

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

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

ДОПУСТИТЬ К ЗАЩИТЕ

Зав.кафедрой

_____ И.В.Бучко

«__»_____2018 г.

ДИПЛОМНЫЙ ПРОЕКТ

на тему: Разработка проекта обогатительной фабрики по переработки руд месторождения «Маломыр»

Исполнитель

студент группы 216-ос

_____ А.В.Процко

Руководитель

д.г-м.н., профессор

_____ Т.В. Кезина

Консультанты:

по разделу геология

д.г-м.н., профессор

_____ И.В. Бучко

по разделу безопасность

и экологичность проекта

д.г-м.н., профессор

_____ Т.В. Кезина

по разделу экономика

д.г-м.н., профессор

_____ К.К. Размахнин

Нормоконтроль

ст.преподаватель

_____ С.М. Авраменко

Рецензент:

_____ А.А. Дубов

Благовещенск 2018

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

Факультет Инженерно-физический
Кафедра Геологии и природопользования

УТВЕРЖДАЮ

Зав.кафедрой

_____ И.В.Бучко

«___»_____ 2018 г.

ЗАДАНИЕ

К выпускному квалификационному проекту студента группы 216-ос Процко
Александра Вячеславовича

1. Тема дипломного проекта: Проект обогатительной фабрики на базе
(утверждено приказом от 30.12.2016 г №2887-уч)
месторождения «Маломыр»
2. Срок сдачи студентом законченной работы: 17 февраля 2018 г.
3. Исходные данные к дипломному проекту: Производительность 640 000
т/год, содержание в исходной руде 6 г/т
4. Содержание дипломного проекта: Геологическая часть, технологическая
часть, выбор и расчет основного оборудования, вспомогательные службы,
специальная часть, патентные исследования, экономическая часть,
безопасность и экологичность проекта.
5. Перечень материалов: 102 страницы, 11 приложений, 37 таблиц, 2 рисунка,
30 источников.
6. Дата выдачи задания: 1 сентября 2017 г.

Руководитель выпускного квалификационного проекта: Кезина Татьяна
Владимировна д.г-м.н., профессор

Задание принял к исполнению (дата): _____

РЕФЕРАТ

Дипломный проект состоит из 102 страниц, 2 рисунков, 11 приложений, 37 таблиц, 30 источников литературы.

ЗОЛОТО, МЕСТОРОЖДЕНИЕ МАЛОМЫР, СХЕМА ОБОГАЩЕНИЯ, ВЫХОД, СОДЕРЖАНИЕ, ИЗВЛЕЧЕНИЕ, ОБОРУДОВАНИЕ, КОНЦЕНТРАТ, ЦИАНИРОВАНИЕ, СОРБЦИЯ, РЕГЕНЕРАЦИЯ, ОТХОДЫ, СЕБЕСТОИМОСТЬ, ПРИБЫЛЬ, БЕЗОПАСНОСТЬ

Объектом проектирования является обогатительная фабрика на базе золотосодержащих руд месторождения «Маломыр».

Для решения поставленной цели необходимо решить следующие задачи:

- на основании изучения вещественного состава руд выбрать и обосновать технологическую схему обогащения;
- рассчитать качественно-количественную и водно-шламовую схемы обогащения;
- произвести выбор и расчёт основного и вспомогательного оборудования;
- рассчитать технико-экономические показатели обогащения;
- разработать раздел экологической и производственной безопасности.

СОДЕРЖАНИЕ

Введение.....	8
1 Геологическая часть.....	10
1.1 Общие сведения о предприятии и месторождении.....	10
1.2 Геология месторождения.....	10
1.3 Вещественный состав руд.....	13
1.4 Характеристика золота.....	13
2 Технологическая часть.....	19
2.1 Обоснование технологической схемы и ее описание.....	19
2.2 Описание и режимные параметры технологического процесса.....	20
2.2.1 Корпус крупного дробления руды № 1.....	20
2.2.2 Корпус измельчения руды № 1.....	21
2.2.3 Корпус сорбции.....	22
2.2.4 Отделение регенерации смолы.....	24
2.2.5 Плавильное отделение.....	28
2.3 Расчет качественно-количественной схемы обогащения.....	29
2.4 Расчет водно – шламовой схемы. Баланс воды.....	33
3 Выбор и расчет основного оборудования.....	39
3.1 Выбор и расчет основного оборудования для крупного дробления.....	39
3.2 Выбор и расчет мельниц самоизмельчения.....	40
3.3 Выбор и расчет спиральных классификаторов.....	411
3.4 Расчет гидроциклонов.....	42
3.5 Выбор и расчет мельниц для измельчения.....	43
3.6 Расчет оборудования для грохочения.....	44
3.7 Выбор и расчет сгустителя.....	44
3.8 Расчет оборудования для предварительного и сорбционного цианирования.....	45
3.9 Расчет оборудования отделений регенерации и электролиза.....	46

3.10 Расчет оборудования для фильтрования хвостов сорбции и расчет контактных чанов	47
3.11 Выбор и расчет песковых насосов.....	48
4 Вспомогательные службы	50
4.1 Электроснабжение.....	50
4.2 Теплоснабжение.....	50
4.3 Водоснабжение и канализация.....	51
4.4 Хвостовое хозяйство	52
4.5 Система оборотного и технического водоснабжения.....	52
4.6 Реагентное хозяйство	52
4.7 Ремонтно-механическая служба.....	54
4.8 Производственный дренаж полов в корпусах обогатительной фабрики ...	55
5 Специальная часть. Процесс рудоподготовки с использованием мельниц полусамоизмельчения.....	56
5.1 Мельницы ПСИ и особенности процессов измельчения.....	56
6 Экономическая часть	56
6.1 Организация работ и режим работы фабрики Маломирский ГОК.....	61
6.2 Расчет производственной мощности плана реализации продукции.....	61
6.3 Расчет численности трудящихся.....	64
6.4 Производительность труда.....	70
6.5 Расчет заработной платы.....	70
6.6 Основные фонды	72
6.7 Структура промышленно-производственных фондов	77
6.8 Оборотные фонды.....	78
6.9 Плата за природопользование	79
6.10 Себестоимость продукции.....	79
6.11 Прибыль и рентабельность.....	80
6.12 Показатели экономической эффективности.....	80
7 Безопасность и экологичность проекта.....	83
7.1 Техника безопасности.....	83

7.1.1 Мероприятия по снижению опасности на проектируемой ЗИФ	83
7.1.2 Защита от производственной пыли и вредных газов.....	84
7.1.3 Мероприятия по снижению шума и вибрации.....	88
7.1.4 Мероприятия направленные на снижение опасностей техногенного характера.....	88
7.1.5 Мероприятия направленные на снижение опасности при подъемно-транспортных работах.....	90
7.1.6 Мероприятия по снижению опасности при электро- и газосварочных работах.....	90
7.1.7 Техника безопасности при эксплуатации электроустановок и электрооборудования.....	90
7.1.8 Пожарная безопасность.....	92
7.2 Охрана окружающей среды.....	94
7.2.1 Экологические аспекты промышленного производства золота из руд Маломырского месторождения	94
7.2.2 Охрана атмосферного воздуха от загрязнения.....	95
7.2.3 Охрана поверхностных и подземных вод.....	96
7.2.4 Охрана почв от отходов производства.....	96
7.2.5 Рекультивация нарушенных земель.....	97
7.2.6 Хвостохранилище.....	98
7.2.7 Дамба.....	99
Заключение.....	100
Библиографический список	101

СПИСОК ГРАФИЧЕСКИХ ПРИЛОЖЕНИЙ

Номер приложения	Наименование чертежа	Масштаб	Количество листов
1	Генеральный план	б/м	1
2	Вещественный состав руд	б/м	1
3	Технологическая схема рудоподготовки и обогащения	б/м	1
4	Схема цепи аппаратов рудоподготовки	б/м	1
5	Схема цепи аппаратов ГМО	б/м	1
6	План корпуса крупного дробления	1:100	1
7	Разрез корпуса крупного дробления	1:100	1
8	План корпуса сорбции и регенерации	1:200	1
9	Разрез корпуса сорбции и регенерации	1:100	1
10	Технико-экономические показатели	б/м	1

ВВЕДЕНИЕ

Актуальность темы дипломного проекта заключается в том, что добыча золота является одним из наиболее прибыльных видов ведения экономической деятельности. Сейчас по добыче золота Россия стоит на третьем месте в мире, уступая Китаю и Австралии, по производству - на втором месте с большим отрывом от Поднебесной, производящей более 400 тонн в год.

Основными источниками добычи золота являются коренные и россыпные месторождения. Основная часть балансовых запасов золота Российской Федерации приходится на районы Сибири и Дальнего востока. Коренные месторождения отличаются большим разнообразием состава руд, образованных преимущественно кварцем с включениями сульфидных и не сульфидных минералов.

Объектом исследования является месторождение Маломир. По технологическому типу руды месторождения относятся к легкоцианируемым, которые включают в себя окисленные и кварцитовые руды, перерабатываемые по технологии прямого сорбционного цианирования.

Целью данной работы является проект обогатительной фабрики на базе золотосульфидных руд Маломирского месторождения.

Материалом используемым для выполнения проекта являются:

- литературные данные по лабораторным исследованиям руд Маломирского месторождения;
- литературные данные по научно-исследовательским изысканиям;
- отчет по преддипломной практике.

Для решения поставленной цели необходимо решить следующие задачи:

- на основании вещественного и химического состава руд выбрать и обосновать технологическую схему обогащения;
- рассчитать качественно-количественную и водно-шламовую схемы обогащения;
- произвести выбор и расчет основного и вспомогательного оборудования;

- произвести расчет экономической части;
- разработка мероприятий по безопасности жизнедеятельности и охраны окружающей среды;
- выполнение графической части.

1 ГЕОЛОГИЧЕСКАЯ ЧАСТЬ

1.1 Общие сведения о предприятии и месторождении

Маломырское месторождение золота расположено в Селемджинском районе Амурской области, в бассейне ручьев Сухоныр и Маломыр (левые притоки р.Ниж.Стойба), в 40 км к северу от пос. Стойба, в 80 км к западу от районного центра пос. Экимчан и в 65 км к западу от Токурского золоторудного месторождения. Расстояние от месторождения до станции Февральск, Байкало-Амурской ж-д. магистрали, составляет 120 км [3].

Район занимает обширную территорию 46,7 тыс. кв. км (12,9% территории Амурской области). В районе 7 поселков городского типа и 8 сельских населенных пунктов. Районный центр - поселок Экимчан [3].

В структурном отношении месторождение Маломыр приурочено к Нижнестойбинскому золоторудному узлу Джагды-Селемджинской металлогенической зоны [1].

1.2 Геология месторождения

Месторождение сложено дислоцированными метаморфизованными углеродсодержащими сланцами палеозойского возраста, прорванными окварцованными гранитоидами палеозойского возраста и меловыми дайками среднего и кислого составов. Оруденение с промышленными масштабами установлено на трех участках: «Центральном», «Кварцитовом» и «Ожидаемом». Они располагаются в пределах единой минерализованной структуры.

Наиболее широким распространением в районе пользуются стратифицируемые образования каменноугольного, юрского и мелового возраста. Каменноугольные отложения представлены мынской, златоустовской и сагурской свитами.

Нижнекаменноугольные отложения мынской свиты представлены серицит-хлорит-кварцевыми, альбит-мусковит-кварцевыми, кварц-хлорит-

серицитовыми сланцами, метаморфизованными туфами дацитов, слюдисто-кварцевыми сланцами, кварцитами, филлитизированными алевролитами и песчаниками, метаморфизованными базальтами и их туфами и мраморизованными известняками. Общая мощность свиты около 3100 м.

Основную часть площади в районе рудного поля слагают континентально-осадочные метаморфизованные отложения златоустовской свиты позднепалеозойского возраста [3].

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

Отложения сагурской свиты распространены по периферии выхода пород златоустовской свиты, слагая полосу субширотно-северо-западного простирания шириной 2-3 км, ограниченную с юга Южно-Тукурингским разломом. Породы свиты представлены рассланцованными песчаниками, филлитизированными глинистыми сланцами, серицит-альбит-кварцевыми, эпидот-актинолит-альбитовыми сланцами и metabазальтами. Общая мощность свиты около 660 м [3].

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

Раннемеловые вулканогенно-осадочные образования распространены лишь в южной части района и представлены отложениями бурундинской толщи (туфы андезитов, туфопесчаники, туфоконгломераты, туфогравелиты, туфоалевролиты, андезиты, андезибазальты и их лавобрекчии). Общая мощность толщи составляет не менее 1150 м. Четвертичные отложения представлены аллювиальными образованиями надпойменных террас, русел и

пойм, сложенными галечником, валунником, гравийником, супесью, песком, суглинком. Мощность отложений 2-4 м.

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

Контакты гранитоидов с вмещающими сланцами в большинстве случаев тектонические, реже наблюдаются и интрузивные [3].

Падение тектонических контактов повсеместно крутое 70-90°.

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

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

определяется конкретными условиями, прежде всего глубиной эрозионного среза рудоносных структур, составом и фациальными условиями накопления углеродистых толщ. На Маломырском месторождении и в пределах его рудного поля золотоносные кварцевые жилы и прожилки развиты, приводя к формированию россыпей, но играют подчиненную роль в общем объеме учтенных и прогнозируемых запасов рудного золота.

Золотокварцевая минерализация оказалась менее изученной. В процессе дальнейших работ следует ориентироваться как на оценку золотосульфидного оруденения, так и жильно-прожилкового. В возрастном отношении золотоносная кварцевожильная и жильно прожилковая минерализация является более молодой по сравнению с золотосульфидной прожилково-вкрапленной. Преимущественно она развивается более интенсивно на верхних горизонтах (уровнях) по сравнению с золотосульфидной [4].

1.3 Вещественный состав рудных тел

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

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

Основными минералами, входящими в их состав, являются полевые шпаты, кварц, гидрослюды, карбонаты. Полевые шпаты представлены таблитчатыми индивидами кислого плагиоклаза (альбит, олигоклаз) размер которых изменяется от 0,1 до 0,5 мм, а также тонкозернистыми выделениями

калиевого полевого шпата (ортоклаза), с преобладанием зерен размером в сотые доли миллиметра. Разнозернистые агрегаты кварца развиваются по плагиоклазам, образуют в основной массе породы гнезда, прожилки, скопления неправильной формы. Размер отдельных зерен кварца колеблется от 0,02 до 0,5мм.

Для гидрослюды характерны субпараллельно ориентированные тончешуйчатые агрегаты, придающие породе сланцеватость. Кроме того, гидрослюда замещает плагиоклаз, наблюдается в основной массе породы в тесном сростании с кварцем, ортоклазом, карбонатами. Размер чешуек от тысячных до десятых долей миллиметра. Карбонаты наблюдаются в виде неправильной формы вкрапленников, гнезд, тонких прожилков. Размер выделений от 0,02 до 0,1 мм. Для углистого вещества характерны черные тонкие «пылевидные» частицы, линзовидные, ленточные обособления различной плотности.

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

Порода состоит преимущественно из разнозернистого агрегата полевого шпата и кварца с примесью железистого карбоната. Размер выделений колеблется от 0,01 до 1,00 мм, преобладают зерна в интервале 0,05-0,2мм. Отмечается редкая вкрапленная и прожилково-вкрапленная сульфидная минерализация [4].

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

Таблица 1 – Минеральный состав руды

Минералы, группы минералов	Массовая доля, %
1	2
Кварц	39,7
Полевые шпаты (плагиоклаз, ортоклаз)	23,1
Слюда, гидрослюда	21,4
Карбонаты (анкерит, кальцит, доломит)	9,6
Углистое вещество	1,3
Магнетит	Единичные знаки
Гидроксиды железа (гетит, лимонит)	0,3
Сульфиды:	
Пирит	3,3
Арсенопирит	1,3
Халькопирит	Единичные знаки
Итого:	100

Кварц (массовая доля – 39,7 %), отмечается в виде прозрачных и полупрозрачных угловатых обломков от молочно-белого до светло-серого цвета. По массе преобладает тонкозернистый кварц, с размером зерен десятые, сотые доли миллиметра. Кроме того, отмечаются обломки кристаллов размером до 1 мм. В зернах кварца редко присутствует тонкая вкрапленность сульфидов.

Полевые шпаты, массовая доля которых составляет 23,1%, по данным рентгеноструктурного анализа представлены плагиоклазом (альбит, олигоклаз) и калиевым полевым шпатом (КПШ) - ортоклазом. На долю плагиоклазов приходится 16 %, а КПШ – 7,1 %. Выделения минералов, размером 0,5-1,0 мм, наблюдаются в виде таблитчатых полупрозрачных зерен, со спайностью, сероватого и белого цвета. При микроскопическом исследовании установлено, что основная масса зерен полевых шпатов находится в интервале крупности 0,02-0,2 мм, часто в срастании с кварцем, гидрослюдой, карбонатами.

Гидрослюда (гидросерицит, иллит). Ее массовая доля составляет 21,4 %. Для гидрослюды характерны мелкие чешуйки, их агрегаты, часто отмечается взаимное прораствание их с кварцем, полевыми шпатами, карбонатами. Цвет варьирует от бесцветного, зеленоватого до темно-серого, почти черного. Темная окраска обусловлена вкрапленностью углистого вещества. Размеры чешуек не превышают 0,5мм, а основная их масса имеет крупность 0,05-0,1 мм.

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

Общая массовая доля сульфидов составляет 4,6 %, основным из которых является пирит – 3,3%, массовая доля арсенопирита -1,3%. Таким образом, по количеству сульфидов руда относится к малосульфидному типу руд. Сульфид железа, который присутствует в виде обособленных выделений, а так же образует сростки с другими сульфидами, имеет, в основной массе, крупность менее 0,1 мм. Отдельные редкие зерна пирита достигают величины 0,15-0,25 мм. Они имеют четкую кубическую форму со свойственной пириту штриховкой на гранях кристаллов. Арсенопирит представлен мелкими и, в основном, тонкими зернами дипирамидальной формы и их сростаниями.

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

Химический состав руды представлен в таблице 2.

Таблица 2 - Химический состав руды

Компоненты	Массовая доля, %
1	2
SiO ₂	56,7
Al ₂ O ₃	15,5
TiO ₂	1,34
CaO	8,1
MnO	0,14
K ₂ O	3,39
P ₂ O ₅	0,94
Fe общ.	3,85
Fe окисл.	1,89
Fe сульф.	1,96
S общ.	2,21

Продолжение таблицы 2

1	2
S окисл.	<0,2
S сульф.	2,01
AS общ.	0,61
AS окисл.	0,2
AS сульф.	0,58
Sb	0,007
Zn	0,013
Pb	<0,001
Cu	0,018
CO ₂ кар	4,38
C _{орг}	0,14
Au, г/т	1,44
Ag, г/т	<1,0

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

1.4 Характеристика золота

Основным ценным компонентом является золото, его содержание в руде составляет 6 г/т. Серебро, при содержании менее 1,0 г/т, относится к попутно извлекаемому компоненту.

Золото в руде находится в самородном виде, других минеральных форм не обнаружено. Золото, в основном, тонкое и тонкодисперсное. Практически все золото имеет крупность менее 0,071 мм, а на долю золота крупностью 3 – 25 мкм приходится 69 %, от общей массы золота (при содержании 6 г/т). При дроблении и измельчении руды оно практически не вскрывается и находится в ассоциации с сульфидами и, в меньшей степени, с породообразующими минералами. По данным атомно-абсорбционного анализа содержание благородного металла в сульфидах (по отдельным выборкам) колеблется от 33,8 до 45,9 г/т.

Результаты рационального анализа показывают высокую степень технологической упорности исследуемой руды к цианистому процессу: в

цианируемой форме в ней присутствует 13,8 % золота, которое в основном находится в виде сростков с рудными и породообразующими компонентами. Массовая доля свободного (амальгируемого) золота незначительна и составляет 0,6 % [4].

Основной причиной упорности к цианированию является тесная ассоциация благородного металла с сульфидами. Часть сульфидов тонко вкраплена в породообразующие минералы. С ними и с углистым веществом связано 12,5 % золота. Также на упорность оказывает влияние ассоциация металла с комплексом минералов, растворимых в соляной кислоте - гидроксидами железа, карбонатами и др. (16,5 %) и, в меньшей степени, с аморфным кремнезёмом (2,9 %) и породообразующими минералами (2,5 %).

2 ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ ЧАСТЬ

2.1 Обоснование технологической схемы и ее описание

Все схемы обогащения обычно сложны и классифицируются, исходя из следующих признаков:

- число используемых методов
- число используемых в каждом методе процессов
- число используемых в каждом процессе операций
- число используемых стадий изменения крупности полезного ископаемого.

Основанием для выбора того или иного метода обогащения является достаточное различие в разделительных признаках минералов экономичность использования того или иного метода по данным практики работы обогатительных фабрик. Выбор обогатительного процесса определяется характером вкрапленности разделяемых минералов, различиями в разделительных признаках минералов, технико-экономическими расчетными данными для каждого конкурирующего процесса [1].

Выбор числа операций для осуществления каждого процесса определяется требованиями к конечным продуктам по содержанию и извлечению ценного компонента и техническими возможностями обогатительных аппаратов.

На основании лабораторных исследований малых и укрупненных технологических проб, результатов полупромышленных испытаний технологической пробы Т- 20, практики переработки золотосодержащего сырья для руд участка Кварцитовый месторождения Маломыр рассмотрена схема прямого цианирования руды с использованием процесса "смола в пульпе" В качестве сорбента рекомендована низкоосновная смола PuroGold.

Технологическая схема переработки руд предусматривает:

- крупное дробление исходной руды;
- полусамоизмельчение руды в открытом цикле;

- классификацию в гидроциклонах;
- шаровое доизмельчение песков гидроциклонирования до крупности 80% кл. –0,071мм;
- удаление щепы и сгущение руды в радиальных сгустителях до 40–45% тв.;
- предварительное и сорбционное цианирование руды с сорбцией на ионообменную смолу PuroGold:
 - обезвреживание хвостов цианирования перед сбросом в хвостохранилище;
 - регенерацию насыщенной смолы;
 - электролиз и плавку катодных осадков.

2.2 Описание и режимные параметры технологического процесса

2.2.1 Корпус крупного дробления руды № 1

Корпус крупного дробления руды представляет собой здание размером 18*19,7 м с бункером приема исходной руды размером 6,0*4,5 м. На бункере установлен колосниковый грохот с межколосниковым расстоянием 600 мм.

В корпусе установлены: пластинчатый питатель среднего типа и щековая дробилка PEJ 900*1200 с простым движением щеки [1].

Исходная руда, максимальной крупностью куска 750 мм и влажностью 5 %, автотранспортом подвозится к приемному бункеру узла крупного дробления и сгружается в него. Далее пластинчатым питателем руда подается на операцию дробления в щековую дробилку. Дробленая руда крупностью 300 мм ленточным конвейером подается в корпус измельчения на мельницу мокрого полусамоизмельчения ММПС 55*18. Совместно с дробленой рудой на I стадию измельчения электровибрационным питателем из бункера извести подается известь из расчета 1,5 кг на 1 тонну перерабатываемой руды для создания щелочной среды (защитной щелочи) с рН 10-10,5 предотвращающей образование летучей синильной кислоты HCN.

2.2.2 Корпус измельчения руды № 1

Корпус измельчения предназначен для измельчения окисленных и богатых руд участка Кварцитовый. Корпус представляет собой однопролетное помещение размером 60*24 м. Для переработки указанных руд в корпусе установлен измельчительный блок. В состав блока входят: мельница мокрого полусамоизмельчения ММПС 55*18, две шаровые мельницы с центральной разгрузкой МШЦ 32*54, классифицирующее оборудование, зумпфы и насосы для перекачки продуктов измельчения [1].

Объем руды, перерабатываемой на I стадии измельчения в мельнице ММПС 55*18 мокрого полусамоизмельчения типа «Каскад» составляет 80 т/час. Поступающая в переработку дробленая руда с максимальной крупностью куска 300 мм взвешивается конвейерными весами, установленными на ленточном конвейере. Массовая доля твердого на выходе мельницы «Каскад» – 60-65%, циркулирующая нагрузка – 100%, массовая доля класса минус 0,071 мм на выходе мельницы – 38-42%. В питание мельницы ММПС 55*18 подаются цианосодержащие растворы (маточные растворы электролиза). Данная операция вводится с целью максимально возможного контакта раствора NaCN с вскрывающимися частицами золота при измельчении руды в голове технологического процесса. Этот процесс увеличивает время предварительного цианирования и обеспечивает наиболее полное растворение (выщелачивание) золота в основной схеме цианирования [1].

Выход мельницы «Каскад» (измельченный продукт) крупностью -10 мм с содержанием твердого 60-65% по наклонному желобу в сопровождении воды самотеком поступает на классификацию. Для классификации продукта после первой стадии измельчения смонтирован классификатор спиральный с непогруженной спиралью 1КСН 24*125, работающий в замкнутом цикле с мельницей полусамоизмельчения. Пески классификатора, содержащие 80% твердого, поступают в мельницу «Каскад» на доизмельчение. Слив классификатора крупностью -1 мм, содержащий 30-35% твердого, пульподелителем делится на два потока и самотеком направляется в два зумпфа

объемом 34 м³ каждый. На зумпфах установлены по два шламовых насоса (один в работе, другой в резерве), которыми пульпа подается на гидроциклонирование.

Для классификации продуктов измельчения двух шаровых мельниц МШЦ на каждой из них установлена батарея из 24 гидроциклонов, работающих в режиме (12–в работе, 12–в резерве). Гидроциклоны работают в замкнутом цикле с шаровыми мельницами второй стадии измельчения. Пески гидроциклонов с содержанием твердого 65÷70% являются питанием мельниц МШЦ. Разгрузка обеих шаровых мельниц самотеком направляется в зумпфы [16].

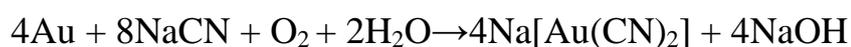
Сливы гидроциклонов, содержащие 25-30% твердого, поступают в два барабанных грохота для отделения щепы. Площадь поверхности грохочения – 15 м² с размером ячейки сетки 1,2*1,2 мм. Грохота работают в режиме 100% резерва. После отделения щепы сливы гидроциклонов через пробоотборник секторный поступают в зумпф объемом 30 м³, из которого шламовыми насосами подаются на сгуститель, а сгущенный продукт в корпус сорбции на предварительное цианирование.

2.2.3 Корпус сорбции

Корпус сорбции представляет собой здание размером 102*18 м. Отделение сорбции предназначено для проведения последующих технологических операций по переработке золотосодержащей пульпы, поступающей с измельчительного отделения. С этой целью в корпусе установлено следующее оборудование: пачуки предварительного цианирования, пачуки сорбционного цианирования, в которые загружается смола «PuroGold» в качестве сорбента, колонны регенерации насыщенной золотом смолы, электролизеры, контактные чаны для приготовления растворов реагентов. В здании корпуса размещаются экспресс-лаборатория и ОТК. Помещение плавильного отделения размещено за пределами основного корпуса сорбции [16].

Слив гидроциклонов мельниц второй стадии измельчения с зумпфа шламовым насосом подается в пачук № 1 на предварительное цианирование. В

работе находится 8 пачуков, последовательно соединенных между собой. Рабочий объем одного пачука цианирования – 200 м³. Движение пульпы по пачукам предварительного цианирования (от пачука № 1 к пачуку № 8) осуществляется самотеком. Во всех пачуках установлены барботажные устройства для интенсивного перемешивания цианируемой пульпы воздухом. В головной пачук цианирования из реагентного отделения подается крепкий раствор цианида натрия (NaCN) концентрацией 10 % в объеме, обеспечивающем рабочую концентрацию цианида в жидкой фазе пульпы 300-350 мг/л. Сюда же возможна частичная подача щелочно-цианистых растворов (слива регенерационной колонны донасыщения смолы богатыми регенератами и маточных растворов электролиза). Дополнительная подача извести на предварительное цианирование не требуется. Время предварительного цианирования ~12 часов. Цианирование золота протекает по следующей химической реакции:



После предварительного цианирования пульпа из пачука № 8 самотеком поступает на сорбционное цианирование в пачук № 1, где происходит дорастворение золота из твердой фазы пульпы и сорбция растворенного золота на низкоосновную смолу «PuroGold» (сорбент). В работе находится 8 пачуков, имеющих схожую конструкцию с пачуками предварительного цианирования. Пачуки сорбции снабжены сетчатыми дренажными устройствами с размером ячейки сетки 0,63*0,63 мм. Движение пульпы и смолы по пачукам осуществляется в противоточном режиме. Для обеспечения непрерывного передвижения пульпы и смолы в пачуках сорбционного цианирования установлены транспортные эрлифты. Пульпа совместно с сорбентом эрлифтом подается на сетчатое дренажное устройство, которым смола отделяется от пульпы. Смола по желобу самотеком транспортируется в предыдущий пачук, а пульпа по двум желобам самотеком перетекает в последующий пачук. Таким образом, соблюдается режим противотока. Из хвостового пачука сорбционного цианирования обеззолоченная пульпа направляется на контрольное грохочение

в барабанный грохот с размером ячейки сетки 0,63*0,63 мм для улавливания смолы в хвостовой пульпе. Хвосты сорбции (минусовой класс) через автоматический пробоотборник поступают в зумпф объемом 30 м³ и насосами откачиваются в хвостохранилище. Уловленная смола (плюсовой класс) возвращается в процесс сорбции в хвостовой пачук. Для проведения смыва полов и возврата возможных проливов технологических растворов в отделении сорбции на отметке 0,0 м имеется дренажная канава с приямками для двух вертикальных насосов, которыми технологические потери откачиваются в процесс [1].

Насыщенная смола из головного пачука сорбции непрерывно эрлифтом выводится на грохочение в барабанный грохот. Подрешетный продукт грохота возвращается в головной пачук сорбции, а смола направляется в эрлифтную установку, которой подается на концентрационный стол для отделения от песков. Пески стола загружаются в контейнера и завозятся на бункер руды.

2.2.4 Отделение регенерации смолы

С целью проведения технологической операции регенерации насыщенной золотом пульпы в отделении сорбции установлено шесть колонн объемом 15 м³ каждая. Первая колонна предназначена для отмывки смолы от илов, вторая колонна для донасыщения смолы товарным регенератом, три колонны на процесс десорбции золота с насыщенной смолы и колонна для водной отмывки смолы от реагентов (цианистого натрия и соды каустической) [19].

В целях поддержания необходимой температуры в регенерационных колоннах вода и растворы, поступающие в них, подогреваются до температуры 55-60 °С. Для подогрева установлено два электрических паровых котла, в комплекте с двумя станциями охлаждения. Нагретые паром из котла в емкости горячей воды объемом 10 м³ до необходимой температуры вода и реагенты химическим насосом подаются в технологический процесс отделения регенерации. Все регенерационные колонны снабжены эрлифтами для обеспечения непрерывного движения смолы по колоннам. Скорость перекачки

смола определяется скоростью потока насыщенной смолы, выводимой из пульпового процесса сорбционного цианирования.

Отделенная от песков на концентрационном столе насыщенная смола самотеком транспортируется в первую регенерационную (промывочную) колонну для отмывки от илов. На отмывку используется техническая вода, расход которой на один кубический метр смолы составляет 7,5–10,0 м³/час. Промывка этой колонны самотеком направляется в питающий трубопровод барабанного грохота отмывки смолы от илов. Далее сорбент эрлифтом транспортируется в загрузочную воронку колонны на донасыщение смолы товарным регенератом (ТР) и вытеснения транспортной воды. Из пяти объемов ТР, получаемых при десорбции одного объема смолы, два объема используются в операцию донасыщения и вытеснения воды. Продолжительность процесса донасыщения смолы ~ 50 часов. Слив колонны направляется в емкость объемом 10 м³ и химическим насосом подается в мельницу первой стадии измельчения ММС для предварительного цианирования перерабатываемой руды в голове процесса. В последующих колоннах осуществляется процесс десорбции золота с насыщенной смолой, который ведется в режиме противотока. Десорбция золота проводится свежим щелочно-цианистым (десорбирующим) раствором, имеющим рабочую температуру 55-60⁰С. Десорбирующий раствор из напорного бачка, установленного над колонной, самотеком поступает в её нижнюю часть и двигается снизу вверх. Выходящий сверху раствор эрлифтом откачивается в напорный бачок колонны десорбции далее самотеком поступает в нижнюю часть колонны. По аналогичной схеме десорбирующий раствор проходит через колонну. Частично обедненная по золоту смола из колонны эрлифтом транспортируется через загрузочную воронку в колонну на вторую стадию десорбции, далее смола эрлифтом подается в колонну. Насыщаясь золотом, при продвижении в колоннах десорбции, десорбирующий раствор образует богатый товарный регенерат, который собирается в емкость-отстойник для осаждения тонких осадков,

присутствующих в нем. По мере накопления, осадок периодически самотеком сбрасывается в регенерационную колонну [19].

Осветленный в отстойнике товарный регенерат самотеком (через переливную трубу) направляется в напорную емкость электролизеров.

Насыщенный сорбент, пройдя колонны десорбции, обедняется по золоту, восстанавливая свои сорбционные свойства. После десорбции, бедный по содержанию золота сорбент, эрлифтом закачивается в регенерационную колонну для водной отмывки смолы от реагентов. Отмывка ведется горячей водой (55-60⁰C). Соотношение объема промывной воды к объему смолы составляет 4:1. Отмытая от реагентов в колонне смола эрлифтом закачивается в емкость объемом 2 м³, установленную на отметке 15,0 м отделения регенерации. Далее по наклонному трубопроводу диаметром 100 мм смола самотеком двигается в емкость объемом 2 м³, установленную на отметке 10,8 м отделения сорбции, из которой самотеком направляется в технологический процесс сорбционного цианирования [19].

Слив колонны, содержащий цианид натрия и щелочь, поступает в емкости реагентного отделения. В емкости приготавливается раствор цианида натрия концентрацией 10%, а в емкости готовится раствор щелочи (каустической соды) концентрацией 10%. Приготовление указанных растворов ведется горячей водой, что обеспечивает максимальное растворение сухих реагентов. Для подачи исходных реагентов в растворные емкости над каждой из них устроены загрузочные воронки. В емкостях приготовления растворов установлены мешалки для перемешивания приготавливаемых растворов. Готовые к применению растворы цианида натрия и щелочи химическими насосами отдельно закачиваются в напорные баки. Из напорных баков растворы самотеком направляются в установленную над колонной десорбции напорную емкость, где происходит их предварительное смешивание. Дозировка растворов цианида натрия и щелочи производится в объемах, обеспечивающих следующую рабочую концентрацию реагентов в приготавливаемом десорбирующим растворе: NaCN – 20 г/л, NaOH – 5 г/л.

Далее, смешанный раствор поступает в эрлифтную установку. Здесь, в процессе перекачки раствора происходит окончательное перемешивание растворов реагентов и горячей воды с получением десорбирующего раствора, применяемого в процессе десорбции золота [2].

Осветленный товарный регенерат из напорной емкости самотеком поступает в электролизное отделение, расположенное в осях. Для электролитического выделения благородных металлов (золота и серебра) в отделении установлено четыре электролизера объемом 1 м³ каждый с площадью катодной поверхности 40 м², расположенных каскадным способом и соединенных между собой последовательно. Товарный регенерат поступает в ванну электролизера № 1 и самотеком перетекает до электролизера № 4, обедняясь по золоту в ходе движения по цепочке электролизеров.

Процесс электролиза – электрохимическая реакция, протекающая на электродах (катодах и анодах). На катодные и анодные пластины электролизеров, изготовленные из нержавеющей стали, от выпрямителя нереверсивного подается постоянный электрический ток напряжением до 24 вольт. Под действием постоянного электрического тока на катодах и анодах электролизеров протекают электрохимические реакции, в результате которых на катодных пластинах восстанавливается золото, т.е. образуется катодный осадок. Конечными продуктами электролиза товарного регенерата являются катодные осадки и обеззолоченные маточные растворы. Контроль процесса электролиза осуществляется по концентрации золота на входе и выходе электролизеров. Маточные растворы, выходящие с ванны последнего электролизера самотеком поступают в емкость объемом 10 м³ и химическим насосом транспортируются в загрузочную течку мельницы первой стадии измельчения ММС 55*18. Для проведения смыва полов и возврата возможных проливов технологических растворов в отделениях регенерации, электролиза и приготовления растворов химических реагентов на отметке 0,0 м имеется дренажная канава с приямками для вертикальных насосов, которыми технологические потери откачиваются в процесс [1].

Съем катодных осадков со всех электролизеров и полной зачисткой катодных пластин проводится один максимум два раза в месяц. Основная масса катодных осадков смывается с катодных пластин чистой технической водой, а оставшиеся осадки металлическими скребками (шпателями) или металлическими щетками счищаются с каждой катодной пластины. Снятые катодные осадки поступают в два нутч-фильтра для фильтрации растворов. Нутч-фильтры оборудованы ложным днищем в виде решетки и устланы фильтровальной тканью. Вакуумная магистраль с фильтров подведена под ложное днище и через ресивер подключена к водокольцевому вакуум-насосу. Отфильтрованные растворы из ресивера химическим насосом откачиваются в емкость.

2.2.5 Плавильное отделение

Плавильное отделение расположено в отдельно стоящем одноэтажном здании. В здании плавильного отделения расположены следующие помещения: сушилки; плавки; весовая с комнатой готовой продукции; кладовые реагентов и тиглей; электрощитовая; узел ввода и приточная венткамера; вытяжная венткамера; гардероб, комната приема пищи, душ, туалет; комната охраны.

Обезвоженные осадки помещаются в противни из нержавеющей стали слоем высотой 40-50 мм, печатываются и доставляются в плавильное отделение, где помещаются в камерную сушильную печь, предварительно разогретую до температуры 80-100⁰С. После этого температура в сушильной печи поднимается до 200-250⁰С. Процесс сушки катодного осадка длится 2-3 часа. Высушенный ЗСМ (золотосодержащий материал) выгружают из печи, охлаждают на воздухе, взвешивают на электронных платформенных весах и передают на хранение в ЗПК (золотоприемную кассу) до проведения плавки.

Плавка катодного осадка производится в индукционных печах, установленных под вытяжными зонтами. Для нормальной работы индукционных печей установлены станции охлаждения (поз.94). Работа с пылеобразующими материалами (подготовка шихты, загрузка материала на

противень, выгрузка с противня должна проводиться в вытяжном шкафу или под местной вытяжной вентиляцией [19].

2.3 Расчет качественно-количественной схемы обогащения

Метод расчета качественно-количественной схемы обогащения Маломырского месторождения будем вести на основании составления баланса металлов:

$$\begin{cases} \gamma_{исх} = \gamma_{к-та} + \gamma_{хв} \\ \gamma \times \alpha = \gamma_{к-та} \times \beta_{к-та} + \gamma_{хв} \times \beta_{хв} \end{cases} \quad (1)$$

где $\gamma_{исх}$ – выход в исходном продукте, %,

α - содержание ценного компонента в исходной руде, %,

$\gamma_{к-та}$ - выход концентрата, %,

$\gamma_{хв}$ - выход хвостов, %,

$\beta_{к-та}$ - содержание ценного компонента в концентрате, %,

$\beta_{хв}$ - содержание ценного компонента в хвостах, %

Все расчеты продуктов в схеме обогащения ведем согласно составления баланса металлов. Составляем общий баланс металлов [22].

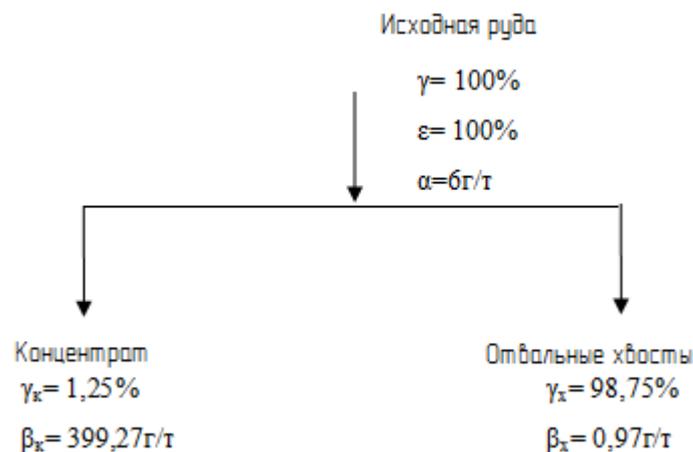


Рисунок 2 – Схема общего баланса металла

Определяем показатели обогащения 15 продукта по формуле (1):

$$\begin{cases} \gamma_{13} + \gamma_{29} = \gamma_{15} + \gamma_{14} \\ \gamma_{13} \times \beta_{13} + \gamma_{29} \times \beta_{29} = \gamma_{15} \times \beta_{15} + \gamma_{14} \times \beta_{14} \end{cases}$$

$$\gamma_{15} = \frac{\gamma_{13}(\beta_{13} - \beta_{14}) + \gamma_{29}(\beta_{29} - \beta_{14})}{\beta_{15} - \beta_{14}} = 0,1021$$

Все остальные показатели рассчитываем аналогично. Составляем таблицу общего баланса металла, данные сводим в таблицу 6.

Таблица 6– Общий баланс металла

Продукт	Выход Au, %	Содержание Au β , г/т	Извлечение Au ε , %
Поступает:			
Исходная руда	100	6	100
Итого:	100	6	100
Выходит:			
Концентрат	1,25	399,27	83,18
Отвальные хвосты	98,75	0,97	16,82
Итого:	100	6	100

Все результаты расчета качественно-количественной схемы вносим в таблицу 7.

Таблица 7 –Качественно-количественная схема

№ п/п	Наименование операции и продуктов	Масса, т/ч	Содержание Au, г/т	Концентрация Au в ж, г/м ³	Извлечение Au, %
1	2	3	4	5	6
	Измельчение, классификация				
	Поступает:				
	Дробленая руда	80	6	0	100
	<i>Итого:</i>	80	6	0	100
	Выходит:				
	Слив гидроциклонов	80	6	0	100
	<i>Итого:</i>	80	6	0	100
VI	Щепоулавливание				
	Поступает:				
6	Слив гидроциклонов	80	6	0	100
	<i>Итого:</i>	80	6	0	100
	Выходит:				
	<i>Итого:</i>	80	6	0	100
VII	Сгущение				
	Поступает:				
6	Слив гидроциклонов	80	6	0	100
	<i>Итого:</i>	80	6	0	100
	Выходит:				
	<i>Итого:</i>	80	6	0	100
12	Сгущенный продукт	80	6	0	100
	<i>Итого:</i>	80	6	0	100
VIII	Предварительное цианирование				
	Поступает:				
12	Сгущенный продукт	80	6	0	100
	<i>Итого:</i>	80	6	0	100
	Выходит:				
13	Пульпа	80	1,5	3,546	100,83
	<i>Итого:</i>	80	1,5	3,546	100,83
IX	Сорбционное выщелачивание				
	Поступает:				
13	Пульпа	80	1,5	3,546	100,83
29	Смола	0,1021	50	0	1,06
	<i>Итого:</i>	80,1021	51,5	3,546	101,89
	Выходит:				
15	Смола	0,1021	4000	0	85,08
	Хвосты	80	0,97	0,03	16,82
	<i>Итого:</i>	80,1021	4000,97	0,03	101,89
XIII	Отмывка от песка, илов и щепы				
	Поступает:				
17	Смола	0,1021	4000	0	85,08
	<i>Итого:</i>				

Продолжение таблицы 7

1	2	3	4	5	6
	Выходит:				
19	Смола	0,1021	4000	0	85,08
	Щепа	-	-	-	-
	<i>Итого:</i>	0,1021	4000	0	85,08
XI	Контрольное грохочение				
	Поступает:				
14	Хвосты	80	0,97	0,03	16,82
	<i>Итого:</i>	80	0,97	0,03	16,82
	Выходит:				
30	Надрешетный продукт				
44	Слив	4,04	-	-	-
	<i>Итого:</i>	4,04			
	Вытеснение воды				
	Поступает:				
	Смола	0,1021	4045	0	86,03
	Элюат бедный	0	0	10	1,19
	<i>Итого:</i>	0,1021	4045	10	87,22
	Смола	0,1021	4045	0	86,03
	Раствор	0	0	2	0,715
	<i>Итого:</i>	0,1021			86,74
XV	Десорбция металлов				
	Поступает:				
20	Смола	0,1021	4045	0	86,03
28	Раствор с NaOH, NaCN				
	<i>Итого:</i>	0,1021	4045	0	86,03
	Выходит:				
22	Элюат богатый	0	0	281,34	83,777
	Элюат бедный	0	0	10	1,19
23	Смола	0,1021	50	0	1,06
	<i>Итого:</i>	0,1021	50	281,34	86,03
XVII	Промывка				
	Поступает:				
23	Смола	0,1021	50	0	1,06
	<i>Итого:</i>	0,1021	50	0	1,06
	Выходит:				
28	Раствор	-	-	-	-
29	Смола	0,1021	50	0	1,06
	<i>Итого:</i>	0,1021	50	0	1,06
XVI	Электролиз				
	Поступает:				
22	Элюат богатый	-	-	10	83,777
	<i>Итого:</i>	-	-	10	83,777
	Выходит:				
25	Катодный осадок	-	399,27	1,25	83,187
24	Обеззолоченный раствор	0	0	2	0,59
	<i>Итого:</i>		399,27	3,25	83,777

2.4 Расчет водно – шламовой схемы. Баланс воды

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 [22].

На основании данных практики устанавливаются значения R (Ж:Т) и нормы расхода воды для отдельных операций. С помощью формулы:

$$W_n = Q_n * R_n \quad (2)$$

Определяется количество воды в продуктах и операциях с известными значениями R_n , причем Q_n берутся из количественной схемы [22].

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

По формуле:

$$V_{\text{п}} = W + \frac{Q}{R} \quad (3)$$

где $W_{\text{п}}$ – расход воды (производительность по воде) с продуктом, м³ в единицу времени;

Q – количество твердого, т/сут;

R – весовое соотношение Ж:Т, численно равное массе воды на 1 т твердого.

Целью проектирования водно – шламовой схемы является:

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

Таблица 8 - Результаты расчета водно-шламовой схемы

№	Наименование операции и продуктов	Количество твердого Q, т/час	Плотность пульпы T, %	Разбавление R, %	Количество воды W, м ³ /сут	Объем пульпы V, м ³ /сут
1	2	3	4	5	6	7
I	Дробление:					
	<i>Посупает:</i>					
1	Исходная руда	80	94	0,0625	5	36
	<i>Итого:</i>	80	94	0,0625	5	36
	<i>Выходит:</i>					
2	Дробленная руда	8	94	0,0625	5	36
	<i>Итого:</i>	8	4	0,0625	5	36
II	Самозмельчение:					
	<i>Поступает:</i>					
2	Дробленная руда	80	94	0,0625	5	36
5	Пески классификатора	80	94	0,0625	20	51
40	Слив	-	-	-	28	28
	<i>Итого:</i>	160	75	0,33	53	115
	<i>Выходит:</i>					
3	Измельченный продукт	160	75	0,33	53	115
	<i>Итого:</i>	160	75	0,33	53	115
III	Классификация:					
	<i>Поступает:</i>					
3	Измельченный продукт	160	75	0,33	53	115
39	Слив	-	-	-	65	65
	<i>Итого:</i>	160	75	0,73	118	180
	<i>Выходит:</i>					
4	Слив классификатора	80	44	1,225	98	129
5	Пески классификатора	80	44	0,25	20	51
	<i>Итого:</i>	160	57	0,737	118	180
	<i>Выходит:</i>					
IV	Гидроциклонирование:					
	<i>Поступает:</i>					
4	Слив классификатора	80	44	1,225	98	129
10	Измельченный продукт	160	70	0,425	68	130
38	Слив	-	-	-	142	142
	<i>Итого:</i>	240	43	1,28	308	401
	<i>Выходит:</i>					
6	Слив гидроциклонов	80	25	3	240	271
7	Пески гидроциклонов	160	70	0,425	68	130
	<i>Итого:</i>	240	43	1,28	308	401
V	Измельчение:					
	<i>Поступает:</i>					
7	Пески гидроциклонов	160	70	0,425	68	130
	<i>Итого:</i>	160	70	0,425	68	130
	<i>Выходит:</i>					
10	Измельченный продукт	160	70	0,425	68	130

Продолжение таблицы 8

1	2	3	4	5	6	7
	<i>Итого:</i>	160	70	0,425	68	130
VI	Щепоулавливание:					
	<i>Поступает:</i>					
6	Слив гидроциклонов	80	25	3	240	271
37	Слив	-	-	-	5	5
	<i>Итого:</i>	80	24	3,06	245	276
	<i>Выходит:</i>					
8	Слив	80	24	3,06	245	276
	<i>Итого:</i>	80	24	3,06	245	276
VII	Сгущение:					
	<i>Поступает:</i>					
6	Слив гидроциклонов	80	24	3,06	245	276
	<i>Итого:</i>	80	24	3,06	245	276
	<i>Выходит:</i>					
12	Сгущенный продукт	80	40	1,5	120	151
11	Слив в оборот	-	-	-	125	125
	<i>Итого:</i>	80	24	3,06	245	276
VIII	Предварительное цианирование:					
	<i>Поступает:</i>					
12	Сгущенный продукт	80	40	1,5	120	151
	<i>Итого:</i>	80	40	1,5	120	151
	<i>Выходит:</i>					
13	Пульпа	80	40	1,5	120	151
	<i>Итого:</i>	80	40	1,5	120	151
IX	Сорбционное цианирование:					
	<i>Поступает:</i>					
13	Пульпа	80	40	1,5	120	151
29	Сорбент	-	-	-	0,5	-
	<i>Итого:</i>	80	39	1,56	125	151
	<i>Выходит:</i>					
15	Сорбент	-	-	-	0,5	-
14	Пульпа	80	40	1,5	120	151
	<i>Итого:</i>	80	39	1,56	125	151
X	Грохочение и отмывка смолы					
	<i>Поступает:</i>					
15	Сорбент	-	-	-	0,5	-
36	Слив	-	-	-	10	10
	<i>Итого:</i>	-	-	-	10,5	10
	<i>Выходит:</i>					
17	Сорбент	-	-	-	0,5	-
16	Пульпа	-	-	-	10	10
	<i>Итого:</i>	-	-	-	10,5	10
XI	Контрольное грохочение:					
	<i>Поступает</i>					

Продолжение таблицы 8

1	2	3	4	5	6	7
14	Пульпа	80	40	1,5	120	151
16	Пульпа	-	-	-	10	10
18	Пульпа	-	-	-	10	10
	Итого:	80	36	1,75	140	171
	<i>Выходит:</i>					
33	Пульпа	80	36	1,75	140	171
	<i>Итого:</i>	80	36	1,75	140	171
XII	Промывка					
	<i>Поступает:</i>					
17	Сорбент	-	-	-	0,5	-
35	Слив	-	-	-	10	10
	<i>Итого:</i>	-	-	-	10,5	10
	<i>Выходит:</i>					
19	Сорбент	-	-	-	0,5	-
18	Вода	-	-	-	10	10
	<i>Итого:</i>	-	-	-	10,5	10
XIII	Донасыщение					
	<i>Поступает:</i>					
19	Сорбент	-	-	-	0,5	-
22	Товарный раствор	-	-	-	1	3,5
	<i>Итого:</i>	-	-	-	1,5	3,5
	<i>Выходит:</i>					
20	Сорбент	-	-	-	1	3
21	Маточник	-	-	-	0,5	0,5
	<i>Итого:</i>	-	-	-	1,5	3,5
XIV	Десорбция					
	<i>Поступает:</i>					
20	Сорбент	-	-	-	1	1
28	Промвода	-	-	-	3	3
	<i>Итого:</i>	-	-	-	4	4
	<i>Выходит:</i>					
23	Сорбент	-	-	-	0,5	0,5
22	Товарный раствор	-	-	-	3,5	3,5
	<i>Итого:</i>	-	-	-	4	4
XV	Электролиз					
	<i>Поступает:</i>					
22	Товарный раствор	-	-	-	3,5	3,5
27	Фильтрат	-	-	-	-	-
	<i>Итого:</i>	-	-	-	3,5	3,5
	<i>Выходит:</i>					
25	Катодный осадок	-	-	-	-	-
24	Маточник	-	-	-	3,5	3,5
	<i>Итого:</i>	-	-	-	3,5	3,5
XVI	Промывка					
	<i>Поступает:</i>					
23	Сорбент	-	-	-	0,5	-
34	Техническая вода	-	-	-	3	3
	<i>Итого:</i>	-	-	-	3,5	3

Продолжение таблицы 8

1	2	3	4	5	6	7
	<i>Выходит:</i>					
26	Промвода	-	-	-	3	3
27	Смола	-	-	-	0,5	-
	<i>Итого:</i>	-	-	-	3,5	3
XVI I	Фильтрование					
	<i>Поступает:</i>					
25	Катодный осадок	-	-	-	-	-
	<i>Итого:</i>	-	-	-	-	-
	<i>Выходит:</i>					
28	Кек	-	-	-	-	-
29	Фильтрат	-	-	-	-	-
	<i>Итого:</i>	-	-	-	-	-
XVI II	Сушка					
	<i>Поступает:</i>					
28	Кек	-	-	-	-	-
	<i>Итого:</i>	-	-	-	-	-
	<i>Выходит:</i>					
30	Концентрат	-	-	-	-	-
	<i>Итого:</i>	-	-	-	-	-
XIX	Плавка					
	<i>Поступает:</i>					
30	Концентрат	-	-	-	-	-
	<i>Итого:</i>	-	-	-	-	-
	<i>Выходит:</i>					
31	Готовая продукция	-	-	-	-	-
32	Шлак	-	-	-	-	-
	<i>Итого:</i>	-	-	-	-	-

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.:

$$W_1 + \sum L = \sum W_K \quad (4)$$

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.

По данной технологической схеме составление баланса воды не предусматривается, так как на фабрике используется полное оборотное водоснабжение.

3 ВЫБОР И РАСЧЕТ ОСНОВНОГО ОБОРУДОВАНИЯ

3.1 Выбор и расчет основного оборудования для крупного дробления

Определяем часовую производительность цеха дробления по формуле (5):

$$Q_{\text{ч}} = Q / t_{\text{м}} = Q / t_{\text{м}} * k_{\text{и}} \quad (5)$$

где $Q_{\text{ч}}$ – производительность оборудования т/час;

Q – годовая производительность, т/год;

$t_{\text{м}}$ – машинное время, час;

$k_{\text{и}}$ – коэффициент использования оборудования;

$k_{\text{н}}$ – коэффициент неравномерности ($K_{\text{н}} = 1,0 \div 1,1$ или можно делить на 0,95-0,98).

$$Q_{\text{ч}} = 640000 / 8000 = 80 \text{ т/ч}$$

Крупность руды –750 мм. Паспортная производительность принимаемой дробилки при ширине разгрузочной щели 130 мм составляет 240 т/час. Крупность дроблёной руды с учётом закругнения составит 180мм [23].

Количество дробилок определяем по формуле:

$$n = 80 / 240 = 0,3$$

Принимаем к установке 1 дробилку ЩДП 9х12 (РЕJ 0912). Технические характеристики приведены в таблице 9 [23].

Таблица 9 - Основные технические параметры ЩДП 9х12.

1	2
Размеры приемного отверстия, мм Ширина, не менее Длина, не менее	900±45 1200±60
Ширина выходной щели в фазе раскрытия, мм Номинальная Диапазон регулирования	130 ±35
Наибольший размер куска исходного материала, мм	750
Мощность электродвигателя, кВт	90
Частота вращения вала эксцентрикового, об/мин	200
Производительность при номинальной ширине выходной щели, м ³ /ч	180

1	2
Габаритные размеры дробилки, мм	
- длина без привода, не более	5010
- ширина без привода, не более	3120
- высота без привода, не более	3010
Масса дробилки с приводом без электрооборудования, кг	61410

3.2 Выбор и расчет мельниц самоизмельчения

Часовая производительность корпуса измельчения №1 - 80 т. Мельница работает в замкнутом цикле [22].

Часовая производительность мельницы в замкнутом цикле по исходной руде рассчитывается по формуле:

$$Q = q_0 * V = q / (\beta - \alpha) \quad (6)$$

$$Q = 0.526 / 0.23 - 0.05 = 101 \text{ т/час}$$

где β – содержание расчетного класса крупности в готовом продукте, доли ед.;

α – содержание расчетного класса крупности в питании, доли ед.;

q – удельная производительность мельницы по классу –0,074 мм, т/м³ч

V – рабочий объем мельницы, м³.

Число мельниц определяем по формуле:

$$n = Q / Q_1 = Q * k_1 / Q_1 * k_2 \quad (7)$$

$$n = 80 * 1.15 / 80 * 1.13 = 0.7 \approx 1$$

где k_1 – коэффициент неравномерности, принимаем равным 1,15

k_2 – коэффициент, учитывающий твердость руды, равный 1,3

Принимаем к установке мельницу MZS 5,5x1,8. Технические характеристики приведены в таблице 10 [23].

Таблица 10 - Технические характеристики мельницы MZS 5,5x1,8.

1	2
Диаметр барабана, мм	5500
Длина барабана, мм	1800
Рабочий объем барабана мельницы, м ³	34,6
Диаметр загружаемых шаров, мм	100
Загрузка шаров от объема барабана, %	14-16
Единовременная загрузка шаров, т	20
Расход шаров на 1 т руды, кг	1

1	2
Мощность двигателя главного привода, кВт	800
Частота вращения двигателя, об/мин	167
Напряжение, В	6000
Масса мельницы без двигателя, т	192
Масса двигателя, т	16,75

3.3 Выбор и расчет спиральных классификаторов

Определяем производительность классификатора по твердому в сливе по формуле:

$$Q = m * k_p * k_\beta * Q_{\text{баз}} \text{ т/сут} \quad (8)$$

где m - количество спиралей

k_p - поправочный коэффициент на плотность руды

k_β - поправочный коэффициент на крупность слива

$Q_{\text{баз}}$ – базисная производительность классификатора, т/сут

$$Q = 1 * 1 * 2.5 * 1290 = 3225 \text{ т/сут} = 135 \text{ т/час}$$

Определяем производительность классификатора по пескам по формуле:

$$Q_n = 5.45 * m * k_p * k_\alpha * D^3 * n \quad (9)$$

где k_p - поправочный коэффициент на плотность руды

k_α - коэффициент, учитывающий угол наклона ванны классификатора

D - диаметр спирали, м

n - частота вращения спирали, мин⁻¹

$$Q = 5.45 * 1 * 3.6 * 1 * 1 * 2.4^3 = 271 \text{ т/час}$$

В сливе содержится 80 т/час твердого, рассчитываем количество классификаторов, требуемых к установке по формуле [16]:

$$n = Q_{\text{час}} / Q \quad (10)$$

$$n = 80 / 135 = 0.6 \approx 1$$

К установке принимаем спиральный классификатор 1КСН24х125, технические характеристики приведены в таблице 11 [23].

Таблица 11 - Технические характеристики классификатора 1КСН24х125

Диаметр спирали, мм	2400
Длина корыта, мм	12500
Частота вращения спирали, об/мин	3,67
Мощность двигателя привода спирали, кВт	18,5
Мощность двигателя подъема спирали, кВт	4
Масса классификатора, т	21

3.4 Расчет гидроциклонов

На операцию гидроциклонирования поступает $Q = 401 \text{ м}^3/\text{час}$.

Объемная производительность гидроциклона определяется по формуле:

$$Q_0 = 0.93 * k_D * k_\alpha * d_\alpha * d_c * \sqrt{(10 * P_0)} \quad (11)$$

где k_D и k_α – поправочные коэффициенты на диаметр гидроциклона и угол конусности, см

d_α и d_c – диаметры питающего и сливного патрубков, см

P_0 – рабочее давление на входе в гидроциклон, МПа

$$Q_0 = 0,93 * 1,14 * 1,15 * 5,2 * 8 * \sqrt{(10 * 0,05)} = 35,5 \text{ м}^3/\text{час}$$

Число гидроциклонов рассчитываем по формуле [16]:

$$n = Q / Q_0 \quad (12)$$

где Q – производительность, поступающая на операцию гидроциклонирования, $\text{м}^3/\text{час}$

Q_0 – объемная производительность гидроциклона, $\text{м}^3/\text{час}$

$$n = \frac{401}{35,5} = 9 \text{ шт}$$

К установке принимаем 12 рабочих гидроциклонов и 12 резервных. Всего для 2-х шаровых мельниц установлено 24 гидроциклона. Требуется получить слив крупностью 80% класса -0,074 мм, что соответствует 140 мкм.

Проверяем номинальную крупность слива по формуле [22]:

$$d_H = 1,5 \sqrt{\frac{D * d_c * T_H}{d_H * k_D * (\rho - \rho_0) * \sqrt{P_0}}} \quad (13)$$

где P_0 – рабочее давление на входе в гидроциклон, МПа

k_D – поправочный коэффициент на диаметр гидроциклона, см

ρ – плотность твердого, $\text{г}/\text{см}^3$

T_u – содержание твердого в питании, %

d_c – диаметр сливного патрубка, см

$$d_H = 1,5 \sqrt{\frac{25 \cdot 8 \cdot 44,4}{3,4 \cdot 1,14 \cdot (2,6 - 1) \cdot \sqrt{0,05}}} = 120 \text{ мкм}$$

Таблица 12 - Технические характеристики гидроциклона SAVEX

Диаметр цилиндрической части, мм	250
Размер питающего отверстия, мм	100
Диаметр сливного патрубка, мм	150
Набор песковых насадок диаметром, мм	50,55,60,65,70

3.5 Выбор и расчет мельниц для измельчения

Питанием шаровой мельницы являются пески гидроциклонов в количестве 160 т/час.

Часовую производительность мельниц в замкнутом цикле по исходному питанию рассчитываем по формуле [22]:

$$Q = q_0 * V = \frac{q_{0.074}}{(\beta_{0.074} - \alpha_{0.074})} * V \quad (14)$$

где $q_{0.074}$ – удельная производительность мельницы по классу – 0,074 мм, т/м³*час

$\alpha_{0.074}$ – содержание расчётного класса крупности в питании, доли ед.

$\beta_{0.074}$ – содержание расчётного класса крупности в готовом продукте, доли ед.

V – расчётный объем мельницы, м³

$$Q = \frac{0,61}{0,48 - 0,23} * 39,5 = 96,4 \text{ т/час}$$

Количество мельниц, принимаемых к установке рассчитываем по формуле:

$$n = \frac{Q_n * k_1}{Q} \quad (15)$$

где k_1 – коэффициент неравномерности, принимаем равным 1,15

$$n = 160 * 1,15 / 96,4 = 1,9 \approx 2$$

Принимаем к установке две шаровых мельницы MQY 32x54, технические характеристики приведены в таблице 13 [3].

Таблица 13 - Технические характеристики мельницы MQY 32x54

Диаметр барабана, мм	3200
Длина барабана, мм	5400
Диаметр загружаемых шаров, мм	60
Загрузка шаров от объема барабана, %	35-45
Единовременная загрузка шаров, т	72,7
Мощность двигателя главного привода, кВт	800
Частота вращения двигателя, об/мин	167
Напряжение, В	6000
Масса мельницы без двигателя, т	123
Масса двигателя, т	16,75

3.6 Расчет оборудования для грохочения

Производительность грохота по пульпе равна 3000 м³/час. Определяем число грохотов, принимаемых к установке по формуле:

$$n = \frac{Q_n}{Q_0} \quad (16)$$

где Q_n – часовой поток поступающей пульпы, м³/час

Q_0 – производительность грохота по пульпе, м³/час

$$n = \frac{2700}{3000} = 0,9 \approx 1$$

Принимаем к установке по два грохота на каждой операции, 1 рабочий, 1 резервный. Технические характеристики грохота приведены в таблице 14.

Таблица 14 - Технические характеристики барабанного грохота ГБ -3715.

Размер ячейки сетки, мм	1,2*1,2
Мощность двигателя, кВт	1,5
Частота вращения двигателя, об/мин	1000
Длина грохота, мм	4700
Ширина грохота, мм	1400
Высота грохота, мм	1500
Масса грохота, кг	2430

3.7 Выбор и расчет сгустителя

Определяем площадь сгущения S м² по формуле [22]:

$$S = Q / q, \text{ м}^2 \quad (17)$$

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

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

$$S = 80 / 1 = 80 \text{ м}^2$$

Определяем количество сгустителей, n по формуле:

$$n = S / S_c$$

где S_c – номинальная площадь осаждения, м²

$$n = 80 / 80 = 1$$

Для сгущения слива гидроциклонов принимаем сгуститель СП – 4 [23].

3.8 Расчет оборудования для предварительного и сорбционного цианирования

В операцию предварительного цианирования поступает объемный поток пульпы 150 м³/час. Для процесса сорбционного цианирования применяют пачуки. Количество пачуков, принимаемых к установке рассчитываем по формуле:

$$n = \frac{Q_n * \tau}{Q_p} \quad (18)$$

где Q_n – часовой поток поступающей пульпы, м³/час

Q_p – рабочий объем одного пачука, м³

τ – время сорбционного цианирования, час, (принимаем 10,5 часов по данным практики)

$$n = \frac{150 * 10,5}{200} = 7,8 \approx 8$$

К установке принимаем 8 пачуков. Технические характеристики приведены в таблице 15.

Таблица 15 – Технические характеристики пачука предварительного цианирования.

Диаметр пачука, мм	6000
Высота пачука, мм	10800
Геометрический объем, м ³	220
Рабочий объем, м ³	200
Плотность пульпы, т/м ³	Не более 1,5
Давление воздуха избыточное, кг*с/см ²	Не менее 2,0
Максимальный расход воздуха на перемешивание, н*м ³ /мин	5,0
Масса, т	18

Для операции сорбционного цианирования количество пачуков рассчитывается аналогично расчету пачуков предварительного цианирования.

$$n = \frac{150 * 10,5}{200} = 7,8 \approx 8$$

К установке принимаем 8 пачуков. Технические характеристики приведены в таблице 16.

Таблица 16 - Технические характеристики пачуков сорбционного цианирования.

Диаметр пачука, мм	6000
Высота пачука, мм	10800
Высота аппарата, мм	11800
Геометрический объем, м ³	220
Рабочий объем, м ³	200
Плотность пульпы, т/м ³	Не более 1,5
Давление воздуха избыточное, кг*с/см ²	Не менее 2,0
Максимальный расход воздуха на перемешивание, н*м ³ /мин	5,0
Пропускная способность пачука по пульпе, м ³ /ч	300
Количество сеток (н/ст 0,63×0,63×0,3 мм), шт.	6
Площадь одной сетки, м ²	0,7
Масса аппарата, т	21

3.9 Расчет оборудования отделений регенерации и электролиза

Продвижение смолы в отделении регенерации осуществляется по цепочке однотипных колонн объемом 15 м³ каждая, соединенных между собой последовательно. Передвижка смолы по колоннам осуществляется с помощью эрлифтов, установленных в каждой колонне. Смола в колонны поступает сверху, а выгружается снизу с помощью эрлифта [19].

Обработка смолы реагентами осуществляется путем пропускания растворов в колонке снизу вверх, методом противотока. Таким образом, смола и растворы в регенерационных колонках двигаются навстречу друг другу.

Отмывка сорбента от илов осуществляется в колоннах объемом 15 м³. В отделение регенерации поступает часовой поток смолы равный 0,5 м³/час.

Количество колонн, принимаемых к установке рассчитывается по формуле:

$$n = \frac{G_{\text{смолы}} \cdot \tau}{V_{\text{кол}}} \quad (19)$$

где $G_{\text{смолы}}$ – часовой поток смолы, м³/час

τ – время десорбции, час

$$n = \frac{0,5 \cdot 90}{15} = 3$$

Аналогично рассчитываем колонны для донасыщения, десорбции, отмывки от щелочи. К установке принимаем 6 колонн: 3 колонны на десорбцию, и по 1 колонне на промывку, донасыщение и отмывку от реагентов. Технические характеристики колонн приведены в таблице 17.

Таблица 17 – Технические характеристики колонн регенерации

Диаметр колонны, мм	1400
Высота колонны, мм	10100
Объем колонны, м ³	15,0

В отделение электролиза с отделения регенерации попадает товарный регенерат с содержанием растворенного золота, число электролизеров, принимаемых к установке рассчитывается по формуле:

$$n = \frac{M * 100}{I * \eta * \text{э.х.э}} \quad (20)$$

где э.х.э – электрохимический эквивалент, г/А * час

M – поток золота через электролизёры, г/час

η – выход по току, %

I – ток, проходящий через электролизеры, А

$$n = \frac{281,3 * 100}{7,37 * 1 * 1500} = 2,6$$

Принимаем к установке 4 электролизёра. Технические характеристики представлены в таблице 18.

Таблица 18 - Технические характеристики электролизеров

Рабочий объем ванны, м ³	1,0
Площадь катодной поверхности, м ²	40,0
Площадь анодной поверхности, м ²	40,0

3.10 Расчет оборудования для фильтрования хвостов сорбции и расчет контактных чанов

На фильтрование поступает 80 т/час пульпы. Расчет фильтр-прессов производим по формуле:

$$n = \frac{Q}{s * q} \quad (21)$$

где Q - часовой поток поступающей пульпы, т/час

q- удельная нагрузка, т/м³*час

s – площадь фильтрации, м²

$$n = \frac{80}{800 * 0,034} = 2,9 \text{ шт}$$

К установке принимаем 4 фильтр-пресса, 3 в работе, 1 в резерве.

Контактные чаны для окисления цианида и мышьяка, а также для осаждения мышьяка рассчитываются по формуле [22]:

$$n = \frac{G * \tau}{V} \quad (22)$$

где n - количество контактных чанов

G - поток воды, принимаем равным 50 м³/час

τ- время пребывания в контактном чане, принимаем равным 1 часу

$$n = \frac{50 * 1}{25} = 2 \text{ шт}$$

Принимаем к установке три контактных чана для окисления цианида и мышьяка.

Для осаждения мышьяка рассчитываем контактный чан по формуле (22), при времени пребывания в контактном чане равным 30 мин.

$$n = \frac{50 * 0,5}{25} = 1$$

Для осаждения мышьяка принимаем к установке один контактный чан.

3.11 Выбор и расчет песковых насосов

При выборе насоса определяется общее давление, развиваемое насосом P_н, МПа, по формуле [22]:

$$P_n = P + 0,01H\Delta_c \quad (23)$$

где P_н – общее давление, развиваемое насосом, МПа;

P – давление на входе в гидроциклон, МПа;

H – высота установки ввода питания в гидроциклон относительно оси насоса, м;

Δ_с – плотность суспензии, т/м³.

Для ГЦ-250

$$P_n = 0,25 + 0,01 \times 12,0 \times 1,3 = 0,406$$

Для всех типов гидроциклонов принимаем песковый насос типа НП-1М.

И его технические характеристики заносим в таблицу 19.

Таблица 19 – Технические характеристики пескового насоса НП-1

Параметры	Показатели
Подача, м ³ /ч	7,2
Напор, м вод. ст.	12
Вакуумметрическая высота всасывания, м вод. ст.	1,5
К.п.д., %	50
Электродвигатель:	
Тип	-
Мощность, кВт	2,2
Частота вращения, об/мин	1420
Габаритные размеры, мм: Длина L	900
Ширина В	250
Высота Н	380
Минимальный размер сечения проточного тракта, мм	8

4 ВСПОМОГАТЕЛЬНЫЕ СЛУЖБЫ

4.1 Электроснабжение

Внешнее электроснабжение пускового комплекса ЗИФ выполняется на напряжении 110 кВ.

На площадке фабрики предусматривается ПС 110/6 кВ «Маломыр» с двумя трансформаторами мощностью 16000 кВА. ПС 110 кВ «Маломыр» по двухцепной ВЛ-110 кВ запитывается от ПС 110/6 кВ «Стойба» [19].

Протяженность ВЛ-110 кВ составляет 35 км. ВЛ-110 кВ смонтирована на многогранных двухцепных металлических опорах с подвеской провода АС-120/19. Для электроснабжения высоковольтных двигателей мельниц и организации внутривозвездного электроснабжения, предусматриваются встроенные и пристроенные РП-6 кВ. Пуск высоковольтных двигателей мельниц предусматривается от устройств безударного пуска типа УБПВД-С-6. Потребители 0,4 кВ снабжаются электроэнергией от КТП-6/0,4 кВ наружного и внутреннего исполнения. Внутривозвездные сети площадки фабрики выполняются кабельными и прокладываются в основном по эстакадам.

Потребляемая мощность обработки месторождения «Маломыр»: обогатительная фабрика – 4980 кВт, хвостохранилище – 200 кВт.

Для аварийного обеспечения пускового комплекса электроэнергией смонтирована ДЭС [19].

4.2 Теплоснабжение

Источником теплоснабжения объектов промплощадки обогатительной фабрики принята центральная котельная, на площадке вахтового поселка предусматривается собственная модульная котельная. В качестве теплоносителя принята вода с параметрами 95-70°С.

Прокладка тепловых сетей от котельных к потребителям предусматривается по промплощадке обогатительной фабрики и площадке вахтового поселка. Способ прокладки тепловых сетей принят преимущественно надземный по эстакадам и по низким опорам, а на отдельных участках

подземных непроходных сборных железобетонных каналах. В качестве трубопроводов тепловых сетей приняты трубы стальные электросварные прямошовные по ГОСТ 10704-91 [3]. Для защиты от коррозии предусматривается покрытие трубопроводов тепловых сетей масляной краской БТ-177 ГОСТ 8292-85 за два раза по грунту ГФ-021 ГОСТ 25129-82 [5].

В качестве изоляции трубопроводов тепловых сетей предусмотрены маты прошивные из базальтового волокна. Покровный слой – стеклопластик рулонный ТУ 6-11-145-80 [21].

4.3 Водоснабжение и канализация

Забор воды осуществляется скважинами. Качество воды соответствует требованиям СанПиН 2.1.4.544-96 [17]. В соответствии с требованиями СанПиН 2.1.4.027-95 вокруг скважин оборудуются зоны санитарной охраны первого пояса [18].

Очистка воды предусматривается автоматизированной установкой фильтрации. От водозаборных скважин по внутривозрастным сетям вода подается в резервуары насосной станции хозяйственно-питьевого и противопожарного водоснабжения. Запас воды хранится в шести резервуарах объемом 50 м³ каждый.

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

Расчетный расход оборотной воды для производственных нужд обогатительной фабрики - 4600 м³/сут - обеспечивается насосной станцией, расположенной на хвостохранилище. До 600 м³ в сутки расходуется технической воды.

4.4 Хвостовое хозяйство

Территория под хвостохранилище расположена рядом с ЗИФ. Хвостовое хозяйство принимает пульпу (хвосты), осуществляет их безопасное складирование, подают обратную круглосуточно, смены по 12 часов.

В целом, согласно проекту хвостохранилище будет состоять из трёх хранилищ, иметь ёмкости для складирования хвостов цианирования.

4.5 Система оборотного и технического водоснабжения

Система оборотного водоснабжения предусмотренная проектом будет функционировать на пусковом этапе и во время аварийных ситуаций в цехе фильтрации.

Система технического водоснабжения ЗИФ включает подземный забор воды из скважин. Одна часть скважин подаёт воду в ёмкость 1000 м³ напрямую насосами, установленными в скважинах. А для подачи от другой части скважин, на площадке одной из скважины проектируется насосная станция второго подъёма с насосами.

4.6 Реагентное хозяйство

В состав реагентного хозяйства обогатительной фабрики входят: склады сухих и жидких реагентов, реагентное отделение, предназначенное для приготовления растворов реагентов требуемой концентрации; дозировочная (реагентная) площадка, с расходными бачками для растворов и питателями реагентов [22].

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

Отделение для приготовления остальных реагентов размещено в пристройке корпуса фабрики [22].

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

Приготовление растворов реагентов организовано один раз в сутки, Емкости чанов реагентов для готовых растворов выдерживают суточный расход реагентов.

Для каждого реагента предусмотрено два чана - один, оборудованный мешалкой, для растворения реагентов и другой - исходный, для готового раствора.

Растворы реагентов на дозировочную (реагентную) площадку перекачиваются центробежными Песковыми, кислотоупорными насосами. Готовые растворы насосами с нижней отметки, с площадки приготовления реагентов, перекачиваются на дозировочную площадку, расположенную отметкой выше.

На дозировочной площадке размещены расходные бачки необходимой емкости. От реагентных питателей к точкам потребления протягивается сеть трубок малого диаметра. Для подачи реагентов применяются реагентные питатели, управляемые паузными механизмами, допускающими дистанционную регулировку расхода реагентов. На трубопроводах ставятся расходомеры с передачей показаний на диспетчерский пункт [22].

Расход реагентов принят по утвержденным удельным нормам на переработку 1 тонны руды:

- Цианистый натрий (NaCN)-0,18 кг/тн, годовой расход составит-540 тн.
- Сода каустическая (NaOH)-0,11 кг/тн, годовой расход составит–330 тн.
- Серная кислота (H_2SO_4) - 0,18 кг/тн, годовой расход составит – 540 тн.
- Тиомочевина ($\text{CS}(\text{NH}_2)_2$) - 0.1 кг/тн, годовой расход составит - 300 тн.
- Смола “PurolGold” - 0,026 кг/тн, годовой расход составит – 78 тн.
- Известь 100% активности-2,6 кг/тн, годовой расход составит - 7800тн.
- Кислород
- Сернистый газ

4.7 Ремонтно-механическая служба

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

Поддержание устойчивой, непрерывной работы оборудования является главной задачей ремонтно-механической службы (РММ) фабрик. Для 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 располагаются в непосредственной близости к фабрике и на ее территории, чтобы максимально упростить транспортные связи [19].

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

Кроме работ по капитальному ремонту транспортных узлов и агрегатов, которые осуществляются в отделениях РММ силами специализированных бригад ремонтной службы, осуществляется капитальный ремонт оборудования на местах его установки.

В основу организации ремонта оборудования принята система планово—предупредительных работ.

4.8 Производственный дренаж полов в корпусах обогатительной фабрики

Во всех корпусах ЗИФ осуществляется систем дренажа полов.

Назначение дренажа - избежать потерь руды при переливах и разбрызгиваниях пульпы и при просыпании сухого материала, пролива реагентов.

Для сбора переливов устроена система дренажных канав, а полы выполнены наклонно по направлению к этим канавам, угол наклона – 3 -5°.

Ширина дренажных канав принята равной 500 мм, глубина - 500 мм.

Стоки и смывы полов по канавам стекают в специальные сборники (дренажные зумпфы), емкость которых достаточна для приема пульпы, выпускаемой из машин. Из дренажных зумпфов пульпа насосами подается в соответствующие точки технологического процесса.

Пролитые продукты в отделениях цианирования и сорбции, десорбции, электролиза, реагентной площадки и реагентного отделения насосами удаляются на обезвреживание.

5 СПЕЦИАЛЬНАЯ ЧАСТЬ. ПРОЦЕСС РУДОПОДГОТОВКИ С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ МЕЛЬНИЦ ПОЛУСАМОИЗМЕЛЬЧЕНИЯ

Главная задача проектируемой ЗИФ является наиболее полное извлечение золота из руд Маломирского месторождения. Поскольку руды месторождения упорные, процесс надлежащего измельчения при обогащении имеет большое значение.

Использование мельниц полусамои измельчения (ПСИ) в циклах подготовки руд чёрных и цветных металлов к обогащению обусловлено тенденцией укрупнения единичной мощности и повышения производительности применяемого оборудования. Очевидными преимуществами такого направления является уменьшение занимаемых производственных площадей, снижение расходов на обслуживание, упрощение систем автоматического регулирования технологическими процессами при установившихся режимах. Наряду с отмечаемыми достоинствами есть и существенный недостаток – это снижение производительности отделений измельчения по сравнению с расчётной, в сочетании с повышенными удельными энергетическими затратами [26].

5.1 Мельницы ПСИ и особенности процессов измельчения

Отличительными особенностями мельниц ПСИ по сравнению с шаровыми мельницами являются меньшая (до 15 %) загрузка барабана мельницы шарами и меньшее соотношение диаметра барабана мельницы к её длине.

Исследования ученых показывают [26], что движение загрузки в барабанных мельницах в значительной степени определяет процессы измельчения. В отличие от шаровых мельниц для мельниц ПСИ движение загрузки в сечении барабана изучено недостаточно. Известно, что на процесс измельчения в барабанных мельницах значительное влияние оказывает взаимодействие мелющих тел между собой и измельчаемым материалом.

Определенные работы в этом направлении были проведены П.В.

Маляровым, П.А. Ковалёвым [26].

Для изучения распределения загрузки в поперечном сечении барабана мельниц ПСИ на физической модели барабанной мельницы были проведены экспериментальные исследования для сухого и мокрого помола. Размеры мелющих тел и кусков руды были приняты на основании теории подобия и размерностей. Диаметр шаров экспериментальной установки принят равным 3 мм, а максимальный размер кусков измельчаемого материала 10 мм, что соответствует шарам 120 мм и максимальным размерам кусков руды 400 мм для мельниц ПСИ диаметром 10,4 м.

Экспериментальные исследования распределения шаров в среде измельчаемого материала показали, что мелющие тела в процессе установившегося движения, при принятых параметрах моделирования процессов измельчения не группируются отдельной зоной, а распределены по всему сечению в среде измельчаемого материала [26].

На рисунке 1 представлена картина распределения шаров в загрузке мельницы ПСИ и это позволяет сделать вывод о том, что на закономерности поперечной сегрегации загрузки, при вращательном движении барабана, оказывает влияние крупность в сочетании с плотностью материала мелющих тел и измельчаемого материала.



Рисунок 1 - Распределение шаров в среде измельчаемого материала в мельнице ПСИ: а – при сухом измельчении в обращённом движении; б – при мокром измельчении

Крупные куски перерабатываемого материала оказывают такое же влияние на сегрегацию как более мелкие, но с большей плотностью мелющие тела. Относительное скольжение между слоями загрузки на траекториях подъёма можно оценить отношением радиуса вращения загрузки r к радиусу мельницы R . Эксперимент, выполненный на модели барабанной мельницы [26] показал, что относительное скольжение между слоями загрузки в присутствии пульпы в шаровой мельнице составляет 0,60, а в мельнице полусамозмельчения 0,51. Таким образом, для мельниц полусамозмельчения скольжение между слоями заметно увеличивается в присутствии пульпы по сравнению с сухим помолом. Для шаровых мельниц этот показатель меняется в пределах погрешности измерений.

Присутствие пульпы в мельницах полусамозмельчения увеличивает относительное скольжение между слоями загрузки на траекториях подъёма. Это свидетельствует об уменьшении внутреннего трения в присутствии жидкой фазы. Небольшое количество мелющих тел в загрузке и их распределение в измельчаемом материале не оказывает существенного влияния на взаимодействие шаров между собой [26].

На рисунке 2 представлена картина распределения загрузки в поперечном сечении шаровой мельницы и мельницы полусамозмельчения в присутствии пульпы.

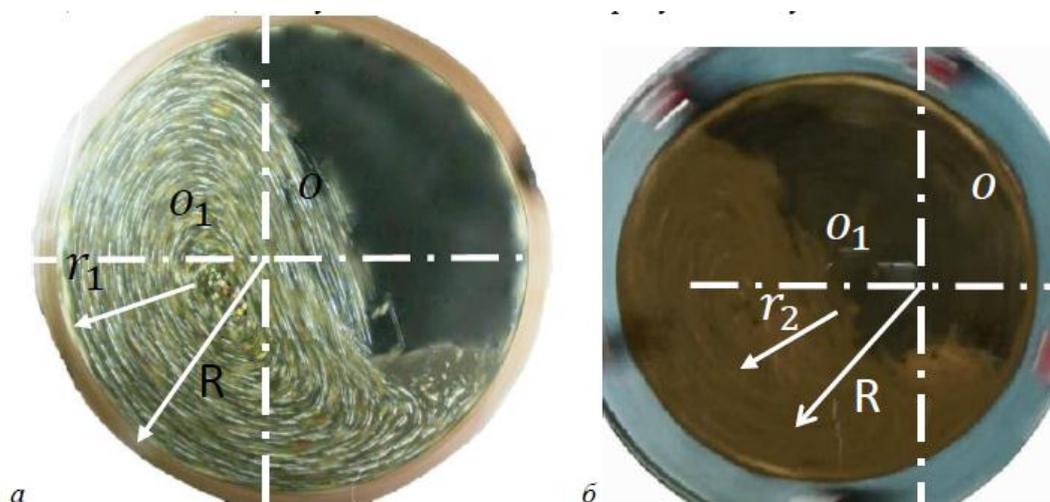


Рисунок 2 - Распределение загрузки в поперечном сечении: а – шаровой мельницы и б – мельницы полусамозмельчения в присутствии пульпы

Отсутствие непосредственного контакта между мелющими телами в мельницах ПСИ коренным образом меняет характер их взаимодействия с измельчаемым материалом. Мелющие тела увеличивают усреднённую плотность загрузки мельницы (шары + измельчаемый материал), однако не имеют непосредственного контакта между собой. Кроме этого, скольжение на траекториях подъёма у мельниц ПСИ всегда больше, чем у шаровых мельниц.

Таким образом, у мельниц ПСИ отсутствует измельчаемость перерабатываемого материала между контактирующими шарами, что является одной из причин снижения фактической производительности мельниц полусамоизмельчения от производительности, рассчитанной [26].

В этой связи актуальной остаётся проблема определения необходимого количества измельчаемого материала для обеспечения полноценной измельчаемости в шаровых мельницах. Исследования выполнялись при сухом и мокром измельчении на физической модели шаровой мельницы. В качестве измельчаемого материала был принят узкий класс (0,8–1,5 мм) отсева дробленого материала крепостью 8–9 единиц по шкале Протождяконова [26].

Уменьшение производительности мельниц первой стадии измельчения по готовому классу с уменьшением в загрузке количества тонких классов по мнению П.В. Малярова, П.А. Ковалёва свидетельствует о том, что разрушение частиц минералов происходит, в том числе от объёмного сжатия между частицами при усилиях, передаваемых со стороны проскальзывающих слоёв мелющих тел (шаров) в наиболее энергетически напряжённых зонах поперечного сечения [26].

При повышении количества измельчаемого материала в мельнице вплоть до заполнения им свободных между шарами пространств скольжение между шарами загрузки на траекториях подъёма носит дискретный, но не постоянный характер. Дискретность скольжения обеспечивает эффективное динамическое взаимодействие не только между мелющими телами, но и между частицами минералов, находящихся в свободном от шаров пространстве. Чем больше

свободных пространств между частицами измельчаемого материала, тем меньше производительность по вновь образованной поверхности.

Присутствие мелких классов в загрузке мельницы позволяет эффективнее заполнить свободное пространство между шарами, что приводит к объёмному нагружению и разрушению большего числа частиц.

Результаты выполненных исследований позволяют в высокой степени вероятности утверждать, что механизмы разрушения минерального сырья в шаровых мельницах и мельницах ПСИ принципиально отличаются.

Дальнейшее изучение процессов измельчения в барабанных мельницах и разработка адекватной математической модели разрушения частиц перерабатываемого материала применительно к схемам измельчения с мельницами ПСИ является актуальной задачей и в настоящее время.

Учёт особенностей разрушения частиц перерабатываемого материала в шаровых мельницах и мельницах ПСИ позволит на стадии проектирования обогатительных предприятий принимать решения по выбору всего сопрягаемого оборудования рудоподготовки.

6 ЭКОНОМИЧЕСКАЯ ЧАСТЬ

6.1 Организация работ и режим работы фабрики Маломырский ГОК

Режим работы фабрики непрерывный – 24 часа в 3 смены.

Календарный фонд времени $T_{\text{кал}} = 365$ дней.

Время на ремонтное обслуживание $T_{\text{рем}} = 35$ дней.

Рабочий фонд времени $T_{\text{раб}} = 330$ дней.

Таблица 22- Плановый баланс рабочего времени

№	Наименование	Дни
1	Календарное время	365
2	Число выходных и нерабочих дней по графику	93
3	Номинальный фонд рабочего времени	272
4	Невыходы на работу, 4%	3
5	Эффективный фонд рабочего времени	269

6.2 Расчет производственной мощности плана реализации продукции

Производительная мощность обогатительного производства по руде определяется по формуле [27]:

$$M_c = A * (T_{\text{кал}} - T_{\text{пер}}) * N_T \quad (27)$$

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

A – число одинаковых ведущих агрегатов;

N_m – техническая норма производительности одного ведущего агрегата;

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

$T_{\text{пер}}$ – время планируемых перерывов (праздничные, выходные, планово-предупредительные ремонты), дней;

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

$$M_c = 1 * (365 - 35) * 2112 = 696960 \text{ т/год}$$

Производственная мощность по концентрату определяется по формуле:

$$M_k = A * (T_{\text{кал}} - T_{\text{пер}}) * N_T \frac{\alpha * \varepsilon}{\beta * 100} \quad (28)$$

где α – содержание металла в исходном сырье;

β – содержание металла в концентрате;

ε – извлечение металла в концентрат.

$$M_k = 2,648 \text{ т/ год}$$

Определяем основные показатели использования производственной мощности:

1) Коэффициент экстенсивности определяется по формуле:

$$K_э = T_{\text{раб}} / T_{\text{кал}} \quad (29)$$

$$K_э = 330 / 365 = 0,9$$

2) Коэффициент интенсивности нагрузки определяется по формуле:

$$K_{ин} = Q / (N_T * A) = N_{пр} / N_T \quad (30)$$

$$K_{ин} = 1909/2112 = 0,904$$

3) Интегральный коэффициент определяется по формуле:

$$K_{инн} = K_э \cdot K_{ин} \quad (31)$$

$$K_{инн} = 0,9 * 0,904 = 0,8136$$

Определяем производственную программу по сырью ПП_с и по концентрату ПП_к по формуле:

$$ПП_c = M_c * K_{инн} \quad (32)$$

$$ПП_k = M_k * K_{инн} \quad (33)$$

$$ПП_c = 696960 * 0,81 = 564537,6 \text{ т/ год}$$

$$ПП_k = 2,648 * 0,81 = 2,14 = \text{т/ год}$$

Товарная продукция рассчитывается по ценам предприятия на продукцию по формуле [27]:

$$ТП_k = ПП_k * C_k \quad (34)$$

где C - цена 1 грамма концентрата, руб (2323 руб на момент расчёта экономической части);

$$ТП_k = 2,14488 * 2323000000 = 4982556240 \text{ руб/год}$$

График сменности на предприятии приведен в таблице 24.

Таблица 23 - График сменности на предприятии

Бри- гада	Числа месяца																														
	1	2	3	4	5	6	7	8	9	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	2	2	2	2	2	2	2	2	3	3		
1	1	1	1	1	В	2	2	2	2	в	3	3	3	3	в	в	1	1	1	1	в	2	2	2	2	в	3	3	3	3	в
2	в	2	2	2	2	В	3	3	3	3	в	в	1	1	1	1	в	2	2	2	2	в	3	3	3	3	в	в	1	1	1
3	2	в	3	3	3	3	в	в	1	1	1	1	в	2	2	2	2	в	3	3	3	3	в	в	1	1	1	1	в	2	2
4	3	3	в	в	1	1	1	1	в	2	2	2	2	в	3	3	3	3	в	в	1	1	1	1	в	2	2	2	2	в	3

6.3 Расчет численности трудящихся

Различают явочную (число работников, ежедневно выходящих на работу) и списочную (число работников по штату) численность трудящихся [27].

Явочная численность трудящихся рассчитывается $Ч_{яв}$, чел, по формуле:

$$Ч_{яв} = Н_{чис} * A * C \quad (35)$$

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

A – количество обслуживаемых агрегатов, шт.;

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

C – количество рабочих смен.

Списочный состав рабочих определяется по формуле:

$$Ч_{сп} = Ч_{яв} * \left(\frac{T_{кал}}{T_{эф}} \right) \quad (36)$$

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

Расчет численности трудящихся приведен в таблице 25.

Таблица 24 - Расчет численности трудящихся

Оборудование/профессия	Кол-во	$Н_{числ.}$	Бригад	$Ч_{исяв}$	$Ч_{исСпис}$
Дробильное отделение					
1	2	3	4	5	6
Бункер приемный	3	0,02			
Дробилка ШДП 9x12	1	0,33			
Грохот колосниковый	1	0,01			
Весы конвейерные	2	0,02			
Дробильщик		0,44	4	4	5
Конвейер ленточный	4	0,2			
Машинист конвейера		0,8	4	4	5
Пылеуловитель	2	0,98			
Пылевщик		1,96	4	8	10
Отделение гидрометаллургии					
Пачук	16	0,1			
Агитаторщик		3	4	12	16
Кран мостовой электриче	1	0,05			
Пульподелитель	2	0,03			

Продолжение таблицы 24

1	2	3	4	5	6
Пачук	8	0,1			
Колонна сорбционная	6	0,1			
Колонна промывочная	1	0,1			
Аппаратчик гидрометаллург		1,51	4	8	10
Грохот барабанный	2	0,3			
Грохотовщик		0,3	4	4	5
Колонна для ренгенераци	2	0,1			
Колонна промывочная	1	0,8			
Колонна сорбции	1	0,33			
Накопительная колонна	1	0,33			
Десорбщик		2,86	4	12	16
Емкость	6	0,33			
Дозировщик		1,98	4	8	10
Подъемник	1	0,3			
Крановщик		0,3	4	4	5
Компрессор	1	0,1			
Насос	13	0,1			
Насосщик		1,4	4	8	10
Пробоотборник	8	0,1			
Пробщик		0,8	4	4	5
Сепараторщик		0,06	4	4	5
Фильтровальщик		0,66	4	4	5
Отделение десорбции смолы					
Компрессор	1	0,1			
Колонна десорбции	2	0,1			
Аппаратчик реген/электролиза		0,3	4	4	5
Индукционная печь	1	0,6			
Плавильщик		0,6	4	4	5
Электролизер	8	0,33			
Электролизерщик		2,64	4	12	16
Отделение измельчения					
Бункер дробленой руды	3	0,02			
Бункеровщик		0,06	4	4	5
Грохот барабанный	4	0,3			
Грохотовщик		1,2	4	4	5

Окончание таблицы 24

1	2	3	4	5	6
Багер-зумпф	1	0,3			
Зумпфовщик		0,3	4	4	5
Конвейер ленточный	5	0,2			
Весы конвейерные	2	0,4			
Машинист конвейера		1,8	4	8	10
Классификатор 1 КСН-24	3	0,1			
Мельница	2	0,1			
Мельница	1	0,1			
Питатель ленточный	8	0,1			
Машинист мельницы		1,4	4	8	10
Отделение сгущения					
Гидроциклон ГЦ-250	24	0,1			
Гидроциклонщик		1,8	4	8	10
Насос	1	0,33			
Насосщик		0,33	4	4	5
Сгуститель	1	0,2			
Таль электрическая	1	0,02			
Сгуститель	1	0,1			
Сгустительщик		0,32	4	4	5
Отделение сушки					
Станок сверлильный	1	0,33			
Печь сопротивления	2	0,33			
Печь рудотермическая	2	0,33			
Подстанция	2	0,33			
Печь плавильная	1	0,33			
Изложница	1	0,1			
Сушильщик		2,74	4	12	16
Вспомогательные рабочие 40 %					80
ВСЕГО:					280

Таблица 25 –Заработная плата ИТР, служащих и МОП (младшего обслуживающего персонала)

Должность	Кол-во	Оклад	Р _{коэф}	С Р _{коэф}	Премия	С премией	Доп.з/п	С доп з/п	В год
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
ИТР									
Мастер КИПа	2	36000	50%	108000	30%	140400	10%	154440	1853280
Зав.лабораторией	1	45000	50%	67500	30%	87750	10%	96525	1158300
Инженер химик	4	36000	50%	216000	30%	280800	10%	308880	3706560
Начальник ОФ	1	60000	50%	90000	30%	117000	10%	128700	1544400
Главный инженер	1	54000	50%	81000	30%	105300	10%	115830	1389960
Главный технолог	1	54000	50%	81000	30%	105300	10%	115830	1389960
Главный энергетик	1	51000	50%	76500	30%	99450	10%	109395	1312740
Главный механик	1	48000	50%	72000	30%	93600	10%	102960	1235520
Начальник цеха	2	45000	50%	135000	30%	175500	10%	193050	2316600
Инженер по ТБ	1	42000	50%	63000	30%	81900	10%	90090	1081080
Инженер-эколог	1	39000	50%	58500	30%	76050	10%	83655	1003860
Старший мастер	1	45000	50%	67500	30%	87750	10%	96525	1158300
Мастер	4	39000	50%	234000	30%	304200	10%	334620	4015440
Старший диспетчер	1	45000	50%	67500	30%	87750	10%	96525	1158300
Диспетчер	4	36000	50%	216000	30%	280800	10%	308880	3706560
ЗавГар	1	36000	50%	54000	30%	70200	10%	77220	926640
Секретарь	2	12000	50%	36000	30%	46800	10%	51480	617760
Кладовщик	1	24000	50%	36000	30%	46800	10%	51480	617760
Охрана	6	15000	50%	135000	30%	175500	10%	193050	2316600

Продолжение таблицы 25

1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
Повар	3	15000	50%	675000	30%	877500	10%	965250	1158300
Посудомойщица	2	12000	50%	360000	30%	468000	10%	514800	617760
Прачка	2	15000	50%	45000	30%	58500	10%	64350	772200
ВСЕГО:	47								57837780

Таблица 26 - Заработная плата рабочих.

Профессия	Кол-во	Тариф	Р коэф	С Р коэф	Премия	С премией	Доп з/п	С доп з/п	В год
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
Агитаторщик	16	2385	50%	57240,00	50%	85860,00	20%	103032,00	27715608,0
Аппаратчик гидрометаллу	10	3267	50%	49005,00	30%	63706,50	10%	70077,15	18850753,3
Аппаратчик регенерации	5	3267	50%	24502,50	30%	31853,25	10%	35038,58	9425376,68
Бункеровщик	5	2790	50%	20925,00	50%	31387,50	20%	37665,00	10131885,0
Гидроциклонщик	10	2385	50%	35775,00	50%	53662,50	20%	64395,00	17322255,0
Грохотовщик	10	2790	50%	41850,00	50%	62775,00	20%	75330,00	20263770,0
Десорбщик	16	2790	50%	66960,00	50%	100440,00	20%	120528,00	32422032,0
Дозировщик	10	2790	50%	41850,00	50%	62775,00	20%	75330,00	20263770,0
Дробильщик	5	3267	50%	24502,50	50%	36753,75	20%	44104,50	11864110,5
Зумпфовщик	5	2385	50%	17887,50	50%	26831,25	20%	32197,50	8661127,50
Крановщик	5	2790	50%	20925,00	50%	31387,50	20%	37665,00	10131885,0
Машинист конвейера	16	2385	50%	57240,00	50%	85860,00	20%	103032,00	27715608,0
Машинист мельницы	10	2790	50%	41850,00	50%	62775,00	20%	75330,00	20263770,0
Насосщик	10	2790	50%	41850,00	50%	62775,00	20%	75330,00	20263770,0

Продолжение таблицы 26

1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
Плавильщик	5	3825	50%	28687,50	50%	43031,25	20%	51637,50	13890487,50
Пробщик	5	3267	50%	24502,50	50%	36753,75	20%	44104,50	11864110,50
Пылевщик	10	2385	50%	35775,00	50%	53662,50	20%	64395,00	17322255,00
Сгустительщик	5	3267	50%	24502,50	50%	36753,75	20%	44104,50	11864110,50
Сушильщик	16	2790	50%	66960,00	50%	100440,00	20%	120528,00	32422032,00
Фильтровальщик	5	2790	50%	20925,00	50%	31387,50	20%	37665,00	10131885,00
Электролизерщик	16	3825	50%	91800,00	50%	137700,00	20%	165240,00	44449560,00
Вспомогательные рабочие,40%									556136226,1
Всего:	280								202023676,26

6.4 Производительность труда

Труд может быть производительный и менее производительный.

Показателем эффективности труда является его производительность. Повышение производительности труда имеет большое экономическое и социальное значение, которое необходимо рассматривать на макро- и микроуровне [27].

Производительность по руде определяется по формуле:

$$P_p = Q_{\text{год}}/Ч_{\text{сп}} \quad (37)$$

$$P_p = 1747 \text{ т/год/чел}$$

Производительность по концентрату определяется по формуле:

$$P_{\text{ТП}} = \frac{\text{ТП}}{Ч_{\text{сп}}} \quad (38)$$

$$P_{\text{ТП}} = 15428464 \text{ руб/ год/чел}$$

где ТП – товарная продукция, руб;

$Ч_{\text{сп}}$ – списочная численность работников занятых на производстве в течение определенного времени, чел.

6.5 Расчет заработной платы

Политика в области оплаты труда является составной частью управления предприятием, и от нее в значительной мере зависит эффективность его работы, так как заработная плата является одним из важнейших стимулов в рациональном использовании рабочей силы [27].

Заработная плата — это часть издержек на производство и реализацию продукции, идущая на оплату труда работников предприятия.

Различают номинальную и реальную заработную плату.

Номинальная заработная плата — это начисленная и полученная работником заработная плата за его труд за определенный период [27].

Реальная заработная плата — это количество товаров и услуг, которые можно приобрести за номинальную заработную плату.

Расчет заработной платы производится по следующим формулам:

1) По тарифу за год

$$З_{тг} = З_{тд} * Т_{эф} * Ч_{сп} \quad (39)$$

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

2) ЗП с районным коэффициентом рассчитывается по формуле:

$$З_p = З_{тг} * K_p \quad (40)$$

где K_p – районный коэффициент;

3) Премии по положению о премировании индивидуально на каждом предприятии рассчитывается по формуле:

$$П = З_p * d_p \quad (41)$$

где d_p – размер премии;

4) Доплата за работу в ночное время

$$Д_1 = З_p * d_n \quad (42)$$

где d_n – размер доплат за работу в ночное время, %;

5) Доплата за работу в праздничные дни рассчитывается по формуле:

$$Д_2 = З_{тд} * K_p * n * Ч_я \quad (43)$$

где $Ч_я$ – явочная численность рабочих в праздничные дни;

n – количество праздничных дней в году;

6) Всего определяется по формуле:

Определяется как сумма 2,3,4,5

$$З_{общ} = З_p + П + Д_1 + Д_2 \quad (44)$$

7) Заработная плата за отпуск рассчитывается по формуле:

$$Д_о = З_{общ} / m \quad (45)$$

где m – число месяцев работы ($m = 11$);

Все рассчитанные данные сводятся в таблицу 28.

Таблица 27 - Расчет годового фонда заработной платы

Категория работников	Сумма, руб
Рабочие	202023676,26
ИТР и МОП	57837780,00
Соц.налог	77958436,88
ИТОГО	337819893,14

6.6 Основные фонды

Основные фонды являются составной частью имущества предприятия.

Основные средства — это основные фонды в стоимостном выражении.

Основные средства — это средства труда, которые неоднократно участвуют в производственном процессе, сохраняя при этом свою натуральную форму, а их стоимость переносится на производимую продукцию частями по мере снашивания в виде амортизационных отчислений [27].

К ним относятся средства труда со сроком службы более одного года и стоимостью более 100 ММЗП (с 1997 г.) за единицу (ММЗП — минимальная месячная заработная плата).

Важнейшим показателем производственной структуры ОПФ является доля активной части в их общей стоимости. Это связано с тем, что объем выпуска продукции, производственная мощность предприятия, другие экономические показатели работы предприятия в значительной мере зависят от величины активной части ОПФ [27].

Таблица 28- Стоимость зданий

Наименование	Площадь, кв.м	Цена, руб	Сумма, руб
1	2	3	4
Административное здание	400	100000	40000000
Главный корпус	2400	100000	240000000
Корпус дробления	300	100000	30000000
Гараж	100	50000	5000000
Котельная	70	37500	2625000
Столовая	1200	50000	60000000
Хим.лаборатория	300	100000	30000000
Склад	100	100000	10000000
Склад реагентов	120	62500	7500000
Компрессорная	50	57500	2875000
Подстанция	30	55000	1650000
Стоянка автотранспорта	300	50000	15000000
Корпус приема сырья	600	50000	30000000

Продолжение таблицы 28

1	2	3	4
Весовая	100	35000	3500000
Склад материалов	60	50000	3000000
Мех, мастерские	200	112500	22500000
Бытовой комбинат	150	100000	15000000
Итого:			518650000

В соответствии с принятой технологической схемой обогащения необходимо определить стоимость оборудования. Стоимость оборудования представлена в таблице 29.

Таблица 29 – Расчет стоимости оборудования

№	Оборудование	Кол-во	Цена, руб	Монтаж, руб	Транс-ка,руб	Стоимость, руб
1	2	3	4	5	6	7
1	Пылеуловитель	2	4250000	637500	850000	11475000,00
2	Конвейер ленточный	4	665000	99750	133000	3591000,00
3	Бункер приемный	3	2800000	420000	560000	11340000,00
4	Дробилка ЩДП 9х12	1	5026000	753900	1005200	6785100,00
5	Грохот колосниковый	1	210000	31500	42000	283500,00
6	Весы конвейерные	2	25000	3750	5000	67500,00
7	Пульподелитель	2	70000	10500	14000	189000,00
8	Колонна сорбционная	8	112000	16800	22400	604800,00
9	Пачук	8	84000	12600	16800	907200,00
10	Колонна для регенерации смолы	6	160000	24000	32000	3024000,00
11	Пачук	16	25000	3750	5000	1012500,00
12	Электролизер	1	1904000	285600	380800	7711200,00
13	Емкость	6	85000	12750	17000	688500,00
14	Колонна промывочная	2	98000	14700	19600	264600,00
15	Колонна сорбции	1	140000	21000	28000	189000,00
16	Кран мостовой электрический	1	294000	44100	58800	396900,00
17	Сорбционные колонны	8	2500000	375000	500000	3375000,00
18	Насос	13	150000	22500	30000	2632500,00
19	Компрессор	1	1575000	236250	315000	2126250,00
20	Подъемник	1	250000	37500	50000	337500,00
21	Пробоотборник	8	100000	15000	20000	1080000,00
22	Накопительная колонна	1	850000	127500	170000	1147500,00
23	Грохот барабанный	1	840000	126000	168000	1134000,00
24	Фильтр-пресс	2	126000	18900	25200	340200,00

Продолжение таблицы 29

1	2	3	4	5	6	7
25	Индукционная печь ПИ-50/10	1	560000	84000	112000	756000,00
26	Колонна десорбции	2	84000	12600	16800	226800,00
27	Компрессор	1	25000	3750	5000	33750,00
28	Весы конвейерные	2	25000	3750	5000	67500,00
29	Мельница MZS 5,5x1,8	1	58800000	8820000	11760000	79380000,00
30	Мельница MQY 32x54	2	6482000	972300	1296400	17501400,00
31	Грохот барабанный	4	840000	126000	168000	4536000,00
32	Питатель ленточный	8	735000	110250	147000	7938000,00
33	Бункер дробленой руды	3	980000	147000	196000	3969000,00
34	Классификатор 1 КСН-24	3	1498000	224700	299600	6066900,00
35	Конвейер ленточный	5	665000	99750	133000	4488750,00
36	Багер-зумпф	1	210000	31500	42000	283500,00
37	Гидроциклон ГЦ-250	24	25000	3750	5000	202500,00
38	Сгуститель	1	1400000	210000	280000	1890000,00
39	Насос	1	25000	3750	5000	33750,00
40	Таль электрическая	1	42500	6375	8500	57375,00
41	Изложница	1	25000	3750	5000	33750,00
42	Печь плавильная	1	140000	21000	28000	189000,00
43	Подстанция	2	280000	42000	56000	756000,00
44	Печь руднотермическая	2	420000	63000	84000	1134000,00
45	Печь сопротивления	2	560000	84000	112000	1512000,00
46	Станок сверлильный	1	70000	10500	14000	94500,00
ИТОГО:						192042225,00
Неучтенное оборудование 3 %						576126,75
ВСЕГО:						192618351,8

Расчет стоимости сооружений приведен в таблице 30.

Таблица 30- Расчет стоимости сооружений

Наименование	Объем, м ³	Цена, руб	Сумма, руб
Дамба	1500	60000	90000000
Дорога	4600	175000	805000000
Галерея	800	25000	20000000
Трубопровод	3500	90000	315000000
Очистные сооружения	1000	45000	45000000
Приемный бункер	200	20000	4000000
ЛЭП	8000	40000	320000000
Теплотрасса	5000	52500	262500000
ИТОГО			1861500000

6.7 Структура промышленно-производственных фондов

Под структурой основных производственных фондов понимается соотношение их различных групп по вещественно-натуральному составу в общей среднегодовой стоимости. Основная задача на предприятии должна сводиться к тому, чтобы не допускать чрезмерного старения ОПФ (особенно активной части), так как от этого зависят уровень их физического и морального износа, а следовательно и результаты работы предприятия [27].

Таблица 31 - Структура промышленно-производственных фондов

Основные фонды	Удельный вес		Амортизация	
	%	руб	%	руб
Здания	14,84	518650000,00	3,00	15559500,00
Сооружения	53,28	1861500000,00	5,00	93075000,00
Передаточные устройства	6,31	220471475,00	20,00	44094295,00
Оборудование	5,72	199972671,75	18,00	35995080,00
Приборы	6,31	220471475,00	10,00	22047147,00
Транспорт	5,40	188975550,00	25,00	47243887,00
Инструмент	2,70	94487775,00	50,00	47243887,00
Инвентарь	2,70	94487775,00	15,00	14173166,00
Прочие	2,70	94487775,00	18,00	17007799,00
ИТОГО:	100,00	3493504496,75	9,63	336439761,00

Определяем эффективность использования основных фондов по формулам:

1) Фондоотдача рассчитывается по формуле:

$$\Phi_{отд} = TP/O_{осн} \quad (46)$$

где $O_{осн}$ – среднегодовая стоимость основных фондов, руб.;

TP – товарная продукция.

$$\Phi_{отд} = 4982556240 / 3493504496,75 = 1,42$$

2) Фондоёмкость рассчитывается по формуле:

$$\Phi_{ем} = 1 / \Phi_{отд} \quad (47)$$

$$\Phi_{ем} = 1 / 1,42 = 0,7$$

3) Фондовооруженность определяется по формуле:

$$\Phi = O_{\text{осн}} / Ч_{\text{сп}} \quad (48)$$

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

$$\Phi = 3493504496,75 / 280 = 12476801,77 \text{ руб} / \text{чел}$$

6.8 Оборотные фонды

Оборотные фонды - это часть производственных фондов предприятия (материалы, топливо, электроэнергия и т.д.), которая полностью потребляется в каждом производственном цикле [27].

Оборотные фонды по всем элементам затрат рассчитываются по расходу на 1 т руды и заносятся в сводную таблицу 32.

Таблица 32 – Расчет стоимости вспомогательных материалов, руб.

Наименование	Ед.изм	На 1 тонну	Расход в год	Цена	Стоимость
Футировка	Тонн	0,005	2822,685	22500,00	63510412,50
Шары	Тонн	0,003	1693,611	22500,00	38106247,50
Сита грохотов	Кг	0,0032	1806,5184	20000,00	36130368,00
Лента конвейерная	М	0,007	3951,759	750,00	2963819,25
Флокулянт	Кг	0,002	1129,074	100,00	112907,40
Цианид натрия	Кг	0,2	112907,4	170,00	19194258,00
Известь 100 % С	Кг	0,04	22581,48	27,50	620990,70
Сода каустическая	Кг	0,08	45162,96	112,50	5080833,00
Кислород	Кг	0,2	112907,4	57,50	6492175,50
Сернистый газ	Кг	0,02	11290,74	86,50	976649,01
Смола PuroGold	Кг	0,014	7903,518	25,00	197587,95
Прочие 10 %					17338624,88
ИТОГО:					190724873,68

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 [27].

Затраты на электроэнергию рассчитывают по сумме потребляемой электрической мощности оборудования.

Таблица 33 - Состав оборотных фондов

Наименование	Стоимость, руб
1. Сырье	2120935589,00
2. Материалы	199783575,53
3. Топливо	16314889,00
4. Эл.энергия	163148891,00
5. Вода	1354888,80
6. Пар	2822685,00
Прочие 3 %	75130815,55
ИТОГО:	2579491333,88

6.9 Плата за природопользование

Таблица 34 - Расчет платы за размещение жидких отходов

Показатели	Значение
1. Стоимость размещения 1 куб.м жидких отходов, руб	15
2. Количество жидких отходов, куб.м/год	3632659,43
3. Плотность руды	2,30
4. Отношение Ж/Т (разжижение пульпы)	6,00
5. Коэффициент экологической ситуации	0,30
6. Плата за размещение жидких отходов, руб	16346967,00

6.10 Себестоимость продукции

Планирование себестоимости продукции на предприятии имеет очень важное значение, так как позволяет знать, какие затраты потребуются предприятию на выпуск и реализацию продукции, какие финансовые результаты можно ожидать в плановом периоде [27].

Себестоимость продукции представляет выраженные в денежной форме текущие затраты предприятий на производство и реализацию продукции.

Таблица 35 - Калькуляция себестоимости переработки руды

Наименование	Удел. вес, %	Стоимость, руб
1	2	3
1. Себестоимость добычи	60,74	2120935589,00
2. Вспомогательные материалы	5,72	199783575,53
3. Топливо технологическое	0,47	16314889,00
4. Эл.энергия	4,67	163148891,00
5. Заработная плата рабочих	5,79	202023676,26

Продолжение таблицы 35

1	2	3
6. Заработная плата ИТР, служащих и МОП	1,66	57837780,00
7. Единый социальный налог	2,23	77958436,88
8. Амортизация	9,63	336439761,00
9. Прочие расходы 10 %	9,09	317444259,87
Производственная себестоимость:	100	3491886858,53
10. Внепроизводственные расходы 3 %	3	104756605,76
Цеховая себестоимость	103	3596643464,29
11. Общезаводские расходы 0,3 %	0,3	10789930,39
Полная себестоимость переработки	103,3	3607433394,68

6.11 Прибыль и рентабельность

Прибыль общая:

$$П_0 = ТП - С, \quad (49)$$

где С – полная или годовая себестоимость реализованной продукции, руб.

$$П_0 = 4982,6 - 3607,43 = 1375,17 \text{ млн руб.}$$

Чистая прибыль:

$$П_ч = П_0 - (П_0 * Н_n) / 100, \quad (50)$$

где $П_0$ – общая прибыль, руб;

$Н_n$ – ставка налога на прибыль, % ($Н_n = 20\%$). $= 1375,17 * 20\% = 275,03$ млн руб.

$$П_ч = 1375,17 - (1375,17 * 20\%) = 1100,14 \text{ млн руб.}$$

Рентабельность к себестоимости:

$$R = П_ч / С * 100 \% \quad (51)$$

$$R = (1100,14 / 3607,43) * 100\% = 30,49 \%$$

6.12 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.

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

3. Внутренняя норма доходности ВНД или величина процентной ставки приносимого проектом дохода.

4. Срок окупаемости капитальных вложений или время, в течении которого ЧДД становится равным дисконтированным капитальным вложениям.

Средний доход:

$$D_r = TP - O_{сб}, \quad (52)$$

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

$$D_r = 4982,56 - 2579,49 = 2403,07 \text{ млн руб.}$$

Среднегодовые капитальные затраты

$$K_r = K_v / t_c, \quad (53)$$

где K_v – общие, суммарные капитальные вложения,

t_c – время строительства предприятия; $t_c = 5$ лет.

$$K_r = 6186,92 / 5 = 1237,38 \text{ млн. руб.}$$

Рассчитываем коэффициент дисконтирования для величины годового дохода (A_d) и капитальных затрат (A_k):

$$A_d = [(1+E)^t - 1] / (1+E)^T * E, \quad (54)$$

$$A_k = [(1+E)^t - 1] / (1+E)^{t_c} * E, \quad (55)$$

где t время эксплуатации; $t = 20$ лет;

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

T – общее время движения денежных потоков;

$$T = t + t_c = 5 + 20 = 25$$

$$A_d = 3,11$$

$$A_k = 5,1$$

Рассчитываем чистый дисконтированный доход:

$$\text{ЧДД} = (D_r * A_d) - (K_r * A_k) \quad (56)$$

$$\text{ЧДД} = (2403,07 * 3,11) - (1237,38 * 5,1) = 1162,89 \text{ млн. руб.}$$

Индекс доходности или уровень доходности проекта на вложенную денежную единицу

$$I_d = (D_r * A_d) / (K_r * A_k), \quad (57)$$

$$I_d = (2403,07 * 3,11) / (1237,38 * 5,1),$$

$$I_d = 1,6$$

При $I_d < 1$ проект не эффективен.

Срок окупаемости капитальных вложений

$$T_{ок} = K_v / D_r. \quad (58)$$

$$T_{ок} = 6186,92 / 2403,07$$

$$T_{ок} = 2,6 \text{ лет}$$

Таблица 36 – Данные технико-экономических показателей

Показатели	Ед.изм.	Проект	Факт
Производственная мощность:			
По сырью	т/год	69696	69696
По концентрату	т/год	2,648	2,648
Производственная программа	т/год	2,14	1,92
Себестоимость ед. продукции	руб.	1685,7	1739
Численность ППП	чел.	280	273
Производительность ППП	т/чел/год	1747	2067
Годовой фонд заработной платы	млн. руб.	337,82	331,15
Основные фонды	млн. руб.	3493,50	3337,69
Оборотные фонды	млн. руб.	2579,49	2374,26
Полная себестоимость	млн. руб.	3607,43	3339,03
Товарная продукция	млн. руб.	4982,56	4458,83
Прибыль	млн. руб.	1375,17	1119,8
Прибыль чистая	млн. руб.	1100,14	895,84
Налог с прибыли	млн. руб.	275,03	223,96
Рентабельность	%	30,49	26,83
Плата за размещение отходов	млн. руб.	16,35	16,35
ЧДД	млн. руб.	1162,89	
ИД	ед.	1,6	
ВНД	%	9,9	
Срок окупаемости	лет	2,6	

7 БЕЗОПАСНОСТЬ И ЭКОЛОГИЧНОСТЬ ПРОЕКТА

7.1 Техника безопасности

7.1.1 Мероприятия по снижению опасности на проектируемой ЗИФ

Все мероприятия связанные с устранением и предупреждением вредных и опасных факторов будут построены на использовании существующих нормативных документов. Объекты, на которых будут вестись работы по обогащению полезных ископаемых, в соответствии с Федеральным законом от 21.07.97 № 116-ФЗ "О промышленной безопасности опасных производственных объектов", отнесены к опасным производственным объектам [25]. Одним из основных нормативных технических документов в области промышленной безопасности на этих объектах являются «Правила безопасности при ведении горных работ и переработке твердых полезных ископаемых»

7.1.2 Нормализация параметров микроклимата

Основным нормативным документом, который будет определять параметры микроклимата производственных помещений ЗИФ является ГОСТ 12.1.005 – 88 [6]. Указанные параметры нормируются для рабочей зоны - пространства, ограниченного по высоте 2 м над уровнем пола или площадки, на которых будут находиться рабочие места постоянного или временного пребывания работников.

В соответствии с ГОСТ 12.1.005-88 температура будет составляет 17-25°С, относительная влажность воздуха 15-75 %, подвижность воздуха не превышает 0,5 м/ сек [6].

В основу принципов нормирования параметров микроклимата положена дифференциальная оценка оптимальных и допустимых метеорологических условий в рабочей зоне в зависимости от тепловой характеристики производственного помещения, категории работ по степени тяжести и периода года.

Создание оптимальных метеорологических условий в производственных помещениях ЗИФ будет осуществлено с применением следующих мероприятий и средств:

- рациональное размещение технологического оборудования;
- вентиляция, отопление и кондиционирование воздуха,
- создание воздушных и водо-воздушных душей.
- применение, теплоизоляции оборудования и защитных экранов;
- использование средств индивидуальной защиты рабочих (на рудоподготовки используются респираторы, в отделениях сорбции и регенерации противогазы).

7.1.3 Защита от производственной пыли и вредных газов

Защита от производственной пыли и вредных газов на ЗИФ будет обеспечена за счет внедрения мероприятий и средств по предупреждению загрязнения воздушной среды на ЗИФ и защиты рабочих, включающие:

- 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 (установлены газоанализаторы);
- использование средств индивидуальной защиты.

Гидрометаллургические процессы, которые будут осуществляться на ЗИФ, будут являться опасными производственными объектами, на которые будет распространяться действие Федерального Закона "О промышленной безопасности опасных производственных объектов" [25]. В соответствии с этими законами на проектируемой фабрике в гидрометаллургическом

отделении будет постоянно осуществляется комплекс мероприятий по соблюдению требований промышленной безопасности, которые обеспечивают безопасность и здоровье обслуживающего персонала в процессе их трудовой деятельности, созданы безопасные условия труда, ведётся предупреждение аварий на опасном производственном объекте и предотвращение ущерба окружающей среде.

К работе по обслуживанию технологических процессов гидрометаллургии допускаются только лица, ознакомленные с правилами, соблюдение которых обеспечивает безопасность работы в соответствии с требованиями ЕПБ. Все работники, обслуживающие гидрометаллургическое производство, имеют профессиональное образование, соответствующее профилю выполняемых работ.

В гидрометаллургическом производстве основную опасность и вредность для организма человека представляют летучие пары синильной кислоты, которые выделяются из пульп и растворов, содержащих цианистый натрий [28].

Для обеспечения на рабочих местах полного удаления паров синильной кислоты, будет предусмотрена вентиляция как местная, так и приточно-вытяжная. Местная вентиляция устроена для отсоса вредных газов, образующихся в аппаратуре при проведении технологического процесса, непосредственно из оборудования. Приточно-вытяжная вентиляция предусмотрена для удаления газов из производственных помещений. При этом одновременно в помещение непрерывно подается свежий воздух, который принудительно нагнетается приточными вентиляторами. Оборудование приточно-вытяжной вентиляционной системы располагается в отдельном помещении (венткамера), которое связано с рабочими местами системой воздухопроводных трубопроводов (воздуховодов).

Обслуживающий, технологический процесс, персонал в течение рабочей смены регулярно проверяет работу систем вентиляции, и в случае прекращения ее работы немедленно сообщает об этом руководителю смены для принятия оперативных мер.

Во время работы технологического оборудования все основные приточно-вытяжные вентиляционные системы и системы местного отсоса будут работать непрерывно [28].

В помещении цеха на обозреваемом со всех сторон месте будет 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.

На основных вентиляционных системах, отсасывающих газы из пачуков, колонн и другой аппаратуры, кроме основного рабочего, установлены резервные вентиляторы той же производительности и мощности электропривода. Резервные вентиляторы будут находиться всегда в рабочем состоянии.

Кроме того, в помещениях сорбции, десорбции будет установлено непрерывно действующие приборы контроля воздушной среды, заблокированные с системой звуковой и световой сигнализации, которая оповещает о возрастании на рабочих местах содержания паров синильной кислоты. Эти приборы непрерывно измеряют концентрацию синильной кислоты в воздухе помещения и немедленно подают звуковой и световой сигналы, если превышена предельно-допустимая концентрация HCN равная 0,03 мг/л. Кроме того, сигнализаторы в случае превышения ПДК по HCN включают в работу аварийную вентиляцию цеха [28].

Воздух, удаляемый вытяжными вентиляционными системами, перед выпуском в атмосферу очищается от токсичных веществ до содержания, не превышающего предельно-допустимые концентрации. С целью снижения образования цианистого водорода, в раствор вводится защитная щелочь (известковое молоко концентрацией 0,01 – 0,015%).

За герметичностью аппаратуры будут следить сами аппаратчики. Крышки аппаратов и лючки для отбора проб постоянно закрыты, открываются во время отбора проб.

Для защиты органов дыхания в аварийных ситуациях в цехе, в специальном шкафу, в поименованных ячейках, в легкодоступном и видимом месте будут находиться противогазы с коробкой и респиратор. Противогазы и респираторы заменяются на новые по истечении срока хранения. Количество респираторов и противогазов будет соответствовать числу работающих в цехе.

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

До начала работы аппаратчик обязан проверить работу 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.

Склады реагентов имеют:

- звуковую и световую сигнализацию, оповещающую о прекращении работы обще обменной и местной вытяжной вентиляции;
- прямую телефонную связь с первыми лицами фабрики, пожарной охраной и медицинским пунктом или через оператора (диспетчера) фабрики;
- уровнемеры на стационарных емкостях для хранения жидких реагентов.

Отделения цианирования и сорбционного выщелачивания, регенерации смолы, десорбции, электролиза, обезвреживания, приготовления реагентов отделены друг от друга, и от остальных отделений, герметичными перегородками.

Все процессы в плавильном отделении будут производиться только при работе местной и обще обменной вентиляции. Все рабочие будут обеспечены необходимой спецодеждой.

7.1.4 Мероприятия по снижению шума и вибрации

На проектируемой обогатительной фабрике источниками шума будут являться соударения металлических частей машин с перерабатываемыми материалами при дроблении, грохочении, измельчении, а также соударениями металлических частей машин (шары в мельницах), падение материалов при перегрузке, колебание воздуха при его движении и др.

При работе дробилок, мельниц, грохотов и другого оборудования обогатительной фабрики возникают вибрации, вредно действующие на организм человека, а при длительном воздействии вызывают профессиональные заболевания.

В соответствии с требованиями СП 51.13330.2011(СНиП 23-03-2003) «Защита от шума», в Главном корпусе ЗИФ предусмотрены мероприятия, учитываемые и данным проектом [20]:

- в помещениях с постоянным пребыванием персонала на системе вентиляции установлены шумоглушители;

- в местах сопряжения оборудования, фундаментов под оборудование с повышенной вибрацией устраиваются конструктивные зазоры.

- установка вентиляционного оборудования производится на виброоснованиях.

7.1.5 Мероприятия направленные на снижение опасностей техногенного характера

Передвижение людей на территории обогатительной фабрики будет производиться по специально устроенным пешеходным дорожкам.

Исходя из ЕПБ в проекте выполнены следующие требования:

- все обслуживающие площадки, переходные мостики и лестницы прочные, устойчивые и снабжены перилами высотой 1,2 м с перекладиной и сплошной обшивкой понижу на высоту 0,2 м. Движущие части механизмов и рабочие площадки имеют ограждения, высотой 1,2 м.

- лестницы к рабочим площадкам механизмам имеют угол наклона:

- постоянно эксплуатируемые - 45°;

- посещаемые 1-2 раза в смену - 60 °
- в колодцах и зумпфах - до 90 °.
- ширина лестниц 0,7 м, высота ступеней - 0,3 м, ширина ступеней - 0,25 м.

Металлические ступени лестниц площадки будут выполнены из рифленого металла.

- все монтажные проемы, прямки, зумпфы, колодцы, канавы, расположенные в зданиях и сооружениях, ограждены перилами на высоту 1,2 м со сплошной обшивкой по низу перил на высоту 0,2 м и в необходимых местах снабжены переходными мостиками шириной 1,2 м.

Технические устройства будут оснащены сигнальными средствами, необходимой контрольно-измерительной аппаратурой. Движущиеся части механизмов (муфт, передач, шкивов и т.п.) и рабочие площадки имеют исправные ограждения. Рабочие места имеют освещение, комплект исправного инструмента, приспособлений, защитных средств от поражения электрическим током, оснащены противопожарными средствами. На промплощадке предусмотрено устройство противопожарного водопровода.

Эксплуатация, обслуживание технических устройств, а также их монтаж, демонтаж будут производиться в соответствии с руководством по эксплуатации, техническими паспортами и другими нормативными документами заводов-изготовителей.

Во время работы аппаратов обогащения контактировать с его движущимися и вращающимися частями, смазывать подшипники, извлекать посторонние предметы из аппарата, в соответствии ЕПБ, запрещается.

Пусковые устройства мельниц и классификаторов расположены таким образом, чтобы работник, включающий мельницу и классификатор, мог наблюдать за их работой.

Работать внутри мельницы разрешается только по наряду-допуску после выполнения всех установленных в нем требований безопасности согласно технологической карты (проекту производства работ).

Для обслуживания классификаторов рабочие площадки расположены на уровне 600 мм ниже бортов ванны классификатора. Со стороны, противоположной ванне классификаторов, рабочие площадки оборудованы металлическими перилами высотой 1,2 м.

7.1.6 Мероприятия направленные на снижение опасности при подъемно-транспортных работах

Эксплуатация грузоподъемных средств отвечает требованиям действующих правил устройства и безопасной эксплуатации грузоподъемных кранов.

В соответствии с ЕПБ не допускается использование грузоподъемного крана для спуска и подъема людей при выполнении каких-либо работ [29].

Рабочие, выполняющие строповку грузов, проходят специальное обучение и имеют удостоверение на право работы стропальщиком. Все троса имеют целостную структуру и оснащены бирками, на которых указан срок эксплуатации.

7.1.7 Мероприятия по снижению опасности при электро- и газосварочных работах

Сварка выполняется в соответствии с требованиями настоящего стандарта, ГОСТ 12.1.004-91, ГОСТ 12.1.010-76, ГОСТ 12.3.002-75, санитарными правилами при сварке, наплавке и резке металлов, утвержденными Министерством здравоохранения СССР [7,8,9].

Концентрации вредных веществ в воздухе рабочей зоны при выполнении различных видов сварки не будут превышать предельно допустимых концентраций, регламентированных ГОСТ 12.1.005-88 [6].

Организация технологических процессов сварки будет соответствовать требованиям правил устройства электроустановок и предусматривает максимально возможную механизацию процессов сварки.

В нормативной документации на конкретные виды сварки требования безопасности установлены в соответствии с настоящим стандартом и отражены в технологической документации по ГОСТ 3.1120-83 [10].

Оборудование, используемое для сварки, соответствует требованиям ГОСТ 12.2.003-91, ГОСТ 12.2.049-80; требования безопасности к электротехническим устройствам в соответствии с требованиями ГОСТ 12.2.007.8-75, правилами устройства электроустановок, правилами технической эксплуатации электроустановок потребителей и правилами техники безопасности при эксплуатации электроустановок потребителей [11,13].

Стационарные посты сварки оборудованы местными отсосами. Рабочие места электросварщиков ограждаются переносными или стационарными светонепроницаемыми ограждениями (щитами, ширмами или экранами) из несгораемого материала, высота которых обеспечивает надежность защиты.

Полы производственных помещений ЗИФ для выполнения сварки несгораемые, обладают малой теплопроводностью, имеют ровную нескользкую поверхность, удобную для очистки. Освещение при выполнении сварки внутри замкнутых и труднодоступных пространств (котлов, отсеков, цистерн) осуществляется наружным освещением светильниками направленного действия или местным освещением ручными переносными светильниками с напряжением не более 12 В.

7.1.8 Техника безопасности при эксплуатации электроустановок и электрооборудования

Эксплуатация и ремонт электроустановок (электрооборудования, сетей электроснабжения) будет осуществляться в соответствии с действующими нормативными требованиями по безопасной эксплуатации электроустановок, ЕПБ [29].

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

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

При обслуживании электроустановок будут применяться электрозащитные средства (диэлектрические перчатки, боты и ковры, указатели

напряжения, изолирующие штанги, переносные заземления и др.) и индивидуальные средства защиты (защитные очки, монтерские пояса и когти и др.).

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

Перед каждым применением средств защиты проверяется их исправность, отсутствие внешних повреждений, загрязнений, срок годности по штампу.

Так как местность относится к местности с низкими температурами, то применяется утепленные диэлектрические перчатки. Допускается применение диэлектрических перчаток совместно с теплыми (шерстяными или другими) перчатками [28].

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 будут хорошо освещены в соответствии с действующими санитарными нормами. Для осветительных сетей будет применяться электрическая система с изолированной нейтралью при линейном напряжении не выше 220 В.

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

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

7.1.9 Пожарная безопасность

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

Строительные конструкции будут выполнены из негоряемых материалов. В бытовых помещениях ЗИФ и установлены средства автоматического пожаротушения и автоматической пожарной сигнализации.

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

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

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

Дороги производственного назначения пригодны для проезда пожарных автомобилей.

Все производственные и подсобные помещения, установки, сооружения и склады будут обеспечены первичными средствами пожаротушения и пожарным инвентарем, количество этих средств и их содержание соответствуют требованиям действующих норм пожарной безопасности.

На промплощадке предусмотрено устройство противопожарного водопровода

7.2 Охрана окружающей среды

7.2.1 Экологические аспекты промышленного производства золота из руд Маломирского месторождения

При обогащении руд данного месторождения будет происходить выделение вредных веществ разного типа:

- в отделении цианирования с открытых поверхностей цианистых растворов и технологических пульп в газовую среду выделяется синильная кислота;
- в процессе десорбции золота со смолы и электролитического выделения металла в газовую фазу выделяются: едкий натр, цианистый водород (синильная кислота);
- при проведении обезвреживания и очистки вод и стоков выделяется хлор, пыль гипохлорита кальция, извести и железного купороса;
- при плавке катодных осадков в газовую фазу выделяются пыль, диоксид азота, бура, сода, соединения меди, цинка и свинца.

Удельные выделения вредных веществ в атмосферу в основных технологических операциях для схем переработки золотосодержащего сырья аналогичных предприятий приведены в таблице 36.

Таблица 37 - Выделения вредных веществ в технологических операциях

Приготовление растворов NaCN	Агитатор механическим перемешиванием	г/кг растворяемого цианида натрия	HCN	0,21
			NaOH	0,08
Приготовление раствора NaOH	Емкость с мешалкой	г/м ² поверхности емкости в час	NaOH	1,0
Цианирование, сорбция	Агитатор пневмомеханическим перемешиванием	мг/м ³ барботажного воздуха	HCN	23,0
			NaOH	4,7
Грохочение	Грохот	г/м ² поверхности в час	HCN	0,7
			NaOH	0,03
Приготовление элюента	Емкость с мешалкой	г/м ² поверхности емкости в час	NaOH	1,0
Десорбция золота из смолы	Колонны	г/м ² поверхности колонны в час	HCN	1,87
			NaOH	1,0
Электролиз	Электролизёр	г/м ² поверхности ёмкости в час	HCN	1,0
			NaOH	0,2
Сушка электролизных осадков	Камерная печь	г/кг осадков	HCN	1,8
			NaOH	0,7

Для сокращения выбросов вредных веществ предусмотрены следующие мероприятия:

- установлено газоочистное оборудование;
- в отделении десорбции для очистки от аммиака установлен скруббер с кислым орошающим раствором;
- в отделении обжига и плавки вентиляция оборудована рукавным фильтром с последующим мокрым скруббером.

Для защиты поверхностных и подземных вод будет осуществлено достаточно полное обезвреживание основных токсичных соединений: за счёт строительства хвостохранилищ, организации противодиффузионных экранов, организации системы полного оборотного водоснабжения осветленной жидкой фазы (слива) хвостохранилищ и её доочистки перед сбросом. Строгий контроль технологических параметров процесса, выполнение необходимого комплекса природоохранных, промсанитарных мероприятий, позволят внедрить для переработки руд месторождения экологически безопасную технологию цианирования золота с минимальным воздействием на окружающую среду [28].

7.2.2 Охрана атмосферного воздуха от загрязнения

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

- мокрое пылеподавление путем орошения водой при разгрузки руды в бункер, при дроблении и измельчении;
- автоматическое включение вытяжной вентиляции при увеличении концентрации вредных газов в воздухе помещений;
- укрытие узлов раскрытия пылящих реагентов, ёмкостного оборудования с предупредительным удалением запыленного воздуха и последующей его очисткой, цианида содержащая хвостовая пульпа обезвреживается железным купоросом, обезвреживания хвостовой пульпы с использованием формальдегида, использование гипохлорита кальция, щелочи, соляной кислоты, извести и флюсов, в плавильном процессе [28].

В корпусе приготовления реагентов наличие контроля концентрации вредных газов в помещениях позволяет не только не допустить увеличение концентрации, но и контролировать работу установок нейтрализации их перед выбросом.

Складские помещения, узлы раскрытия и растворения реагентов оборудованы приточно-вытяжной вентиляцией.

7.2.3 Охрана поверхностных и подземных вод

Переработка руды в данном проекте будет осуществляться по технологической схеме с применением сорбционного цианирования. ЗИФ работает в условиях полного водооборота из хвостохранилища. Источником снабжения промплощадки свежей водой являются грунтовые воды, где оборудован водозабор. Бытовые сточные воды отводятся в выгреб, откуда специальными автоцистернами вывозятся на полигон для складирования хозяйственных стоков. Хвостовая пульпа ЗИФ поступает в хвостохранилище, где происходит осаждение твердой фазы, а осветленная вода возвращается в технологический процесс. Сброс сточных вод в поверхностные водные объекты не производится [28].

7.2.4 Охрана почв от отходов производства

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

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

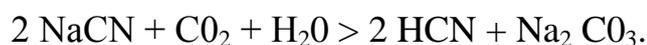
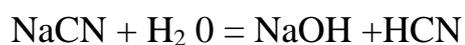
1 Тара реагентов относится к отходам IV класса опасности. Предусматривается складирование тары на промплощадке. По мере накопления барабанов и бочек из-под реагентов и других веществ их периодически вывозят, на переработку.

2 Металлолом образуется при работе измельчительного оборудования и другого оборудования, от шаров мельниц, футеровок и т.д.

Металлолом относится к IV классу опасности, реализуются в качестве вторичного сырья [28].

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

Раствор цианида натрия, используемый для выщелачивания золота в установках цианирования, относится к сильнодействующим ядовитым веществам, т.к. в результате его гидролиза образуется циановодород (синильная кислота), способный быстро улетучиваться в атмосферу из водного раствора:



Синильная кислота, в свою очередь, в водном растворе и под воздействием света разлагается на более безвредные газообразные соединения (аммиак, муравьиную, щавелевую кислоту и др.). В связи с этим загрязнение почвенного слоя земли в результате возможных случайных или аварийных протечек технологических растворов носит кратковременный и самозатухающий характер. Реакция образования циановодорода зависит от pH, причем при $\text{pH} < 9,36$ циановодород является основным соединением в системе цианирования, поэтому в течение всего процесса в технологических растворах с помощью добавок едкого натра или извести должна поддерживаться и строго контролироваться щелочная среда (pH не менее 10). Максимально возможное выделение HCN при соблюдении рекомендуемых технологических параметров с точки зрения охраны окружающей среды допускается с открытых поверхностей цианистых растворов - $3,8 \text{ мг/м}^3$.

Обезвреживание жидкой фазы хвостов цианирования, содержащей цианиды и роданиды, до ПДК = $0,3 \text{ мг/м}^3$;

7.2.5 Рекультивация нарушенных земель

Законодательные требования Российской Федерации в области рекультивации, в основном, определяются рамками “Основных положений о

рекультивации земель, снятии, сохранении и рациональном использовании плодородного слоя почвы”.

В проекте предусмотрено при размещении, проектировании, строительстве, эксплуатации, фабрики, рекультивация нарушенных земель что является основным способом достижения воспроизводства земельных ресурсов, создания антропогенных культурных ландшафтов. В соответствии с ГОСТ 17.5.1.02-85, технических условий заказчика, почвенных и ландшафтных характеристик, основной горнотехнический этап рекультивации который состоит из следующего комплекса работ:

- при размещении хвостохранилища предусмотрено снятие почвенного, растительного слоя и обеспечение сохранности его;

- планировка поверхностей;

- создание нового русла водотока с обеспечением неразмывающих скоростей потока.

7.2.6 Хвостохранилище

Хвостохранилище будет размещаться на дренирующих грунтах. Кроме того, жидкая фаза пульпы будет иметь в своём составе цианиды и другие вредные примеси. В этой связи предусматривается экранирование чаши дефицитной глиной (возможно и бентоматами), а также применение водосберегающей и экологически более чистой технологии – полусухое складирование хвостов.

Хвостохранилище будет размещаться ниже площадки обогатительной фабрики в пади, примыкающей к ручью Сухоныр, и образуется дамбой и сооружениями сбора, возврата и обезвреживания дебалансовых вод. Учитывая недопустимость поступления поверхностного стока в прудок и необходимость последующего обезвреживания этих вод, учтена нагорной канавы. Складирование хвостов будет производится методом регулируемого равномерного намыва пляжа по всей длине существующей ограждающей дамбы, через выпуски распределительного пульповода. Ежемесячно будет

производится маркшейдерская съемка гребня дамбы, отметки пляжа и пруда-отстойника

Постоянно будет проводиться мониторинг экологической безопасности окружающей среды. Ежедневно будет отбираться проба оборотной воды в чаше хвостохранилища. Проба отбирается на определение содержания цианида натрия в оборотной воде. Кроме того, ниже тела дамбы хвостохранилища по ручью Сухоныр отбирается проба воды на определение содержания цианида натрия.

7.2.7 Дамба

Проектом предусматривается дамба талого типа с экраном из глины. В нижнем бьефе дамбы предусматривается дренаж для сбора фильтрационных вод (с возвратом их в прудок). Проектом предусмотрено освещение дамб для обеспечения круглосуточного осмотра дамб. В нижнем бьефе дамб хвостохранилища предусматриваются наблюдательные скважины. Дренажные сооружения, расположенные за низовой плотиной при нормальной работе дренажной насосной станции исключают попадание фильтрующих вод из хвостохранилища в естественные водотоки.

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

В выпускной квалификационной работе выполнен проект обогатительной фабрики по переработке золотосодержащих руд Маломирского месторождения. Расчет качественно-количественных и водно-шламовых показателей выполнен для руды с исходным содержанием золота – 6 г/т, и производительности фабрики – 640000 т/ год.

Выбрана гравитационно-сорбционная схема обогащения, включающая гидрометаллургическую переработку руды, сорбционное выщелачивание, цианирование.

Выбрано основное технологическое оборудование: в цехе измельчения одна мельница ММПС 5500x1800, две мельницы МШЦ 3200x5400, спиральный классификатор 1КСН-24, двадцать четыре гидроциклона CAVEX-250. Для предварительного цианирования и сорбционного выщелачивания устанавливаем по 8 пачуков с рабочим объемом 200 м³. Устанавливаем в проекте 6 регенерационных колонн с рабочим объемом 15 м³.

Решены вопросы водоснабжения и канализации, электроснабжения, теплоснабжения, реагентного и хвостового хозяйства и обезвреживания вод.

Изучено влияние обогатительной фабрики на компоненты окружающей среды и предусмотрены меры борьбы с вредными выбросами. Предусмотрена безопасность в цехах обогатительной фабрики.

Рассчитаны технико-экономические показатели: чистая прибыль 1100,14 млн.рублей, рентабельность 30,49 %, срок окупаемости 2,6 лет.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

- 1 Богомолов В.И. Технологическая инструкция по переработке золотосодержащего сырья на ЗИФ ООО «Маломырский рудник». / В.И. Богомолов. – Благовещенск, 2009.
- 2 Бочаров, В.А. Технология обогащения золотосодержащего сырья / В.А. Бочаров. – М: Руда и металлы, 2003. – 407 с.
- 3 Климентов П.П. Общая геология Амурской области / П.П. Климентов, Г.Я. Богданов. – М.: Недра, 2003. – 356 с.
- 4 Коваленко В.Д. Отчет о поисково-оценочных работах на рудопроявлении Маломыр и общих поисках Селемджинском золотоносном районе. / В.Д. Коваленко, 2008.– 29 с.
- 5 ГОСТ 25129- 82. Грунтовка ГФ - 021.; введ. 01.01.83. – М.: Министерством химической промышленности СССР - М.: Стандартиформ, 2007. – 2 с.
- 6 ГОСТ 12.1.005-88. Общие санитарно-гигиенические требования к воздуху рабочей зоны. – Взамен ГОСТ 12.1.005-76; введ. 01.01.89. – М.: Министерством здравоохранения СССР – М.: Стандартиформ, 2008. – 2 с.
- 7 ГОСТ 12.1.004-91. Пожарная безопасность. – Взамен ГОСТ 12.1.004-85; введ. 01.07.92. – М.: Министерством внутренних дел СССР. - М.: Стандартиформ, 2006. – 2 с.
- 8 ГОСТ 12.1.010-76. Взрывобезопасность.; введ. 01.01.78. – М.: Советом Министров СССР - М.: Изд-во стандартов, 2002. – 2 с.
- 9 ГОСТ 12.1.002-75. Процессы производственные.; введ. 01.07.76. – М.: Советом Министров СССР - М.: Стандартиформ, 2007. – 2 с.
- 10 ГОСТ 3.1120 – 83. Единая система технологической документации.; введ. 01.01.85. – М.: Советом Министров СССР - М.: Стандартиформ, 2012. – 2 с.
- 11 ГОСТ 12.2.003 – 91. Оборудование производственное. – Взамен ГОСТ 12.2.003-74; введ. 01.01.92. – М.: Государственным комитетом СССР по

- управлению качеством продукции и стандартам - М.: Изд-во стандартов, 2001. – 2 с.
- 13 ГОСТ 12.2.007.8 – 75. Устройства электросварочные и для плазменной обработки.; введ. 01.01.78. – М.: Советом Министров СССР. - М.: Изд-во стандартов, 2001. – 2 с.
- 14 Кармазин, В.И. Расчеты технологических показателей обогащения полезных ископаемых / В.И.Кармазин , И.К. Младецкий, П.И Пилов. - М., 2009.
- 15 Козин, В.З. Опробование, контроль и автоматизация производственных процессов / В.З. Козин , О.Н. Тихонов. - М.: Недра, 1990. – 9 с.
- 16 Разумов, К.А. Проектирование обогатительных фабрик / К.А Разумов, А.Е. Рогов, В.А. Перов. - М.: Недра, 1982. - 130 с.
- 17 СанПин 2.1.4.544-96. Требования к качеству воды нецентрализованного водоснабжения. Санитарная охрана источников. – введ. 07.08.76. - М.: Изд-во стандартов, 2001. – 2 с.
- 18 СанПин 2.1.4.027-95. Зоны санитарной охраны источников водоснабжения и водопроводов хозяйственно-питьевого назначения. – введ. 10.04.95. - М.: Изд-во стандартов, 2001. – 2 с.
- 19 Сводный отчет «ООО Маломырский рудник». - Благовещенск, 2010.
- 20 СП 51.13330.2011. Защита от шума. – введ. 20.05.2011. - М.: ОАО «ЦПП», 2010. – 1с.
- 21 ТУ – 6-11-145-80. Стеклопластик рулонный РСТ.: введ. 01.01.81. - М.: Изд-во стандартов, 2001. – 2 с.
- 22 Кобзев, А.С. Предварительное обогащение золотосодержащих руд: учебное пособие / А.С. Кобзев.– М.: 2008. – 209 с.
- 23 Фатьянов, А.В. Проектирование обогатительных фабрик: справочное пособие / А.В. Фатьянов, Л.Г. Никитина, А.А Рябова. – Чита: Экспресс 2005
- 24 Фатьянов, А.В. Технология обогащения полезных ископаемых: учеб. пособие / А.В. Фатьянов, Л.Г Никитина, Е.В Глотова. – Чита: ЧитГТУ, 2002. – 299 с.

- 25 Федеральный закон от 21 июля 1997 г. № 116 – ФЗ (в ред. ФЗ от 23.07.2010 №171 – ФЗ, от 04.03.2013 № 22-ФЗ) «О промышленной безопасности опасных производственных объектов» // Собр. Законодательства Российской Федерации. – 2002. - №30.
- 26 Маляров, П.В. Плаксинские чтения / П.В. Маляров, П.А. Ковалев. – М.: Москва, 2016. – 453 с.
- 27 Сапожников, С.Ю. Экономика и менеджмент: метод. указание / С.Ю. Сапожников. – Чита: Изд-во ЧитГУ, 2005. – 31 с.
- 28 Добрынина, Н.А. Основы прикладной экологии: учебное пособие / Н.А. Добрынина, В.В. Перминов. – Чита: Изд-во Поиск, 2001. – 176 с.
- 29 Единые правила безопасности при дроблении, сортировке, обогащении полезных ископаемых и окусковании руд и концентратов. – М.: Изд-во Академии горных наук, 2000. – 120 с.
- 30 Мязин, В.П. Сертификация и управление качеством минеральной продукции горнодобывающего и перерабатывающего комплекса Учебное пособие. / В.П. Мязин. – Чита: Изд-во ЧитГУ, 2010. – 41 с.