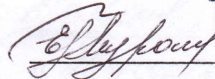


Министерство образования и науки Российской Федерации
Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение
высшего образования
АМУРСКИЙ ГОСУДАРСТВЕННЫЙ УНИВЕРСИТЕТ
(ФБГОУ ВО «АмГУ»)

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

ДОПУСТИТЬ К ЗАЩИТЕ

И.о зав.кафедрой

 Е.Г.Мурашова

«14» 02 2019 г.

ДИПЛОМНЫЙ ПРОЕКТ

на тему: Проект обогатительной фабрики на базе золотосодержащих руд
месторождения Маломыр

Исполнитель

студент группы 315-ос/2

11.02.19

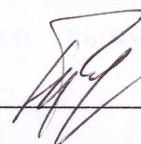


Б.Ж. Доржиев

Руководитель

профессор, д.г.-м.н.

12.02.19



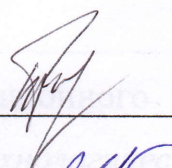
Т.В. Кезина

Консультанты:

по разделу безопасность
и экологичность проекта

профессор, д.г.-м.н.

12.02.19



Т.В. Кезина

по разделу геология

профессор, д.г.-м.н.

12.02.18

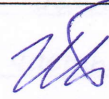


И.В. Бучко

по разделу экономика

профессор, д.г.-м.н.

12.02.18

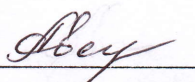


И.В. Бучко

Нормоконтроль

ст. преподаватель

12.02.19



С.М. Авраменко

Рецензент

14.02.19



А.Е. Бычков

Благовещенск 2019

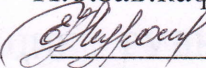
Министерство образования и науки Российской Федерации
Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение высшего
образования

АМУРСКИЙ ГОСУДАРСТВЕННЫЙ УНИВЕРСИТЕТ
(ФГБОУ ВО «АмГУ»)

Факультет инженерно-физический
Кафедра геологии и природопользования

УТВЕРЖДАЮ

И.о.зав.кафедрой

 Е.Г. Мурашова
« 28 » сентября 2018 г.

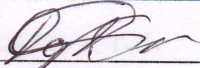
ЗАДАНИЕ

К выпускному квалификационному проекту студента группы 315-ос/2

Доржиева Баира Жаргаловича

1. Тема выпускного квалификационного проекта: «Проект обогатительной фабрики на базе золотосодержащих руд месторождения Маломыр»
2. Срок сдачи студентом законченного выпускного квалификационного проекта: 20 февраля 2019 г.
3. Исходные данные к выпускному квалификационному проекту: $Q=800$
 $т/ч; \alpha=1,44$ г/т
4. Содержание выпускного квалификационного проекта: Общие сведения о предприятии, геологическая часть, технологическая часть, выбор и расчёт оборудования, вспомогательные службы, безопасность и экологичность проекта, специальная часть, экономическая часть.
5. Перечень материалов: 110 страниц, 41 таблица, 7 рисунков, 47 источников, 8 чертежей
6. Консультанты к выпускному квалификационному проекту: Бучко И.В.,
Кезина Т.В.
6. Дата выдачи задания: 28 сентября 2018 г.

Руководитель выпускного квалификационного проекта: Кезина Татьяна Владимировна

Задание принял к исполнению (дата):  28 сентября 2018 г.

РЕФЕРАТ

Дипломный проект представлен пояснительной запиской и содержит 110 страниц, 7 рисунков, 41 таблица, 47 литературных источников.

Объектом разработки является золотосодержащие руды Маломырского месторождения расположенного в Селемджинском районе Амурской области.

МЕСТОРОЖДЕНИЕ, ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩИЕ РУДЫ, ФАБРИКА, ДРОБЛЕНИЕ, ИЗМЕЛЬЧЕНИЕ, КЛАССИФИКАЦИЯ, ГРОХОЧЕНИЕ, ФЛОТАЦИЯ, ДОИЗМЕЛЬЧЕНИЕ, СУЩЕНИЕ, ФИЛЬТРАЦИЯ, ЭКОНОМИКА, БЕЗОПАСНОСТЬ

Обогатительная фабрика – горное предприятие для первичной переработки твёрдых полезных ископаемых с целью получения технически ценных продуктов, пригодных для промышленного использования. На обогатительных фабриках перерабатываются (обогащаются) руды цветных металлов (медные, медно-никелевые, свинцово-цинковые, вольфрам-молибденовые, оловянные и др.), руды чёрных металлов (железные, марганцевые, хромовые), неметаллические полезные ископаемые (фосфорные, калийные, графитовые и прочие руды и материалы) и угли.

В зависимости от применяемых процессов переработки обогатительные фабрики делят на дробильно-сортировочные, промывочные, гравитационные, флотационные, магнитного обогащения и с комбинированной технологией. В связи с современными требованиями к комплексности переработки полезных ископаемых всё большее распространение получают обогатительные фабрики с комбинированной технологией, включающие обжиг или гидрометаллургию.

В данном дипломном проекте главной задачей является обеспечение эффективной переработки золотосодержащих руд на фоне снижения потерь ценного компонента – золота и минимизации различного рода издержек – материальных, финансовых, энергетических и т.п.

Основные задачи дипломного проектирования:

- в области геологии – описание минерального и вещественного состава маломырского месторождения исследуемых руд, выявление форм нахождения золотосодержащего компонента и его связей с вмещающими породами и компонентами – примесями;
- в области технологии – разработка технологии для получения наиболее качественных золотосодержащего концентрата с возможно более высоким извлечением ценного компонента;
- в области экологии и безопасности жизнедеятельности – разработка проекта экологически безопасного предприятия с условиями труда, удовлетворяющими Единым правилам безопасности;
- в области экономики – разработка проекта рентабельного и конкурентоспособного предприятия.

СОДЕРЖАНИЕ

Введение	8
1 Общие сведения района работ	10
2 Геологическая часть	13
2.1 Геология месторождения	13
2.2 Вещественный состав рудных тел	16
2.3 Характеристика золота	20
3 Технологическая часть	24
3.1 Обоснование технологической схемы и ее описание	24
3.2 Расчет качественно-количественной схемы	26
3.3 Расчет водно-шламовой схемы	32
3.4 Баланс общей воды по обогатительной фабрике	37
3.5 Выбор и расчет основного оборудования	38
3.5.1 Выбор и расчет дробилок	38
3.5.2 Выбор и расчет мельниц	41
3.5.3 Выбор и расчет грохотов	47
3.5.4 Выбор и расчет гидроциклонов	49
3.5.5 Выбор и расчет флотационных машин	52
3.5.6 Выбор и расчет сгустителя	56
3.5.7 Выбор и расчет дискового вакуум-фильтра	57
3.6 Выбор и расчет вспомогательного оборудования	58
3.6.1 Выбор и расчет приемного бункера	58
3.6.2 Выбор и расчет контактных чанов	59
3.6.3 Выбор насосов	60
3.6.4 Выбор и расчет конвейеров	60
3.6.5 Выбор грузоподъемного оборудования	62
4 Вспомогательные службы	63
4.1 Электроснабжение	63
4.2 Теплоснабжение	63

4.3	Водоснабжение и канализация	64
4.4	Хвостовое хозяйство	66
4.5	Реагентное хозяйство	69
5	Безопасность проекта	70
5.1	Электробезопасность	70
5.2	Пожарная безопасность	70
5.3	Охрана труда	71
6	Экологичность проекта	76
6.1	Охрана атмосферного воздуха от загрязнения	76
6.2	Охрана поверхностных и подземных вод	77
6.3	Охрана почв. Рекультивация нарушенных земель	79
7	Специальная часть	82
7.1	Детоксикация отходов флотационного обогащения руд месторождения «Маломыр»	82
7.2	Описание технологии очистки дебалансовых вод хвостохранилища хвостов флотации	82
7.3	Выбор основного технологического оборудования узла очистки сбросных вод	85
8	Экономическая часть	89
8.1	Режим работы, графики сменности, баланс рабочего времени	89
8.2	Производственная мощность плана реализации продукции	90
8.3	Численность трудящихся	92
8.4	Производительность труда	93
8.5	Заработная плата трудящихся	94
8.6	Основные фонды, их стоимость и амортизация	97
8.7	Оборотные фонды	100
8.8	Себестоимость	100
8.9	Прибыль и рентабельность	101
8.10	Определение платы за размещение отходов	101
8.11	Показатели экономической эффективности	102

8.12 Внутренняя норма доходности или величина процентной ставки приносимого проектом дохода	104
8.13 Техничко-экономические показатели	105
Заключение	106
Список литературных источников	107
Спецификация	

ВВЕДЕНИЕ

Золото представляет собой мягкий благородный металл, желтого цвета. Плотностью золота – $19,32 \text{ г/см}^3$, температура плавления составляет $1064,18 \text{ }^\circ\text{C}$, кипения – $2856 \text{ }^\circ\text{C}$, так же оно отличается низким сопротивлением, хорошими показателями теплопроводности и высокой пластичностью.

Золото является одним из важнейших металлов на планете. Исторически сложилось, что золото закрепило за собой функцию элемента мировой финансовой системы. Благодаря своим свойствам этот металл очень широко применяется во многих сферах деятельности: в химической промышленности, в производстве микроэлектронных компонентов, в космической и авиационной промышленности, в медицине и других. Немаловажным остается применение золота как сырья для производства ювелирных украшений [1].

За всю историю, человечество добыло 166,6 тысяч тонн золота. Его суммарная стоимость составляет около 7 триллионов долларов.

Высокая цена на этот драгоценный металл обусловлена рядом факторов:

- малое содержание в земной коре, кларк золота составляет $5 \times 10^{-7} \%$;
- значительные расходы энергии и материалов, связанные с технологией извлечения благородных металлов.

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

Целью дипломного проекта является разработка проекта по переработке золотосодержащей руды Маломирского месторождения.

Применение сульфидной флотации с последующей автоклавной обработкой концентрата (в проекте) и возможность применения детоксикации отходов флотационного обогащения (в спецчасти) определяет актуальность дипломного проекта.

В дипломном проекте произведен расчет качественно-количественной и водно-шламовой схем, расчет и выбор основного технологического оборудования, а также расчет экономической части проекта с целью определения технико-экономических показателей работы обогатительной фабрики. Проработаны вопросы водоснабжения, электроснабжения, отопления, комплексно выполнены решения по производственной и экологической безопасности.

1 ОБЩАЯ ХАРАКТЕРИСТИКА РАЙОНА РАБОТ

Маломырское золоторудное месторождение расположено на территории Селемджинского района Амурской области. Местоположение его показано на обзорной карте Амурской области, которая представлена на рисунке 1. Номенклатура листа масштаба 1:200000 – N-52-XXX.



Рисунок 1- Местоположение Маломырского рудника на карте минеральных ресурсов Амурской области

Ближайшим к месторождению населенным пунктом является пос. Стойба, расположенный на расстоянии 36 км на юг и связанный с месторождением улучшенной грунтовой автодорогой, движение по которой возможно круглогодично.

Площадь месторождения расположена в южных отрогах Селемджинского хребта, служащего водоразделом рек Селемджа и Шевли, и представляет собой, преимущественно, среднегорье с абсолютными отметками 750-1300 м. Относительные превышения колеблются от 400 до 600 м. Крутизна склонов обычно составляет 20-25⁰, иногда достигает 35-40⁰ [3].

Обнаженность территории плохая. Коренные выходы встречаются в виде редких останцов на водоразделах и немногочисленных уступах цоколей террас, а также во врезках дорог и мелких карьеров, используемых для дорожно-строительных целей и других местных нужд.

Мощность делювиальных отложений составляет 2 – 5 м, а на крутых склонах – не более 1 м. В зонах разрывных нарушений рыхлые отложения зачастую обводнены.

Почвы территории сформированы в однородных биоклиматических условиях, в зоне буро-таежных холодных длительно промерзающих почв под лесной растительностью [6].

Климат района континентальный, муссонный. Зима умеренно суровая, продолжительная; лето короткое и умеренно теплое. Наиболее холодным месяцем года является январь. Его средняя температура воздуха составляет -29,7 °С, абсолютный минимум температуры -51,8 °С (1979 г.). Наиболее теплым месяцем является июль. Его средняя температура воздуха составляет 18 °С, средняя максимальная температура 25,5 °С, абсолютный максимум 33,9 °С (1999 г.). Первые заморозки приходятся на конец августа.

Сумма осадков за год составляет 697,0 мм, причем основная их масса – 587,0 мм (84 %) приходится на период с мая по октябрь. Первый снег выпадает в конце сентября - начале октября. Окончательно снежный покров устанавливается в ноябре. Максимальная глубина снежного покрова 0,7 м. Полное таяние снега происходит в начале мая.

Среднегодовая скорость ветра составляет 1,1 м/сек при средней максимальной скорости 11 м/сек и максимальных порывах – 28 м/сек [3].

Экономика района определяется лесопромышленным хозяйством и эксплуатацией месторождений россыпного золота.

В непосредственной близости от Маломырского месторождения старательской артелью «Мая-1» производится эксплуатация россыпи по р.Н.Стойба и по руч. Сухоныр [16].

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

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

В р. Н.Стойба водятся амурская щука, налим, амурский язь, сом, пескарь, голяк обыкновенный, а также особо ценные виды рыб – таймень, ленок, амурский хариус.

2 ГЕОЛОГИЧЕСКАЯ ЧАСТЬ

2.1 Геология месторождения

Месторождение сложено дислоцированными метаморфизованными углеродсодержащими сланцами палеозойского возраста, прорванными окварцованными гранитоидами палеозойского возраста и меловыми дайками среднего и кислого составов. 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 составляют континентально-осадочные метаморфизованные отложения златоустовской свиты позднепалеозойского возраста [4].

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

Отложения сагурской свиты распространены по периферии выхода пород златоустовской свиты, слагая полосу субширотно-северо-западного

простирается 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 [4].

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 порфириновых и порфиридных 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 [5].

Падение тектонических контактов повсеместно крутое 70-90°.

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

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, 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 [5].

Золотокварцевая минерализация оказалась менее изученной. В процессе дальнейших работ следует ориентироваться как на оценку золотосульфидного оруденения, так и жильно-прожилкового. В возрастном отношении золотоносная кварцево-жильная 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].

2.2 Вещественный состав рудных тел

На месторождении в разной степени развиты окварцованные и дробленные углеродисто – слюдисто – кварцевые, хлорит – эпидот – слюдисто – кварцевые, слюдисто – кварцевые и полевошпат – слюдисто – кварцевые сланцы, кварцевые метасоматиты и брекчии на кварцевом и кварцево – глинистом цементе [5].

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

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

Для гидрослюды характерны субпараллельно ориентированные тонкочешуйчатые 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. Породы, в основном, светло-серого цвета. Макротекстура массивная, пятнистая, брекчиевидная; структура тонко-, мелкозернистая. Микроструктура гранобластовая, участками реликтовая.

Порода состоит преимущественно из разнозернистого агрегата полевого шпата и кварца с примесью железистого карбоната. Размер выделений колеблется от 0,01 до 1,00 мм, преобладают зерна в интервале 0,05-0,2мм. Отмечается редкая вкрапленная и прожилково-вкрапленная сульфидная минерализация [5].

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 сростании с кварцем, гидрослюдой, карбонатами [4].

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

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
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 [4].

2.3 Характеристика золота

Основным ценным компонентом является золото, его содержание в руде составляет 1,44 г/т. Серебро, при содержании менее 1,0 г/т, относится к попутно извлекаемому компоненту [12].

Золото в руде находится в самородном виде, других минеральных форм не обнаружено. Золото, в основном, тонкое и тонкодисперсное. Практически все золото имеет крупность менее 0,071, а на долю золота крупностью 3 – 25 мкм приходится 69 %, от общей массы золота (при содержании 1,44 г/т). При дроблении и измельчении руды оно практически не вскрывается и находится в ассоциации с сульфидами и, в меньшей степени, с породообразующими минералами. По данным атомно-абсорбционного анализа содержание благородного металла в сульфидах (по отдельным выборкам) колеблется от 33,8 до 45,9 г/т.

Результаты рационального анализа (таблица 3) показывают высокую степень технологической упорности исследуемой руды к цианистому процессу: в цианируемой форме в ней присутствует 13,8 % золота, которое в основном находится в виде сростков с рудными и породообразующими компонентами. Массовая доля свободного (амальгамируемого) золота незначительна и составляет 0,6 % [12].

Основной причиной упорности к цианированию является тесная ассоциация благородного металла с сульфидами (51,8 %). Часть сульфидов тонко вкраплена в породообразующие минералы. С ними и с углистым веществом связано 12,5 % золота. Также на упорность оказывает влияние ассоциация металла с комплексом минералов, растворимых в соляной кислоте - гидроксидами железа, карбонатами и др. (16,5 %) и, в меньшей степени, с аморфным кремнезёмом (2,9 %) и породообразующими минералами (2,5 %).

Таблица – 3 Результаты рационального анализа на золото исходной руды (крупность измельчения 98 % класса минус 0,071 мм)

Формы нахождения золота и характер его связи с рудными компонентами	Распределение золота	
	г/т	%
1	2	3
Свободное (извлекаемое амальгамацией)	0,01	0,6
В виде сростков (цианируемое)	0,19	13,2
Всего в цианируемой форме	0,20	13,8
Извлекаемое цианированием после обработки щёлочью (ассоциированное с аморфным кремнезем, заключенное в поверхностные пленки)	0,04	2,9
Извлекаемое цианированием после обработки соляной кислотой (ассоциированное с гидроксидами железа, карбонатами и др.)	0,24	16,5
Извлекаемое цианированием после обработки азотной кислотой (ассоциированное с сульфидами)	0,74	51,8
Извлекаемое цианированием после окислительного обжига при $T650^{\circ}\text{C}$ (ассоциированное с тонко вкрапленными в кварцесульфидами и углистым веществом)	0,18	12,5
Тонко вкрапленное в породообразующие минералы	0,04	2,5
Всего в пробе (по балансу)	1,44	100,0

На основании вышесказанного можно сделать следующие выводы:

1. Руда месторождения относится к золото - кварцевому малосульфидному типу руд.
2. Основными породообразующими минералами являются кварц, слюдисто – гидрослюдистые образования и полевые шпаты.
3. Рудные элементы представлены железом, серой и мышьяком. По массе преобладает железо. Доля мышьяка составляет 0,61 %, а серы – 2,1 %. Мышьяк и сера присутствуют, главным образом, в сульфидной форме.
4. По степени окисления железа (9%) руда относится к типу первичных руд.
5. Рудные минеральные компоненты представлены сульфидами. Массовая доля сульфидов составляет 4,6 %, из которых на долю пирита приходится 71%. Из вторичных образований железа преобладает лимонит.

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

7. Основная масса золота в руде представлено тонкими и тонкодисперстными частицами.

8. Данные 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 порообразующими компонентами. Массовая доля свободного (амальгируемого) золота незначительна и оставляет 0,6 %.

9. Основной причиной упорности к цианированию является тесная ассоциация благородного металла с сульфидами и углистым веществом.

Таблица 4 – Вещественный состав руды

Типовые признаки	Характеристика признаков
1	2
Тип руды	золото – кварцевая малосульфидная
Химический состав руды	SiO ₂ – 56,7%; Al ₂ O ₃ – 15,5%; P ₂ O ₅ – 0,94%; K ₂ O – 3,39%; CaO – 8,1%; TiO ₂ – 1,34; Fe – 3,85%; S – 2,21%; CO ₂ – 4.38%; Au – 1,44 г/т ; Ag <1,0 г /т
Минеральный состав:	Рудная часть – пирит, арсенопирит, халькопирит, магнетит, золото, серебро. Не рудная часть – кварц, полевые шпаты, слюда, гидрослюда.
Элементы-примеси и форма их связи с основными рудными минералами	As, Ag, Zn в форме собственных минералов
Текстуры и структуры руд, взаимоотношения рудных минералов	Текстура сланцеватая, участками полойчатая, пятнистая, неяснополосчатая, брекчиевидная. Структура тонко-, мелкозернистая.
Химический состав золота	Пробность золота 760-840
Морфология, гранулометрический состав золота	Au – самородное, тесно ассоциированное с сульфидами и углистым веществом. Представлено тонкими и тонкодисперстными частицами 69 % - 3-25мкм
Технологические свойства золота	Большой удельный вес, растворимость в NaCN
Выбор технологической схемы обогащения	Флотационная

Продолжение таблицы 4

1	2
Комплексное использование руды, горных пород, хвостов отвалов месторождения	Доизвлечение золота и других попутных элементов из хвостов. Использование отходов производства для изготовления строительных материалов и закладки выработанных пространств.
Требования к выпускаемой продукции	Флотационный концентрат, удовлетворяющий требованиям ТУ 117-2-6-75

3 ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ ЧАСТЬ

3.1 Обоснование технологической схемы и ее описание

Проект разработан по результатам практики работы ЗИФ Маломирского месторождения, а также на основании результатов технологических исследований, анализа проведенных НИР, и опыта работы аналогичных предприятий. Для проектирования предприятия по переработке золотосодержащих руд месторождения Маломир рассматривается флотационная схема представленная на рисунке 1.

Данная технологическая схема включает в себя крупное дробление, измельчение в две стадии: на первой – мельницы полусамоизмельчения, на второй – шаровые, и флотационное обогащение [14].

Флотоконцентрат полученный на фабрике в последствии отправляется на «Покровский рудник», где происходит его автоклавное окисление с последующим сорбционным цианированием продукта окисления. Извлечение золота по данному варианту составляет 75,6% [11].

Вышеупомянутыми исследованиями установлено, что по вещественному составу, характеру сульфидной и золотой минерализации руда относится к категории трудноцианируемых. Основной причиной упорности руды к цианистому процессу является тонкая вкрапленность золота в сульфидах.

Товарной продукцией является флотационный сульфидный концентрат, удовлетворяющий требованиям ТУ 117-2-6-75 с содержанием золота и серебра 24,5 г/т и 14,1 г/т соответственно [7].

Отвальным продуктом являются хвосты флотации, направляющиеся в намывное хвостохранилище.

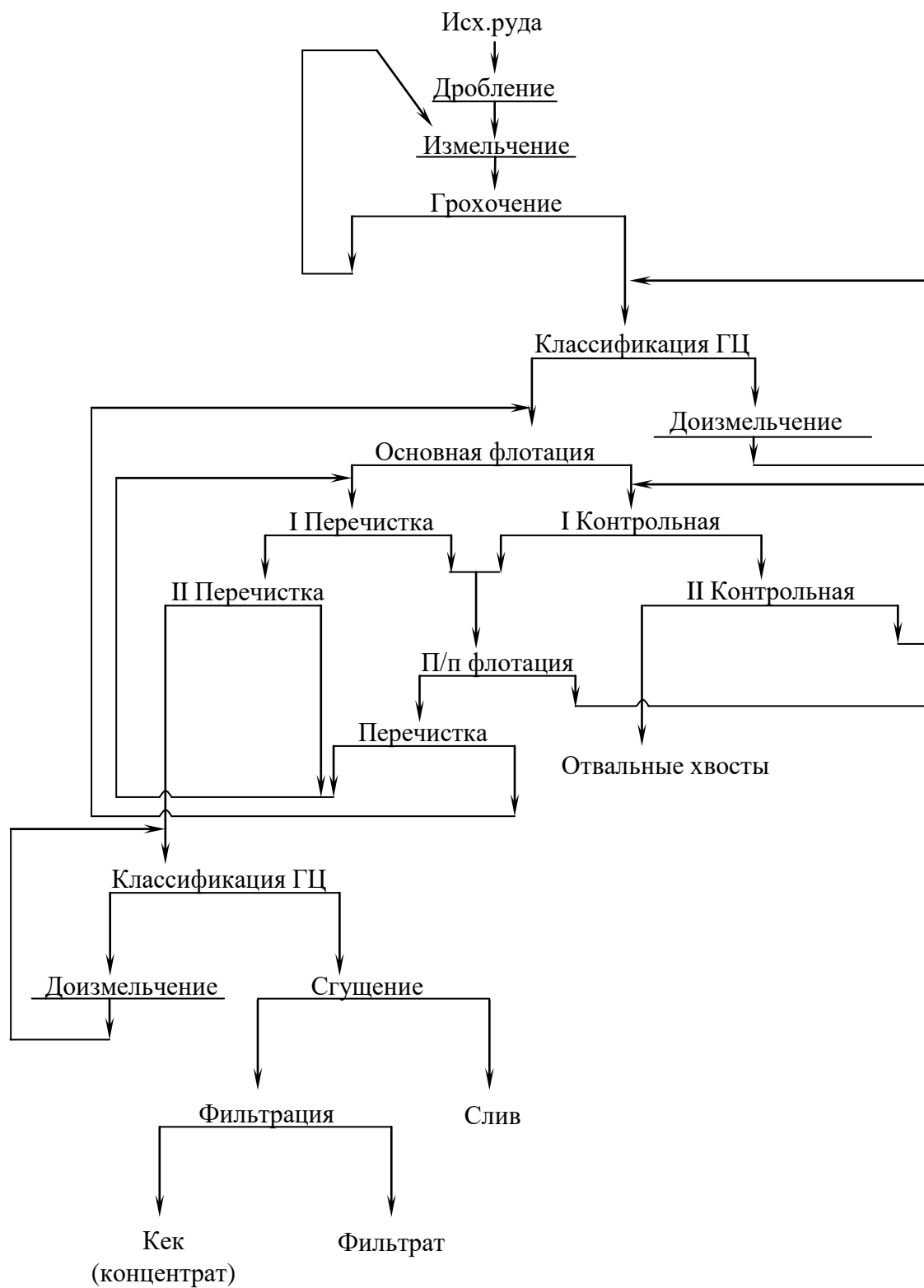


Рисунок 2 – Флотационная схема обогащения руд месторождения «Маломыр»

Режим работы предприятия круглогодичный. Расчет качественно-количественной и водно-шламовойсхемпереработки руды и продуктов обогащения произведен на производительность фабрики 800 тонн руды в час, и при заданном содержании золота – 1,44 г/т. Исходя из данной производительности, в проекте следует предусмотреть две ветви рудоподготовки с $Q = 400$ т/ч каждая [14].

3.2 Расчет качественно-количественной схемы

Целью расчета является определение для всех видов продуктов и операций схемы ряда показателей, характеризующих технологический процесс качественно и количественно. Такими показателями являются: производительность (Q), выход продуктов (γ), содержания (β) и извлечения (ε) полезных компонентов, которые рассчитываются по формулам.

Расчет качественно-количественной схемы обогащения сначала производится в относительных показателях, а затем вычисляются абсолютные показатели.

Исходные показатели по содержанию ценных компонентов в исходном питании и всех продуктов обогащения установлены на основании результатов практики работы обогатительной фабрики, перерабатывающей аналогичные руды [8,9].

Рассчитываемые показатели определяются из баланса металлов по схеме в целом, по каждому циклу и отдельной операции.

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

где Q_n - производительность цеха обогащения, т/сут;

γ_n - выход продуктов, %;

Q_1 - производительность о.ф., т/сут.

Расчет извлечений

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

где ϵ_n - извлечение металла в продукт, %;

β_n - содержание металла в продукте, %;

α - содержание металла в исходной руде, %;

Содержание золота в исходной руде $\alpha = 1,44\%$.

Производительность по исходному сырью $Q = 19200$ т/сут.

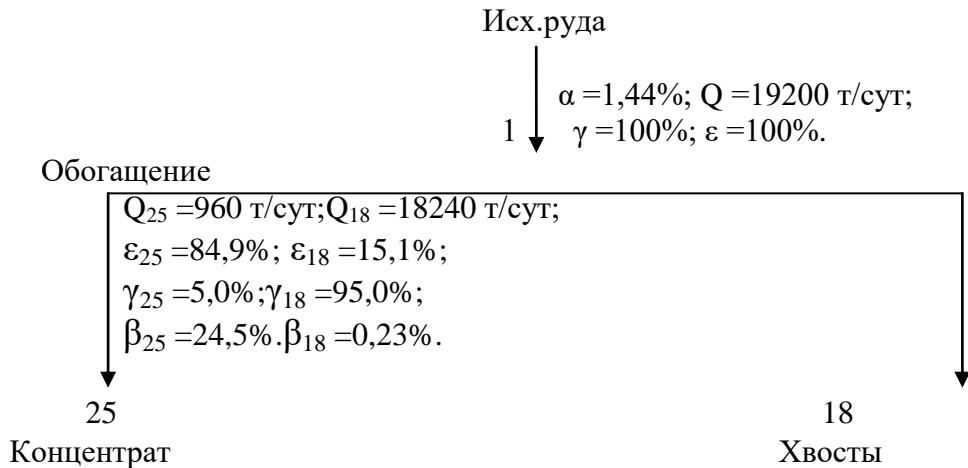


Рисунок 3 – Технологическая схема для расчета основного баланса металлов

Баланс выходов:

$$\begin{cases} \gamma_1 = \gamma_{25} + \gamma_{18}; \\ \gamma_1 \cdot \alpha_1 = \gamma_{25} \cdot \beta_{25} + \gamma_{18} \cdot \beta_{18}. \end{cases} \quad (3)$$

Баланс по металлу:

$$100 \cdot 1,44 = 5 \cdot 24,5 + 95 \cdot 0,23;$$

$$144 = 144.$$

Баланс извлечений:

$$\epsilon_1 = \epsilon_{10} + \epsilon_{26} + \epsilon_{12}; \quad (4)$$

$$\epsilon_1 = 84,9 + 15,1;$$

$$100 = 100.$$

Таблица 5 – Баланс металлов

№	Продукты	Выход γ , %	Содержание β , %	Извлечение ε , %
1	2	3	4	5
28	Концентрат	5,0	24,50	84,9
19	Хвосты	95,0	0,23	15,1
1	Исходная руда	100,0	1,44	100,0

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

1) уравнения равенства суммы выходов поступивших и вышедших продуктов обогащения для данной операции:

$$\sum \gamma_{\text{пос}} = \sum \gamma_{\text{вых}}; \quad (5)$$

2) уравнения «баланса металла» - равенства суммы масс полезного ископаемого (суммы произведений Q и β или суммы произведений γ и β) поступивших и вышедших продуктов обогащения для данной операции:

$$\sum (\beta_n \cdot \gamma_n)_{\text{пос}} = \sum (\beta_n \cdot \gamma_n)_{\text{вых}}. \quad (6)$$

Порядок решения следующий:

Составляем рисунок схемы данной операции с нанесением на него заданных значений и обозначение неизвестных технологических показателей (рисунок 4).

Расчет технологической схемы проводится снизу вверх, начиная с операции в которой есть один из конечных продуктов обогащения. Неизвестные значения части продуктов определяются по разности или сумме выходящих и поступающих в операцию составлением уравнений [8,9].

Для наглядности составляем рисунок схемы данной операции с нанесением на него значений и обозначение неизвестных технологических показателей, который представлен на рисунке 4. На операцию второй контрольной флотации поступают хвосты первой контрольной флотации, и выходит концентрат и хвосты.



Рисунок 4 – Схема операции обогащения

Составляется система из двух уравнений:

$$\begin{cases} \gamma_{14} = \gamma_{19} + \gamma_{20}; \\ \gamma_{14} \cdot \beta_{14} = \gamma_{19} \cdot \beta_{19} + \gamma_{20} \cdot \beta_{20}. \end{cases} \quad (7)$$

Находим γ_{19} из уравнения (6) и методом подстановки вычисляем γ_5 :

$$\gamma_{20} = \frac{95 \times (0,23 - 0,32)}{0,32 - 1,23} = 9,5;$$

$$\gamma_{14} = \gamma_{19} + \gamma_{20} = 95 + 9,5 = 104,5.$$

Подобным образом составляем и решаем системы уравнений для нахождения неизвестных значений показателей по всем операциям технологической схемы. Неизвестные значения части продуктов определяем по разности или сумме выходящих и поступающих количеств материалов в данную операцию составлением и решением уравнений [8,9].

Таблица 6 – Результаты расчетов качественно – количественной схемы

№	Наименование операции и продуктов	Производительность, т/сут.	Выход, %	Содержание %	Извлечение, %
1	2	3	4	5	6
I	Дробление				
	Поступает:				
1	Руда	19200	100	1,44	100
	Итого	19200	100	1,44	100
	Выходит:				
2	Дробленный продукт	19200	100	1,44	100
	Итого	19200	100	1,44	100

Продолжение таблицы 6

1	2	3	4	5	6
II	Измельчение				
	Поступает:				
2	Дробленный продукт	19200	100	1,44	100
4	Надрешетный продукт	19200	100	1,24	86,11
	Итого	38400	200	1,34	186,11
	Выходит:				
3	Измельченный продукт 1	38400	200	1,34	186,11
	Итого	38400	200	1,34	186,11
III	Грохочение				
	Поступает:				
3	Измельченный продукт 1	38400	200	1,34	186,11
	Итого	38400	200	1,34	186,11
	Выходит:				
4	Надрешетный продукт	19200	100	1,24	86,11
5	Подрешетный продукт	19200	100	1,44	100
	Итого	38400	200	1,34	186,11
IV	Классификация ГЦ				
	Поступает:				
5	Подрешетный продукт	19200	100	1,44	100
7	Измельченный продукт 2	48000	250	1,7	295,14
	Итого	67200	350	1,63	395,14
	Выходит:				
6	Пески ГЦ	48000	250	1,7	295,14
8	Слив ГЦ	19200	100	1,44	100
	Итого	67200	350	1,63	395,14
V	Доизмельчение				
	Поступает:				
6	Пески ГЦ	48000	250	1,7	295,14
	Итого	48000	250	1,7	295,14
	Выходит:				
7	Измельченный продукт 2	48000	250	1,7	295,14
	Итого	48000	250	1,7	295,14
VI	Основная флотация				
	Поступает:				
8	Слив ГЦ	19200	100	1,44	100
22	Пром.продукт 4	1685,76	8,78	1,39	8,5
	Итого	20885,76	108,78	1,44	108,5
	Выходит:				
9	Концентратосн. флотации	1632	8,5	9,8	57,8
10	Хвостыосн. флотации	19253,76	100,28	0,73	50,7
	Итого	20885,76	108,78	1,44	108,5
VII	1 Перечистка				

Продолжение таблицы 6

1	2	3	4	5	6
	Поступает:				
9	Концентратосн. флотации	1632	8,5	9,8	57,8
21	Конц-т пер-ки п/п фл-ции	864	4,5	11,8	36,9
16	Пром.продукт 2	384	2,0	6,6	9,1
	Итого	2880	15,0	9,98	103,8
	Выходит:				
11	Концентрат перечистки 1	1344	7,0	19,3	94,1
12	Пром. продукт 1	1536	8,0	1,75	9,7
	Итого	2880	15,0	9,98	103,8
VIII	Контрольная флотация 1				
	Поступает:				
10	Хвостыосн. флотации	19253,76	100,28	0,73	50,7
20	Конц-т контр. флотации 2	1824	9,5	1,23	8,1
18	Пром.продукт 3	2073,6	10,8	0,52	3,9
	Итого	23151,36	120,58	0,75	62,7
	Выходит:				
13	Конц-т контр. флотации 1	3087,36	16,08	3,55	39,6
14	Хвосты контр. флотации 1	20064	104,5	0,32	23,1
	Итого	23151,36	120,58	0,75	62,7
IX	2 Перечистка				
	Поступает:				
11	Концентрат перечистки 1	1344	7,0	19,3	94,1
	Итого	1344	7,0	19,3	94,1
	Выходит:				
15	Концентрат перечистки 2	960	5,0	24,5	84,9
16	Пром. продукт 2	384	2,0	6,6	9,1
	Итого	1344	7,0	19,3	94,1
X	Контрольная флотация 2				
	Поступает:				
14	Хвосты контр. флотации 1	20064	104,5	0,32	23,1
	Итого	20064	104,5	0,32	23,1
	Выходит:				
19	Хвосты контр. флотации 2	18240	95,0	0,23	15,1
20	Конц-т контр. флотации 2	1824	9,5	1,23	8,1
	Итого	20064	104,5	0,32	23,1
XI	П/п флотация				
	Поступает:				
12	Пром. продукт 1	1536	8,0	1,75	9,7
13	Конц-т контр. флотации 1	3087,36	16,08	3,55	39,6
	Итого	4623,36	24,08	2,95	49,3
	Выходит:				
17	Концентрат п/п флотации	2549,76	13,28	4,9	45,4
18	Пром.продукт 3	2073,6	10,8	0,52	3,9
	Итого	4623,36	24,08	2,95	49,3
XII	Перечистка п/п флотации				

Продолжение таблицы 6

1	2	3	4	5	6
	Поступает:				
17	Концентрат п/п флотации	2549,76	13,28	4,9	45,4
	Итого	2549,76	13,28	4,9	45,4
	Выходит:				
21	Конц-т пер-ки п/п фл-ции	864	4,5	11,8	36,9
22	Пром.продукт 4	1685,76	8,78	1,39	8,5
	Итого	2549,76	13,28	4,9	45,4
XIII	Классификация ГЦ				
	Поступает:				
15	Концентрат перечистки 2	960	5,0	24,5	84,9
25	Доизмельченный концентрат	3840	20,0	14,9	206,9
	Итого	4800	25,0	16,8	291,8
	Выходит:				
23	Пески ГЦ	3840	20,0	14,9	206,9
24	Слив ГЦ	960	5,0	24,5	84,9
	Итого	4800	25,0	16,8	291,8
XIV	Доизмельчение концентрата				
	Поступает:				
23	Пески ГЦ	3840	20,0	14,9	206,9
	Итого	3840	20,0	14,9	206,9
	Выходит:				
24	Доизмельченный концентрат	3840	20,0	14,9	206,9
	Итого	3840	20,0	14,9	206,9
XV	Сгущение концентрата				
	Поступает:				
25	Слив ГЦ	960	5,0	24,5	84,9
	Итого	960	5,0	24,5	84,9
	Выходит:				
26	Сгущенный концентрат	960	5,0	24,5	84,9
	Итого	960	5,0	24,5	84,9
XVI	Фильтрация концентрата				
	Поступает:				
26	Сгущенный концентрат	960	5,0	24,5	84,9
	Итого	960	5,0	24,5	84,9
	Выходит:				
28	Кек	960	5,0	24,5	84,9
	Итого	960	5,0	24,5	84,9

3.3 Расчет водно-шламовой схемы

В результате расчета водно-шламовой схемы в каждом продукте и в каждой операции определяются: весовое отношение Ж:Т, количество воды в

операции или продукте; объем пульпы; количество воды, добавляемой в процессе или выводимой из него [8,9].

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

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

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

По уравнению баланса определяется количество воды, добавляемой в отдельные операции и в отдельные продукты [8,9].

Показатели связаны между собой:

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

$$R_n = W_n/Q_n; \quad (10)$$

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

где n – номер продукта в схеме;

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

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

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

S_n – влажность продукта, %;

T_n – содержание твердого, %;

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

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

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

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 [8,9].

Таблица 7 – Результаты расчета водно-шламовой схемы

№	Наименование операции и продуктов обогащения	Произв-ть Q, т/сут.	Плотность пульпы Т, %	Разбавление R, %	Количество воды W, м ³ /сут	Объем пульпы V, м ³ /сут.
1	2	3	4	5	6	7
I	Дробление					
	Поступает:					
1	Исх.руда	19200	95	0,05	960	6960
	Итого	19200	95	0,05	960	6960
	Выходит:					
2	Дробленный продукт	19200	95	0,05	960	6960
	Итого	19200	95	0,05	960	6960
II	Измельчение					
	Поступает:					
2	Дробленный продукт	19200	95	0,05	960	6960
4	Надрешетный продукт	19200	82	0,22	4224	10224
	Вода	-	-	-	7488	7488
	Итого	38400	75	0,33	12672	24672
	Выходит:					
3	Измельченный продукт 1	38400	75	0,33	12672	24672
	Итого	38400	75	0,33	12672	24672
III	Грохочение					
	Поступает:					
3	Измельченный продукт 1	38400	75	0,33	12672	24672
	Вода	-	-	-	38400	38400
	Итого	38400	42,9	1,33	51072	63072
	Выходит:					
4	Надрешетный продукт	19200	82	0,22	4224	10224
5	Подрешетный продукт	19200	29,1	2,44	46848	52848
	Итого	38400	42,9	1,33	51072	63072
IV	Классификация ГЦ					
	Поступает:					
5	Подрешетный продукт	19200	29,1	2,44	46848	52848
7	Измельченный продукт 2	48000	56,5	0,77	36960	51960
	Вода	-	-	-	8256	8256
	Итого	67200	41,9	1,37	92064	113064
	Выходит:					

Продолжение таблицы 7

1	2	3	4	5	6	7
6	Пески ГЦ	48000	56,5	0,77	36960	51960
8	Слив ГЦ	19200	25,8	2,87	55104	61104
	Итого	67200	41,9	1,37	92064	113064
V	Доизмельчение					
	Поступает:					
6	Пески ГЦ	48000	56,5	0,77	36960	51960
	Итого	48000	56,5	0,77	36960	51960
	Выходит:					
7	Измельченный продукт 2	48000	56,5	0,77	36960	51960
	Итого	48000	56,5	0,77	36960	51960
VI	Основная флотация					
	Поступает:					
8	Слив ГЦ	19200	25,8	2,87	55104	61104
22	Пром.продукт 4	1685,76	9,9	9,1	15340,416	15867,216
	Итого	20885,76	22,9	3,373	70444,416	76971,216
	Выходит:					
9	Конц-тосн. флотации	1632	15	5,7	9302,4	9814,4
10	Хвостыосн. флотации	19253,76	23,98	3,176	61142,016	67158,816
	Итого	20885,76	22,9	3,373	70444,416	76971,216
VII	Перечистка 1					
	Поступает:					
9	Конц-тосн. флотации	1632	15	5,7	9302,4	9814,4
21	Конц-т пер-ки п/п флотации	864	14,16	6,06	5235,84	5505,84
16	Пром.продукт 2	384	17,33	4,77	1831,68	1951,68
	Итого	2880	14,96	5,684	16369,92	17269,92
	Выходит:					
11	Концентрат перечистки 1	1344	14	6,14	8252,16	8672,16
12	Пром. продукт 1	1536	15,91	5,285	8117,76	8597,76
	Итого	2880	14,96	5,684	16369,92	17269,92
VIII	Контрольная флотация 1					
	Поступает:					
10	Хвостыосн. флотации	19253,76	23,98	3,176	61142,016	67158,816
20	Конц-т контр. флотации 2	1824	11	8,09	14756,16	15326,16
18	Пром.продукт 3	2073,6	17	4,9	10160,64	10808,64
	Итого	23151,36	21,2	3,717	86058,816	93293,616
	Выходит:					
13	Конц-т контр. флотации 1	3087,36	12	7,33	22630,344	23595,144
14	Хвосты контр. флотации 1	20064	24	3,161	63428,472	69698,472
	Итого	23151,36	21,2	3,717	86058,816	93293,616
IX	Перечистка 2					
	Поступает:					
11	Концентрат перечистки 1	1344	14	6,14	8252,16	8672,16
	Итого	1344	14	6,14	8252,16	8672,16
	Выходит:					
15	Концентрат перечистки 2	960	13	6,688	6420,48	6720,48

Продолжение таблицы 7

1	2	3	4	5	6	7
16	Пром.продукт 2	384	17,33	4,77	1831,68	1951,68
	Итого	1344	14	6,14	8252,16	8672,16
X	Контрольная флотация 2					
	Поступает:					
14	Хвосты контр. флотации 1	20064	24	3,161	63428,472	69698,472
	Итого	20064	24	3,161	63428,472	69698,472
	Выходит:					
19	Хвосты контр. флотации 2	18240	27,26	2,668	48672,312	54372,312
20	Конц-т контр. флотации 2	1824	11	8,09	14756,16	15326,16
	Итого	20064	24	3,161	63428,472	69698,472
XI	П/п флотация					
	Поступает:					
12	Пром.продукт 1	1536	15,91	5,285	8117,76	8597,76
13	Конц-т контр. флотации 1	3087,36	12	7,33	22630,344	23595,144
	Итого	4623,36	13,07	6,65	30748,104	32192,904
	Выходит:					
17	Концентрат п/п флотации	2549,76	11,02	8,07	20576,256	21373,056
18	Пром.продукт 3	2073,6	17	4,9	10160,64	10808,64
	Итого	4623,36	13,07	6,65	30748,104	32192,904
XII	П/п перечистка					
	Поступает:					
17	Концентрат п/п флотации	2549,76	11,02	8,07	20576,256	21373,056
	Итого	2549,76	11,02	8,07	20576,256	21373,056
	Выходит:					
21	Конц-т пер-ки п/п флотации	864	14,16	6,06	5235,84	5505,84
22	Пром. продукт 4	1685,76	9,9	9,1	15340,416	15867,216
	Итого	2549,76	11,02	8,07	20576,256	21373,056
XIII	Классификация ГЦ					
	Поступает:					
15	Концентрат	960	13	6,688	6420,48	6720,48
25	Доизмельченный концентрат	3840	65	0,53	2035,2	3235,2
	Вода	-	-	-	88,32	88,32
	Итого	4800	35,9	1,78	8544	10044
	Выходит:					
23	Пески ГЦ	3840	65	0,53	2035,2	3235,2
24	Слив ГЦ	960	12,85	6,78	6508,8	6808,8
	Итого	4800	35,9	1,78	8544	10044
XIV	Доизмельчение концентрата					
	Поступает:					
23	Пески ГЦ	3840	65	0,53	2035,2	3235,2
	Итого	3840	65	0,53	2035,2	3235,2
	Выходит:					
24	Доизмельченный концентрат	3840	65	0,53	2035,2	3235,2
	Итого	3840	65	0,53	2035,2	3235,2

XV	Сгущение концентрата					
	Поступает:					
25	Слив ГЦ	960	12,85	6,78	6508,8	6808,8
	Итого	960	12,85	6,78	6508,8	6808,8
	Выходит:					
26	Сгущенный концентрат	960	43,67	1,29	1238,4	1538,4
27	Слив	-	-	-	5270,4	5270,4
	Итого:	960	12,85	6,78	6508,8	6808,8
XVI	Фильтрация концентрата					
	Поступает:					
26	Сгущенный концентрат	960	43,67	1,29	1238,4	1538,4
	Итого	960	43,67	1,29	1238,4	1538,4
	Выходит:					
28	Кек	960	88	0,14	134,4	434,4
29	Фильтрат	-	-	-	1104	1104
	Итого	960	43,67	1,29	1238,4	1538,4

3.4 Баланс общей воды по обогатительной фабрике

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 [8,9].

$$W_1 + \sum L = \sum W_K, \quad (13)$$

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.

$$\sum L = \sum W_i - W_1; \quad (14)$$

$$\sum L = 55192,32 - 960 = 54232,32 \text{ м}^3/\text{сут.}$$

На слив полов, промывку аппаратов и другие нужны расходуется 10% общего расхода воды $L_{\text{доп}} = 5423,232 \text{ м}^3/\text{сутки}$.

Общий расход воды на 1 тонну равен:

$$L_{\text{общ}} = 54232,32 / 960 = 56,492 \text{ м}^3/\text{сутки}.$$

Баланс водопотребления и водоотведения по обогатительной фабрике представлен в таблице 8.

Таблица 8 – Баланс общей воды по обогатительной фабрике

Поступает воды в процесс	м ³ /сут.	Уходит воды из процесса	м ³ /сут.
1	2	3	4
С исходной рудой	960	С отвальными хвостами	48672,312
На измельчение	7488	Со сливом сгустителя	5270,4
На грохочение	38400	С кеком фильтрации	134,4
С классификацией ГЦ 1	8256	С фильтратом	1104
С классификацией ГЦ 2	88,32		
Всего поступает $W_1 + \sum L$	55192,32		55192,32

3.5 Выбор и расчет основного оборудования

При выборе обогатительного оборудования приходится решать три основных вопроса: выбор типа аппарата, определение его производительности, выбор оптимального и в технико-экономическом отношении размера аппарата и в связи с этим потребного количества устанавливаемых аппаратов.

Расчет установочной и потребляемой мощности, числа оборотов и других показателей при выборе оборудования обычно не производится, так как эти данные берутся из каталогов заводов-изготовителей. Исключением является транспортное оборудование, где расход мощности может меняться в широких пределах в зависимости от производительности, высоты подъема, длины транспортирования и других условий [10].

В ряде случаев для проектируемых условий может быть применен только один тип аппарата. Однако часто для осуществления одной и той же операции могут быть применены аппараты разных типов. Правильный выбор в этом случае может быть сделан только на основании технико-экономического сравнения отдельных типов аппаратов. Решающую роль в вопросе о выборе типа аппарата играет учет накопленных практических данных по эксплуатации подобных аппаратов, работающих в условиях, аналогичных условиям проектируемой обогатительной фабрики [13].

3.5.1 Выбор и расчет дробилок

Так как для процесса полусамоизмельчения крупность куска принимаем 200 мм, то перед мельницами ММПС следует установить оборудование крупного дробления.

Выбор типа и размера дробилок для крупного дробления зависит от физических свойств полезного ископаемого (твердость, вязкость, наличие глин, влажность, размер максимальных кусков), требуемой производительности дробилки, конечной крупности дробленого продукта.

Для первого приема крупного дробления твердых полезных ископаемых применяют конусные и щековые дробилки крупного дробления. Ширина приемного отверстия дробилки должна быть на 10-15% больше размера наибольших кусков в питании. При выборе необходимо сравнивать дробилки по установочной мощности, массе, стоимости, занимаемой площади и объему здания [13].

Выбор типа дробилки предопределяется соотношением между размером наибольших кусков в питании и необходимой производительностью. Производительность конусной дробилки в 2,5-3 раза выше производительности щековой дробилки, имеющей такую же ширину приемного отверстия. Поэтому при крупной руде и небольшой производительности конусная дробилка может быть не догружена [15].

Принимаем в проекте по аналогии с действующей обогатительной фабрикой установку щековых дробилок. Требования, которым должна соответствовать дробилка сведем в таблицу 9.

Таблица 9 - Требования, которым должна соответствовать дробилка

Требования	Значения
1	2
Крупность наибольших кусков в питании, мм	600
Ширина разгрузочной щели, мм	200
Требуемая производительность, т/ч	400
Размер загрузочной щели, мм	690
Объемная производительность, м ³ /ч	322,6

Объемную производительность рассчитываем по формуле [по 13]:

$$Q_0 = Q / \gamma_n, \quad (15)$$

где Q_0 – объемная производительность, м³/ч;

Q – производительность, т/ч;

γ_n – насыпной вес руды, т/м³;

$\gamma_n = 1,24$ т/м³ – по данным действующей обогатительной фабрики.

$$Q_0 = 400 / 1,24 = 322,6.$$

Требованиям, указанным в таблице 8, удовлетворяет дробилка - PE 1200×1500. Так как в проекте предусмотрено две ветви рудоподготовки, к установке принимаем 2 шт.

Предварительно выбранный тип дробилки принимаем за основу с последующим расчетом ее производительности по формуле [по 13]:

$$Q = Q_k \cdot K_{др} \cdot K_\delta \cdot K_{кр}, \quad (16)$$

где Q_k – производительность дробилки по каталогу, т/ч;

$K_{др}$ – коэффициент на дробимость руды; $K_{др} = 0,95$;

$K_{кр}$ – поправочный коэффициент на крупность питания; $K_{кр} = 1,2$;

K_δ – поправочный коэффициент на насыпной вес руды.

$$K_\delta = \delta_n / 1,6, \quad (17)$$

где δ_n – насыпной вес руды; $\delta_n = 1,24$ т/м³;

$$K_\delta = 1,24 / 1,6 = 0,775.$$

Для стадии дробления:

$$Q = 400 \cdot 0,95 \cdot 0,775 \cdot 1,2 = 353,4 \text{ м}^3/\text{ч}.$$

Коэффициенты загрузки дробилок определяются по результатам расчета:

$$K = Q_{\text{треб}} / Q_{\text{расч}}; \quad (18)$$

$$K = 322,6 / 353,4 = 0,9.$$

Технические характеристики выбранной к установке дробилки PE 1200×1500 приведены в таблице 10.

Таблица 10 - Технические характеристики щековой дробилки PE 1200×1500

Параметры	Значения
1	2
Размер приемного отверстия, мм:	
Ширина	1200
Длина	1500
Наибольший размер кусков исходного материала, мм	1020
Пределы регулировки выходного отверстия, мм	150-350
Производительность при номинальной выходной щели на руде средней крепости с насыпной плотностью 1,6 т/м ³ , м ³ /ч	500
Мощность двигателя, кВт	200
Габариты, мм: длина, ширина, высота	4930; 3560; 3148
Масса дробилки, т	88

5.2 Выбор и расчет мельниц

Тип применяемой мельницы предопределяется крупностью исходной руды, требуемым размером измельченного материала, его твердостью, наличием шламов, влажностью, содержанием глин [10].

Все мельницы разделены на две основные разновидности: аэродинамические, или струйные, планетарные мельницы (без мелющих тел) и механические мельницы (с мелющими телами). На обогатительных фабриках для измельчения применяются барабанные мельницы. Отдельные конструктивные типы барабанных мельниц различаются по роду измельчающих тел, форме барабана, способу измельчения и разгрузки готового продукта. В качестве измельчающей среды применяются стальные шары, стержни, куски руды, естественная галька.

Для измельчения руд применяют главным образом барабанные цилиндрические мельницы следующих типов: МСЦ — стержневые с центральной разгрузкой; МШЦ — шаровые с центральной разгрузкой; МШР — шаровые с разгрузкой через решетку; ММС — мокрого самоизмельчения с разгрузкой через решетку; МРГ — рудно-галечного измельчения с центральной разгрузкой; мельницы полусамоизмельчения [15].

При рудном самоизмельчении руды подвергаются крупному дроблению, так как в случае разработки месторождения открытым способом максимальный размер кусков руды достигает 500-600 мм и более. Максимальная крупность

измельченного материала 20-25 мм, примерно 30-40 % руды измельчается до 0,5 мм.

Вариантом процесса самоизмельчения является полусамоизмельчение, когда в мельницу добавляют крупные (диаметром 100-120 мм) стальные шары в количестве, соответствующем 5-10 % объема мельницы. Этот прием используют для разрушения гали критической крупности, в результате чего снижается удельная производительность мельницы. Для сухого самоизмельчения принимают мельницы типа «Аэрофол», для мокрого — мельницы типа «Каскад» [15].

Производительность мельниц зависит от многих факторов: крупности исходной руды и конечного продукта, типа и размера мельницы, степени заполнения мельницы дробящей средой и пульпой, соотношения Ж:Т в питании мельницы, величины циркулирующей нагрузки при работе мельницы в замкнутом цикле с классифицирующим аппаратом, эффективности работы классифицирующего устройства [13].

Расчет стержневых и шаровых мельниц рекомендуется производить по удельной производительности и эффективности измельчения. Удельную производительность определяют по исходной руде или по вновь образованному расчетному классу (обычно класс -0,074 мм) на единицу рабочего объема барабана ($t/(m^3 \cdot ч)$).

Эффективность измельчения определяют в тоннах готового продукта или в тоннах вновь образованного расчетного класса ($t/(кВтч)$) [15].

При определении удельной производительности и эффективности измельчения проектируемой мельницы используют практические показатели, полученные на действующем предприятии, где мельницы работают в условиях, близких к проектным, или по результатам исследований.

На первой и второй стадиях измельчения по аналогии с действующей обогатительной фабрикой принимаем мельницы полусамоизмельчения и шаровые мельницы соответственно [8].

Выбор и расчет оборудования для I стадии измельчения

В первую стадию измельчения поступает руда крупностью 200 мм, для этой стадии выбираем мельницу полусамоизмельчения. За эталонную мельницу принимаем ММПС MZS 75×28. Технические характеристики эталонной мельницы приведены в таблице 11.

Таблица 11 – Технические характеристики эталонной мельницы MZS 75×28

Параметры	Показатели
1	2
Объем барабана, м ³	115
Внутренние размеры мельницы, мм: диаметр, длина	7500;2800
Мощность, кВт	2500
Масса, т	460
Страна- изготовитель	Китай

Мельница рассчитана по удельной производительности. За основу расчетов берем мельницу ММПС-70×70. Расчет удельной производительности по вновь образованному классу минус 0,074 мм производим по формуле[по 15]:

$$q_{74}^{np} = q_{74}^{эм} \cdot K_u \left(\frac{D^{np} - 2t}{D^{эм} - 2t} \right)^{0,6} \text{ т/м}^3 \cdot \text{ч}, (19)$$

где q_{74}^{np} и $q_{74}^{эм}$ – удельная производительность по вновь образованному классу минус 0,074 мм промышленной и эталонной мельниц, т/м³ ×ч;

K_u – коэффициент измельчаемости руды – 1;

D^{np} и $D^{эм}$ – диаметры промышленной и эталонной мельниц, м;

t – толщина футеровки мельниц, м.

Для мельниц диаметром ≥ 4 м толщина футеровки $t = 0,12$ м.

Удельная производительность мельниц по руде определяется по формуле:

$$q_0 = Q_0 / V, \text{ т/ м}^3 \cdot \text{ч}. \quad (20)$$

Производительность мельниц по руде определяется по формуле[по 15]:

$$Q = q_{74}^{np} \times V / (\beta_{74} - \alpha_{74}), \text{ т/ч}, \quad (21)$$

где Q – производительность, т/ч;

V – вместимость мельницы, м³;

$q_{74}^{пр}$ – удельная производительность по классу минус 0,071 мм промышленной мельницы, т/м³·ч;

α_{74} и β_{74} – массовая доля класса минус 0,071 мм в исходном и конечном продуктах, отн. ед.

$$q_{74}^{70 \times 70} = 0,69 \cdot \left(\frac{7,0 - 0,24}{7,5 - 0,24} \right)^{0,6} = 0,66 \text{ т/м}^3 \cdot \text{ч.}$$

Производительность мельницы с рабочим объемом 240 м³ по классу минус 0,071 мм составит:

$$Q^{70 \times 70} = 0,66 \cdot 240 = 158,4 \text{ т/ч.}$$

Производительность мельницы по руде:

$$Q = 0,66 \cdot 240 / (0,443 - 0,05) = 403 \text{ т/ч.}$$

Коэффициент запаса $403:400 \approx 1$.

Для обеспечения производительности по руде 400 т/ч потребуется объем мельницы ММПС.

$$V = Q \times (\beta_{74} - \alpha_{74}) / q_{74} = 400 \times (0,443 - 0,05) / 0,66 = 238,18 \text{ м}^3.$$

Коэффициент запаса $240:238,18 \approx 1$, т.е мельница ММПС-70×70 обеспечит заданную производительность – 400 т/ч.

К установке принимаем две мельницы, так как в проекте две ветки рудоподготовки. Технические характеристики мельницы ММПС-70×70 представлены в таблице 12.

Таблица 12 – Технические характеристики мельницы ММПС-70×70

Параметры	Показатели
1	2
Объем барабана, м ³	240
Внутренние размеры мельницы, мм: диаметр, длина	7000; 7000
Мощность, кВт	3150
Масса, т	500
Габариты, мм: длина, ширина, высота	20420; 11245; 10360
Страна- изготовитель	Россия

Выбор и расчет оборудования для II стадии измельчения

На второй стадии измельчения за эталонную принимаем шаровую мельницу MQY 40×60, вместимостью 69,8 м³. За основу расчетов берем

мельницу МШЦ 55×65. Технические характеристики эталонной мельницы приведены в таблице 13.

Таблица 13 – Технические характеристики эталонной мельницы MQY 40×60

Параметры	Показатели
1	2
Объем барабана, м ³	69,8
Внутренние размеры мельницы, мм: диаметр, длина	4000; 6000
Мощность, кВт	1250
Масса, т	240
Страна- изготовитель	Китай

Расчет удельной производительности по вновь образованному классу минус 0,074 мм производим по формуле [по 15]:

$$q_{74}^{np} = q_{74}^{эм} K_D \cdot K_L \cdot K_m \text{ т/ (м}^3 \cdot \text{ч)}, \quad (22)$$

где K_D – коэффициент, учитывающий различие в диаметре мельниц с учетом

$$\text{футеровки: } K_D = \left(\frac{D^{np} - 2t}{D^{эм} - 2t} \right)^{0,5};$$

K_L - коэффициент, учитывающий различие в длине мельниц.

$$K_L = \left(\frac{L^{эт}}{L^{np}} \right)^{0,15}, \quad (23)$$

где L^{np} и $L^{эт}$ – длина промышленной и эталонной мельниц, м;

K_m – коэффициент, учитывающий различие типов мельниц, дол. ед.

Удельная производительность по вновь образуемому классу минус 0,074 мм составила:

$$q_{74}^{40 \times 60} = 0,59 \cdot \left(\frac{5,5 - 0,24}{4,0 - 0,24} \right)^{0,5} \cdot \left(\frac{6,0}{6,5} \right)^{0,15} \cdot 0,9 = 0,62 \text{ т/м}^3 \cdot \text{ч}.$$

Производительность мельницы с рабочим объемом 140 м³ по классу минус 0,071 мм составит:

$$Q = 0,62 \cdot 140 = 86,8 \text{ т/ч}.$$

Производительность мельницы по руде :

$$Q = 0,62 \cdot 140 / (0,8 - 0,443) = 243,14 \text{ т/ч} .$$

К установке принимаем: $400 / 243,14 = 1,64$ (2 мельницы).

Коэффициент запаса $243,14 \times 2 / 400 = 1,22$.

Для обеспечения производительности по руде 400 т/ч потребуется объем мельницы МШЦ:

$$V = Q \times (\beta_{74} - \alpha_{74}) / q_{74} = 400 \times (0,8 - 0,443) / 0,62 = 230,32 \text{ м}^3.$$

Коэффициент запаса $140 \times 2 / 230,32 = 1,22$, т.е 2 мельницы МШЦ 55×65 обеспечит заданную производительность – 400 т/ч.

К установке принимаем четыре мельницы, так как в проекте две ветки рудоподготовки. Технические характеристики мельницы МШЦ 55×65 представлены в таблице 14.

Таблица 14 – Технические характеристики мельницы МШЦ 55×65

Параметры	Показатели
1	2
Объем барабана, м ³	140
Внутренние размеры мельницы, мм: диаметр, длина	5500; 6500
Мощность, кВт	3000
Масса, т	355
Габариты, мм: длина, ширина, высота	28150; 12380; 8800
Страна- изготовитель	Россия

Выбор и расчет оборудования для доизмельчения флотоконцентрата

Выход флотационного концентрата – 160 т/ч. Для доизмельчения принимается шаровая мельница с центральной разгрузкой MQY 30×60, производства КНР вместимостью 70 м³.

Удельную производительность по вновь образованному классу минус 0,074 мм принимаем $q_{74} = 0,3 \text{ т/м}^3 \times \text{ч}$.

Производительность мельницы по руде:

$$Q^{30 \times 60} = 0,3 \times 70 \times 100 / (95 - 82) = 161,54 \text{ т/ч}.$$

Для обеспечения производительности 38 т/ч потребуется объем мельницы МШЦ:

$$V = Q \times (\beta_{74} - \alpha_{74}) / q_{74} = 160 \times (0,95 - 0,82) / 0,3 = 69,4 \text{ м}^3.$$

Коэффициент запаса $70 / 69,4 \approx 1$, то есть шаровая мельница MQY 30×60 обеспечит заданную производительность 160 т/ч.

К установке в цикле доизмельчения флотоконцентрата рекомендуется одна шаровая мельница MQY 30×60 вместимостью 70 м³, с установленным двигателем мощностью 1250 кВт.

Технические характеристики мельницы MQY 30×60 представлены в таблице 15.

Таблица 15 – Технические характеристики мельницы MQY 30×60

Параметры	Показатели
1	2
Объем барабана, м ³	70
Внутренние размеры мельницы, мм: диаметр, длина	3000; 6000
Мощность, кВт	3000
Масса, т	570
Габариты, мм: длина, ширина, высота	11300; 5240; 5060
Страна- изготовитель	Китай

3.5.3 Выбор и расчет грохотов

По технологическому назначению различают четыре вида операций грохочения.

Вспомогательное грохочение, применяется в схемах дробления исходного материала. В том числе предварительное — для сокращения количества материала, поступающего в дробление (за счет отсева мелочи), и поверочное; его назначение — возврат в дробилку избыточного продукта (крупных кусков в дробленном продукте, размер которых больше ширины выходной щели дробилки) [8].

Подготовительное грохочение — для разделения материала на несколько классов крупности, предназначенных для последующей раздельной обработки.

Самостоятельное грохочение, или механическая сортировка, — для выделения классов, представляющих собой готовые, отправляемые потребителю продукты.

Обезвоживающее грохочение — для удаления на грохотах основной массы воды или для удаления суспензии.

По условиям работы грохота операции грохочения подразделяются по

величине наибольших кусков в исходном питании и по размерам отверстий просеивающих поверхностей. Различают крупное, среднее, мелкое и тонкое грохочение [8].

В качестве просеивающих поверхностей применяются колосниковые решетки, листовые решетки, стержневые, струнные решета, проволочные, полиуретановые, резиновые сетки и др.

В соответствии с формой рабочей поверхности различают плоские, барабанные, дуговые грохоты. По расположению просеивающей поверхности — наклонные и горизонтальные.

По характеру движения рабочего органа грохоты разделены на четыре основные группы: 1) неподвижные; 2) грохоты с движением отдельных элементов просеивающей поверхности; 3) подвижные грохоты с вращательным движением просеивающей поверхности; 4) подвижные грохоты с возвратно-поступательным (колебательным) движением [8,9].

Выбор и расчет грохотов в схеме дробления

Для предварительного грохочения руды перед дроблением устанавливаем колосниковый грохот (по данным действующей обогатительной фабрики).

Размеры колосникового грохота определяются условиями его установки, т.к. грохот одновременно транспортирует руду в дробилку [13].

Негабариты додрабливаются гидравлическим бутобоем.

Определяем ширину грохота по формуле [по 13]:

$$B=3 \cdot D_{\max}, \text{ мм}, \quad (24)$$

где B – ширина грохота, мм;

D_{\max} – диаметр максимальных кусков, мм.

$$B=3 \cdot 600 = 1800 \text{ мм.}$$

Длина грохота в два раза больше ширины: $L=2 \cdot 1800 = 3800 \text{ мм.}$

Выбор и расчет грохотов в схеме измельчения

После измельчения первой стадии измельчения принимаем для грохочения измельченного продукта вибрационный грохот, который рассчитывается по формуле [по 13]:

$$Q = F \cdot q_0 \cdot \rho_n \cdot K_1 \cdot K_2 \cdot K_3 \cdot K_4 \cdot K_5 \cdot K_6, \text{ т/ч}, \quad (25)$$

где F – полезная площадь сита, м^2 ;

q_0 – удельная объемная производительность, $\text{м}^3/(\text{м}^2 \times \text{ч})$;

ρ_n – насыпная масса, $\text{т}/\text{м}^3$;

$K_1 - K_6$ – поправочные коэффициенты, учитывающие влияние мелочи, крупности зерен, влажности, эффективность грохочения, форму зерна и материал, способ грохочения. (Значение коэффициентов: 0,5; 3,36; 2,1; 1,35; 1,0; 0,75; 1,25 – соответственно $K_1 - K_6$).

$$F = Q / (q_0 \times \rho_n \times K), \text{ м}^2; \quad (26)$$

$$F = 800 / (5,5 \times 1,24 \times 4,467) = 26,26 \text{ м}^2.$$

К установке принимаются вибрационные грохоты 2ВГ-4068 с полезной площадью просеивающей поверхности 27,2 м^2 на каждую мельницу ММПС.

Техническая характеристика вибрационного грохота 2ВГ-4068 приведена в таблице 16.

Таблица 16 – Технические характеристики грохота 2ВГ-4068

Параметры	Значения
1	2
Площадь сита, м^2	27,2
Производительность, $\text{м}^3/\text{ч}$	200-1000
Мощность, кВт	2x30
Вес, т	30

3.5.4 Выбор и расчет гидроциклонов

При выборе гидроциклонов руководствуются требованиями к продуктам классификации, свойствами обрабатываемой пульпы, технологической схемой и возможными вариантами компоновки оборудования отделения фабрики, где гидроциклоны должны работать, их производительностью и другими условиями.

Классификация измельченного продукта проводится в одну стадию на подрешетном продукте вибрационного грохота в гидроциклонах. Так же гидроциклоны устанавливаются в узле доизмельчения

концентрафлотации[9].

Выбор и расчет гидроциклонов в схеме доизмельчения

Гидроциклоны рассчитаны по формулам, учитывающим объемную производительность по питанию, номинальную крупность частиц слива гидроциклона при установленной принятой насадке и удельную производительность гидроциклона по пескам.

Производительность гидроциклона по исходной пульпе [по 15]:

$$V = 3 \cdot k_{\alpha} \cdot k_D \cdot d_{\text{п}} \cdot d \cdot \sqrt{P_0}, \text{ м}^3/\text{ч}, \quad (27)$$

где k_{α} – поправка на угол конусности гидроциклона;

k_D – поправка на диаметр гидроциклона;

$d_{\text{п}}$ – диаметр питающего отверстия, см;

d – диаметр шламового отверстия, см;

P_0 – рабочее давление пульпы на входе в гидроциклон, МПа.

Номинальная крупность частиц слива гидроциклона при установленной песковой насадке [по 15]:

$$d_{\text{н}} = 1,5 \cdot \sqrt{(D \cdot d_c \cdot \beta / (\Delta \cdot k_D \cdot \sqrt{P_0} \cdot (p - 1)))}, \text{ мкм}, \quad (28)$$

где D, d_c – диаметры гидроциклона, сливного патрубка, см;

β – содержание твердого в питании гидроциклона, %;

k_D – поправка на диаметр гидроциклона;

P_0 – рабочее давление пульпы на входе в гидроциклон, МПа;

p – плотность твердой фазы, т/м³;

$\Delta_{\text{п}}$ – диаметр песковой насадки, см.

Удельная производительность гидроциклона по пескам:

$$q_{\text{п}} = Q_{\text{п}} / (0,785 \Delta_{\text{п}}^2), \text{ т} / (\text{ч} \cdot \text{см}^2), \quad (29)$$

где $Q_{\text{п}}$ – производительность по пескам, т/ч;

$\Delta_{\text{п}}$ – диаметр песковой насадки, см.

Требуемая производительность по питанию 4711 м³/ч, крупность слива 80% класса минус 0,071 мм. Производительность по пескам – 2800 т/ч.

Массовая доля твердого в питании гидроциклона – 41,9%.

Для расчета принимаем ГЦ 800 CVX с песковой насадкой 250 мм.

Производительность одного гидроциклона при условном давлении 0,1 МПа:

$$V = 3 \cdot 1 \cdot 0,94 \cdot 25 \cdot 30 \cdot \sqrt{0,1} = 668,82 \text{ м}^3/\text{ч}.$$

К установке требуется – $4711 / 668,82 = 7,04$ гидроциклонов.

К установке принимаем 8 гидроциклонов, по два на каждую мельницу.

Номинальная крупность частиц слива гидроциклона:

$d_n = 1,5 \sqrt{(80 \cdot 30 \cdot 41,9 / (25 \cdot 0,94 \cdot 0,316 \cdot 1,6))} = 138 \text{ мкм}$, полученная крупность меньше, чем задано и гидроциклон диаметром 800 мм с насадкой 25 см обеспечит нужную крупность слива.

Удельная производительность гидроциклона по пескам:

$$q_n = (2800 / 8) / (0,785 \cdot 25^2) = 0,72 \text{ т/ см}^2 \cdot \text{ч}.$$

Эта нагрузка находится в пределах нормы [0,5 – 2,5 (т/ см² · ч)] и можно принять насадку диаметром 25,0 см.

Определяем достаточное давление на входе в гидроциклон:

$P_0 = [(4711/8)/(3 \cdot 1 \cdot 0,94 \cdot 25 \cdot 30)]^2 = 0,08 \text{ МПа}$, это в пределах нормы (0,04 – 0,15 МПа).

Для классификации измельченного материала следует установить 8 гидроциклонов ГЦ 800 CVX.

Техническая характеристика гидроциклона ГЦ 800 CVX приведена в таблице 17.

Таблица 17 – Технические характеристики гидроциклона ГЦ 800 CVX

Параметры	Значения
1	2
Диаметр гидроциклона, мм	800
Размер питающего отверстия, мм	250
Диаметр сливного отверстия, мм	300
Габаритные размеры, мм: длина, ширина, высота	3960; 1600; 1460
Вес, т	2,1

Выбор и расчет гидроциклонов в схеме доизмельчения концентрата

Требуемая производительность по питанию 418,5 м³/ч, крупность слива 95% класса минус 0.071 мм. Производительность по пескам 200 т/ч.

Для расчета принимаем ГЦ 360 с диаметром песковой насадки 9 см.

Производительность одного гидроциклона при условном давлении 0,1 МПа:

$$V = 3 \cdot 1 \cdot 1,06 \cdot 9 \cdot 11 \cdot \sqrt{0,1} = 99,56 \text{ м}^3/\text{ч}.$$

К установке требуется – $418,39 : 99,56 \approx 6$ гидроциклонов.

К установке принимаем 6 гидроциклонов.

Номинальная крупность частиц слива гидроциклона:

$$d_n = 1,5 \sqrt{(36 \cdot 11 \cdot 35,9 / (9 \cdot 1,06 \cdot 0,316 \cdot (3,8-1)))} = 61,6 \text{ мкм}.$$

Удельная производительность гидроциклона ГЦ 360 по пескам:

$$q_n = (200 / 5) / 0,785 \cdot 9^2 = 0,63 \text{ т/ см}^2 \cdot \text{ч}.$$

Эта нагрузка находится в пределах нормы $[0,5 - 2,5 \text{ (т/ см}^2 \cdot \text{ч)}]$.

Определяем достаточное давление на входе в гидроциклон ГЦ 360:

$P_0 = [(418,5/5)/(3 \cdot 1,06 \cdot 1 \cdot 9 \cdot 11)]^2 = 0,071 \text{ МПа}$, это в пределах нормы (0,04 – 0,15 МПа).

Для классификации измельченного материала следует установить 6 гидроциклонов ГЦ 360.

Техническая характеристика гидроциклона ГЦ 360 приведена в таблице 18.

Таблица 18 – Технические характеристики гидроциклона ГЦ 360

Параметры	Значения
1	2
Диаметр гидроциклона, мм	360
Размер питающего отверстия, мм	90
Диаметр сливного отверстия, мм	110
Габаритные размеры, мм: длина, ширина, высота	700; 750; 1900
Вес, т	0,5

3.5.5 Выбор и расчет флотационных машин

В зависимости от способа аэрации и перемешивания пульпы флотационные машины подразделяются на ФМ – механические, ФПМ – пневмомеханические, ФП – пневматические, ФКМ – флотомашины с кипящим слоем, ФПС – флотомашины пенной сепарации [9].

Одним из направлений совершенствования флотационных машин является обеспечение аэрации пульпы пузырьками высокой дисперсности и равномерное распределение их по всему объему. Этому требованию отвечает

использование во флотомашинах принципа электролитической флотации, флотации растворенным воздухом.

Механические флотационные машины широко применяются для флотации пульпы обычной крупности (максимальная крупность до 1 мм) при развитых схемах флотации, требующих регулирования уровня пульпы на малом числе камер и при необходимости подсосов промежуточных продуктов, чаще на перечистных операциях флотации, в циклах разделения коллективных продуктов [9].

В операциях основной и контрольной флотации на фабриках большой и средней производительности целесообразна установка пневмомеханических машин. Пневмомеханические флотационные машины по сравнению с механическими имеют ряд преимуществ: продолжительность флотации меньше на 40-50 %; расход электроэнергии на 1 т руды также меньше на 40-50 %; возможна работа с высокой скоростью потока пульпы; возможна регулировка аэрации пульпы до 1,5-1,8 м³ воздуха в минуту на 1 м³ пульпы [9].

Флотомашинны с кипящим слоем успешно применяются для крупнозернистых пульп (-3 мм).

Машина пенной сепарации предназначена также для обогащения крупнозернистых пульп (До 2 мм при содержании класса -74 мкм не менее 30 %) в операциях основной и контрольной флотаций.

На обогатительных фабриках при флотации золотосодержащих руд нашли применение следующие типы флотомашин: ФМ – механические, ФПМ – пневмомеханические, ФП – пневматические.

В проекте исходным питанием для флотации служит руда измельченная до крупности 80% класса минус 0,071 мм. Флотационное обогащение включает в себя следующие операции: основную, две контрольных, промпродуктовую флотацию, две перечистки концентратов основной и перечистку промпродуктовой флотаций [9].

К установке принимаем пневмомеханические флотомашинны.

Исходные данные для расчета узла флотации: плотность руды- 2,6 т/м³; коэффициент заполнения камер пульпой – 0,9.

Продолжительность флотации с учетом коэффициента от лабораторных условий к полупромышленным принимается ,минут:

для основной – 6;

для первой контрольной – 20;

для второй контрольной – 20;

для первой перечистой – 6;

для второй перечистой – 4;

для промпродуктовой флотации – 6;

для перечистки промпродуктовой флотации – 2.

Определяем поток пульпы, поступающий в каждую операцию по формуле [по 15]:

$$V_n = \frac{Q_n(R+1/\delta)}{1440}, \text{ м}^3/\text{мин}, \quad (30)$$

где V_n – объём пульпы, поступающей в операцию;

Q_n – суточная производительность по твёрдому в данной операции, т/сутки;

R – весовое отношение Ж : Т в пульпе в данной операции;

δ – плотность твёрдой фазы, т/м³.

Рассчитываем необходимое число камер флотомашин в каждой операции по формуле [по 15]:

$$n = V_n \times t_n / V_k \times K, \quad (31)$$

где n – число камер флотомашин в данной операции;

V_n – объём пульпы, поступающей в операцию, м³/мин;

t_n – промышленное время флотации в данной операции, мин;

V_k – объём камеры флотомашин, м³;

K – коэффициент заполнения камеры, равный отношению полезного объёма камеры к геометрическому.

Необходимое количество камер по операциям составило:

Основная флотация:

$$V = 76974,5/1440 = 53,454\text{м}^3/\text{мин};$$

$$n = 53,454 \times 6/130 \times 0,9 = 2,74;$$

принимаем 3 камеры ФПМ РИФ-130 для основной флотации.

1 контрольная флотация :

$$V = 93288,41/1440 = 64,784\text{м}^3/\text{мин};$$

$$n = 64,784 \times 20/130 \times 0,9 = 11,01;$$

принимаем 11 камер ФПМ РИФ-130 для 1 контрольной флотации.

2 контрольная флотация:

$$V = 69692,304/1440 = 48,397\text{м}^3/\text{мин};$$

$$n = 48,397 \times 20/130 \times 0,9 = 8,27;$$

принимаем 9 камер ФПМ РИФ-130 для 2 контрольной флотации.

Промпродуктовая флотация:

$$V = 32190,144/1440 = 22,354\text{м}^3/\text{мин};$$

$$n = 22,354 \times 6/130 \times 0,9 = 1,21;$$

принимаем 2 камеры ФПМ РИФ-130 для промпродуктовой флотации.

1 перечистка:

$$V = 17269,92/1440 = 11,993\text{м}^3/\text{мин};$$

$$n = 11,993 \times 6/8,5 \times 0,9 = 9,4;$$

принимаем 10 камер ФПМ РИФ-8,5 для 1 перечистки.

2 перечистка:

$$V = 8672,16/1440 = 6,02\text{м}^3/\text{мин};$$

$$n = 6,02 \times 4/8,5 \times 0,9 = 3,15;$$

принимаем 4 камер ФПМ РИФ-8,5 для второй перечистки.

Перечистка промпродуктовой флотации:

$$V = 21383,56/1440 = 14,849 \text{ м}^3/\text{мин};$$

$$n = 14,849 \times 2/8,5 \times 0,9 = 3,9;$$

принимаем 4 камеры ФПМ РИФ-8,5 для перечистки п/п флотации.

Основные технические параметры выбранных флотомашин сведены в таблице 19.

Таблица 19 - Основные технические параметры выбранных флотомашин

Параметры	ФПМ РИФ-130	ФПМ РИФ-8,5
1	2	3
Объем камеры, м ³	130	8,5
Максимальная производительность, м ³ /мин	130	10
Мощность электродвигателя, кВт	132-160	18,5-22
Габариты, мм: длина, ширина, высота	9200; 8700; 8400	5580; 4450; 4600
Масса двухкамерной машины в сборе, т	20	7

3.5.6 Выбор и расчет сгустителя

В зависимости от конструкции и расположения привода изготавливают сгустители с центральным и периферическим приводом. Одноярусные сгустители с центральным приводом выпускают двух типов: обычные – для химически нейтральных пульп и растворов и кислотостойкие (К) – для химически активных пульп и растворов. В условное обозначение входит слово «сгуститель», сокращенное наименование конструкции привода (Ц – центральный, П – периферический) [8].

Удельную площадь сгущения определяем по формуле [по 13]:

$$s = (R - R_x) / V, \text{ м}^2 \text{ ч/т}, \quad (32)$$

где R – отношение Ж:Т в исходной пульпе, м³/т;

R_x – отношение Ж : Т в сгущенном продукте, м³/т;

V- скорость сгущения, м/ч.

Скорость сгущения флотоконцентрата определенная опытным путем на действующей фабрике составила 0,3 м/ч.

$$s = (6,78 - 1,29) / 0,3 = 18,3 \text{ м}^2 \text{ ч/т}.$$

Расчет необходимой площади сгущения пульпы определен по формуле [по 13]:

$$S = s \cdot q / K, \text{ м}^2, \quad (33)$$

где q – расход флотоконцентрата (38т/ч);

K – коэффициент нестабильности работы сгустителя, (0,8);

$$S = 18,3 \times 38 / 0,8 = 869,25 \text{ м}^2.$$

К установке принимаем один сгуститель с центральным приводом марки Ц-40.

Техническая характеристика сгустителя Ц-40 приведена в таблице 20.

Таблица 20 – Техническая характеристика сгустителя марки Ц-40

Параметры	Значения
1	2
Диаметр чана, м	40
Глубина чана в центре, м	4,5
Площадь осаждения, м ²	1250
Мощность электродвигателя, кВт	10
Габариты, мм: высота, длина	13000; 42000
Масса сгустителя без чана, т	60

3.5.7 Выбор и расчет дискового вакуум-фильтра

При выборе вакуум-фильтров их производительность рассчитывают по удельным производительностям. Для сульфидного концентрата принимается 0,3 т/м² час [8].

По производительности вакуум-фильтра определяем общую площадь фильтрования [по 13]:

$$S = Q/q, \text{ м}^2, \quad (34)$$

где S – общая площадь фильтрования, м²;

Q – производительность по твёрдому, т/час;

q – удельная производительность, т/(м² час);

$$S = 40/0,3 = 133 \text{ м}^2.$$

К установке принимаем 1 дисковый вакуум-фильтр ДОО160-3,2.

Основные параметры выбранного вакуум-фильтра представлены в таблице 21.

Таблица 21 – основные параметры вакуум-фильтра ДОО160-3,2.

Параметры	Значения
1	2
Поверхность фильтрования, м ²	160
Число дисков	8
Мощность электродвигателя, кВт	11,0
Габариты, мм: длина, ширина, высота	7700; 4200; 3860
Масса, т	24

3.6 Выбор и расчет вспомогательного оборудования

3.6.1 Выбор и расчет приемного бункера

Конструктивно-компоновочное решение сооружения для создания запаса руды перед процессом измельчения может быть осуществлено в виде бункеров, полубункеров или напольного склада. Выбор должен в максимальной степени обеспечивать условия для равномерного питания мельниц и автоматизации процессов измельчения, т.е. обеспечивать необходимую полезную вместимость, равномерную разгрузку руды, усреднение её по качеству и гранулометрическому составу для компенсации сегрегации, возникающей при прохождении руды через бункер и склады рудоподготовительного комплекса [8].

Общий запас дроблённой руды на обогатительной фабрике в складах и бункерах должен иметь:

- при семидневной недели подачи руды на обогатительную фабрику – не менее полуторасуточной её производительности;
- при пятидневной недели подачи руды на обогатительную фабрику и непрерывной работе корпуса обогащения – не менее трёхсуточной производительности фабрики.

Выбор конструкции бункера обосновывается с учетом всех факторов, влияющих на это решение. Основными категориями являются физико-механические свойства, требуемый запас руды, соотношение фронтов складирования и измельчения [8].

Бункер служит для равномерного распределения руды в процессе.

В данном проекте к установке принимаем аккумулирующий бункер.

Объем бункера определяется по формуле [по 13]:

$$V=Q \cdot t / g_n, \text{ м}^3, \quad (35)$$

где Q – производительность цеха по руде, т/ч;

t – запас по времени, равный полуторасуточной работы цеха;

g_n – насыпной вес руды, т/м³;

$$V = 400 \cdot 36 / 1,24 = 11613 \text{ м}^3.$$

Определяем высоту бункера по формуле [по 13]:

$$h=V/(L \cdot B), \text{ м}, \quad (36)$$

где L – длина пролета измельчения, м;

B – ширина пролета, м;

$$h= 11613/(60 \cdot 24)= 8 \text{ м}.$$

3.6.2 Выбор и расчет контактных чанов

Для перемешивания пульпы с реагентами и приготовления растворов применяются контактные чаны. Необходимый объем контактного чана рассчитываем по формуле с учетом суммарного объема пульпы, поступающей на операции флотации и требуемого времени контакта пульпы с реагентами[13].

$$V_{\text{ч}}=(V_c \cdot t)/(1440 \cdot K), \quad (37)$$

где $V_{\text{ч}}$ – необходимый геометрический объем контактного чана, м³;

V_c – Объем пульпы, поступающей в контактный чан, м³/сут;

t – требуемое время контакта с реагентами, мин; $t = 3,5$ мин;

K – коэффициент заполнения чана; $K=0,8 - 0,9$.

Контактный чан с бутиловым ксантогенатом:

$$V_{\text{ч}} = (170264,832 \cdot 3,5) / (1440 \cdot 0,9) = 473 \text{ м}^3.$$

К установке принимаем 5 контактных чанов марки КЧР-100А.

Контактный чан со вспенивателем Т-92:

$$V_{\text{ч}} = (239963,304 \cdot 3,5) / (1440 \cdot 0,9) = 666,6 \text{ м}^3.$$

К установке принимаем 7 контактных чанов марки КЧР-100А.

Техническая характеристика контактного чана КЧР-100А приведена в таблице 22.

Таблица 22 – Техническая характеристика контактного чана КЧР-100А

Параметры	Значения
1	2
Вместимость, V, м ³	100
Внутренний диаметр чана, мм	5000
Высота чана	5000
Электродвигатель: мощность, кВт	30
Масса без корпуса, кг	5660

3.6.3 Выбор насосов

Широко используются центробежные насосы, осевые и диагональные.

По аналогии с действующей обогатительной фабрикой принимаем к установке насосы Warman 8/6E-АН фирмы WeirWarman для откачки дренажных стоков в гидроциклоны, и для перекачки слива гидроциклонов в узел флотации.

Технические характеристики приведены в таблице 23.

Таблица 23 - Технические характеристики насоса Warman 8/6E-АН

Параметры	Значения
1	2
Производительность, м ³ /ч	280-315
Мощность электродвигателя, кВт	90
Напор, м	36
Частота вращения рабочего колеса, мин ⁻¹	800
Расход уплотняющей воды, л/мин	4

3.6.4 Выбор и расчет конвейеров

Ленточные конвейеры и питатели относятся к наиболее распространённым транспортирующим машинам непрерывного

действия. Конвейеры классифицируются по следующим основным признакам: по назначению – общего назначения, подземные, карьерные. По типу приводных устройств – одно - и многоприводные; по конструктивному исполнению – стационарные, передвижные [8].

В проекте принимаем ленточные конвейеры: первый для подачи дробленой руды с дробилки в мельницу самоизмельчения, и второй для подачи надрешетного продукта с грохота в ту же мельницу самоизмельчения. Основные параметры ленточных конвейеров рассчитываем по следующим формулам [по 15]:

Ширина конвейерной ленты:

$$B = 1,1(Q/kc\rho v)^{0,5} + 0,95, \text{ м}, \quad (38)$$

где k – коэффициент площади поперечного сечения груза на ленте,

зависящий от угла наклона роликов и угла естественного откоса транспортируемого материала, $k=550$, $\alpha = 20^\circ$;

c – коэффициент, учитывающий уменьшение сечения груза на наклонном конвейере, $c = 1$;

ρ – плотность транспортируемого материала, т/м^3 ; $\rho = 1,24 \text{ т/м}^3$;

v – скорость движения ленты; $v = 1,8 \text{ м/с}$;

$$B = 1,1(400/550 \cdot 1 \cdot 1,24 \cdot 1,8)^{0,5} + 0,95 = 1,5 \text{ м}.$$

Ленту выбранной ширины проверим по кусковатости транспортируемого материала [по 15]:

Для первого и второго конвейера:

$$d_{\max} = 200 = 0,2 \text{ м};$$

$$B > 2d_{\max} + 0,2 \text{ м};$$

$$B > 0,6 \text{ м}.$$

Для третьего конвейера:

$$d_{\max} = 50 = 0,05 \text{ м};$$

$$B > 2d_{\max} + 0,2 \text{ м};$$

$B > 0,3$ м.

Принимаем к установке конвейеры: первый и второй марки КЛ1000 и третий КЛ(К)650. Техническая характеристика выбранных конвейеров представлена в таблице 24.

Таблица 24 – Техническая характеристика конвейеров КЛ1000 и КЛ(К)650

Параметры	КЛ1000	КЛ(К)650
1	2	3
Ширина ленты, мм	1000	650
Максимальная длина конвейера, м	80	50
Скорость ленты, м/сек	1,8	1,8
Мощность электродвигателя, кВт	20	18,5

3.6.5 Выбор грузоподъемного оборудования

Грузоподъемность крана в цехе дробления определяется исходя из веса дробилки и веса опорного блока дробилки. К установке в цехе дробления принимаем мостовой кран грузоподъемностью 32 тонны.

Грузоподъемность крана в цехе измельчения определяется выбранным методом ремонта. Принимаем сменно-узловой метод ремонта. К установке принимаем мостовой кран грузоподъемностью 300 тонн.

Во флотационном отделении грузоподъемность крана определяется массой двух- или однокамерной секцией флотомшины. К установке принимаем кран грузоподъемностью 30 тонн[8].

4 ВСПОМОГАТЕЛЬНЫЕ СЛУЖБЫ

4.1 Электроснабжение

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

Внешнее электроснабжение предприятия осуществляется от ПС «Стойба» по двухцепной ВЛ-110кВ протяженностью 37 км. На площадке фабрики имеется ПС-110/35/6кВ «Маломыр» с двумя трансформаторами мощностью по 16000 кВА. Для осуществления присоединения ВЛ-110кВ на существующей ПС «Стойба» проведена реконструкция ОРУ-110кВ [12].

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

Потребители на напряжение 0,4 кВ получают питание от трансформаторных подстанций 6/0,4 кВ наружной и внутренней установки и подключённых к РП-6кВ кабельными линиями. Кабельные линии по площадке фабрики прокладываются в основном по технологическим эстакадам [12].

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

4.2 Теплоснабжение

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

- котельная вахтового поселка - 4,4 МВт;

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

Теплоноситель: для сооружений вахтового поселка – вода; для зданий обогатительной фабрики – вода; для сооружений промплощадки ГТК – вода. Температурный график систем отопления – 95/70 °С.

Для ЗИФ предусмотрена надземная прокладка тепловых сетей по эстакадам и низким опорам и внутренняя прокладка по корпусам и галереям комплекса. На участке АБК – проходная трубопроводы отопления совместно с трубопроводом воды питьевого качества проложены под проезжей частью в непроходном сборном ж/б канале с устройством разгрузочных плит [12].

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

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

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

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

Изоляция подающих трубопроводов и узлов управления осуществляется Термафлексом толщиной 13мм. Перед изоляцией трубопроводы покрыты двойным слоем краски [12].

4.3 Водоснабжение и канализация

Источником питьевой воды являются скважинные водозаборы. Для обогатительной фабрики и площадки горнотранспортного комплекса - на скважинах № 1,2 (1 рабочая, 2 резервная) глубиной 100 м. Водозабор

расположен на расстоянии 350 м от площадки фабрики и в 650 м от площадки горнотранспортного комплекса. В скважинах на глубине 85 м установлен артезианский насос марки ЭЦВ 6-10-110 производительностью 10 м³/час, напором 110 м. Резервные насосы (2 насоса марки ЭЦВ6-1—110) для водозаборов питьевой воды предусмотрены и хранятся на складе.

Вода питьевого качества расходуется на хозяйственные и душевые нужды трудящихся. Кроме того, на ЗИФ питьевая вода расходуется на технологические нужды экспресс-лаборатории.

Производственная вода расходуется на пожаротушение (внутреннее и наружное) на промплощадках и на технологические нужды фабрики (гидроуплотнение сальников насосов, подпитка системы обратного водоснабжения, гидроуборка помещений) [12].

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

Кроме того, на указанных площадках имеется система противопожарного водопровода (сухотрубная). Подача воды в кольцевые сети противопожарного водопровода (В2) площадок фабрики и горнотранспортного комплекса предусматривается от насосной станции противопожарного водоснабжения с запасными резервуарами (2x500 м³) [12].

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

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

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

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

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

4.4 Хвостовое хозяйство

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

Хвосты флотации направляются на хвостохранилище наливного или намывного типа. Осветленная жидкая фаза используется в качестве оборотной воды в отделениях рудоподготовки и обогащения. В случае возникновения опасности переполнения хвостохранилища дебалансные воды подвергаются очистке и направляются на сброс в соответствии с нормами НДС [15].

Ожидаемые составы твердой фазы отходов, направляемых на складирование, и осадков, образующихся при очистке сбросных вод, приведены в таблице 25.

Ожидаемый состав жидкой фазы хвостохранилищ без учета разбавления атмосферными осадками приведен в таблице 26.

Таблица 25 – Ожидаемый химический состав твердой фазы отходов, направляемых на складирование

Компонент	Хвостохранилище хвостов флотации	
	Хвосты флотации	Осадок очистки сбросных вод
	Массовая доля, %	
1	2	3
SiO ₂	63,6	-
Al ₂ O ₃	14,4	<0,01
TiO ₂	0,54	-
CaO	1,65	11,6
K ₂ O	4,15	-
MnO	0,15	0,11
P ₂ O ₅	0,11	-
Fe _{общ}	2,57	32,48

1	2	3
S _{общ}	0,18	3,09
As	0,134	0,11
Sb	0,010	0,02
Zn	0,016	0,004
Cu	0,007	0,004
Pb	<0,001	-
Ni	-	0,003
Co	-	0,001
Cd	-	<0,01
Класс опасности	5	4

Таблица 26 – Ожидаемый химический состав жидкой фазы хранилищ отходов переработки руд

Компонент	Хвостохранилище хвостов флотации
	Концентрация, мг/л:
1	2
рН, ед	8,0
Сухой остаток	607,0
Кальций	85,0
Магний	35,0
Сульфаты	н.о.
Хлориды	218,0
Цианиды	н.о.
Тиоцианаты	н.о.
Алюминий	н.о.
Мышьяк	0,91
Кадмий	н.о.
Кобальт	0,011
Медь	0,03
Железо	0,047
Марганец	0,65
Никель	0,026
Свинец	н.о.
Сурьма	0,2
Цинк	0,029

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

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

4.5 Реагентное хозяйство

На производстве применяются следующие реагенты:

- бутиловый ксантогенат
- вспениватель Т-92

В соответствии с ГОСТ 5044-79 «Барабаны стальные тонкостенные для химических продуктов. Технические условия» [19], бутиловый ксантогенат поставляется на площадку в виде порошка, запечатанного в барабаны для химических продуктов. В отделении приготовления реагентов происходит его растворение в воде до получения 5% - го раствора. Готовый раствор перекачивается в отделение флотации в бак-дозатор, от куда порционно поступает в процесс. Общий расход ксантогената составляет – 125 г/т . Точки подачи ксантогената: основная флотация – 75г/т и первая контрольная флотация – 50 г/т.

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

5 БЕЗОПАСНОСТЬ ПРОЕКТА

5.1 Электробезопасность

На обогатительной фабрике используется электромеханическое оборудование, электродвигатели, трансформаторы, измерительные приборы, электросварочные агрегаты, светильники, кабели, провода и т. д.

Согласно ПОТ Р М-016-2001 «Межотраслевые правила по охране труда при эксплуатации электроустановок» [31], для защиты от поражения электрическим током применяются отдельно или в сочетании друг с другом следующие технические способы и средства: защитное заземление, защитное отключение, изоляция токоведущих частей, понижение напряжения, ограждающие устройства, знаки безопасности, средства защиты и предохранительные устройства.

Напряжение рабочих светильников применяется в пределах 12-15В, при этом не требуется их заземление.

Во всех помещениях должно быть предусмотрено аварийное освещение.

Также в соответствии с ППБ-С «Правила техники безопасности при эксплуатации электроустановок потребителей» [11, 32], для уменьшения опасности поражения электрическим током используют защитную изоляцию и ограждение токоведущих элементов механических агрегатов, распределительных устройств.

5.2 Пожарная безопасность

В соответствии с требованиями ППБ 01-03 «Пожарная безопасность в Российской Федерации» [36], пожарная безопасность проектируемого объекта обеспечивается: системой предотвращения пожара; системой противопожарной защиты; организационно-техническими мероприятиями.

Система предотвращения пожара обеспечивается: применением негорючих строительных материалов; максимально возможным применением в технологических процессах, происходящих в зданиях и сооружениях, негорючих веществ и материалов; установкой не пожароопасного

оборудования; соблюдением действующих нормативных документов в части учета мер пожарной безопасности при разработке проектной документации [11, 42].

Согласно СНиП 21-01-97 «Пожарной безопасности зданий и сооружений» [36], НПБ 88-2001 «Установки пожаротушения и сигнализации. Нормы и правила проектирования» [31], и НПБ 110-03 «Перечень зданий, сооружений, помещений и оборудования, подлежащих защите автоматическими установками пожаротушения и автоматической пожарной сигнализацией» [32], система противопожарной защиты ЗИФ обеспечивается комплексом конструктивных, объемно-планировочных решений зданий и сооружений; применением средств противопожарной защиты.

В систему противопожарной защиты входят:

- Объемно-планировочные и конструктивные решения, обеспечивающие своевременную эвакуацию людей и их защиту от опасных факторов пожара;
- Применение основных строительных конструкций зданий и сооружений в соответствие с требуемой степенью огнестойкости, ограничение на путях эвакуации применения горючих материалов;
- Обеспечение объекта требуемым расходом воды для целей наружного и внутреннего пожаротушения.

К организационно-техническим мероприятиям относится: создание на объекте специальной службы, осуществляющей контроль за установленным на объекте, в соответствие с требованиями ППБ 01-03 «Правил пожарной безопасности в Российской Федерации» [33], противопожарным режимом, разработкой инструкций о мерах пожарной безопасности, планов эвакуации с их отработкой, организация и проведение занятий по пожарно-техническому минимуму с инженерно-техническим персоналом объекта.

5.3 Охрана труда

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

- Федеральный закон №116-ФЗ от 21.07.1997 – «О промышленной безопасности опасных производственных объектов» [34].
- Правила безопасности при ведении горных работ и переработки твердых полезных ископаемых – приказ Ростехнадзора от 11.12.2013 г. № 599 [35].
- ГОСТ 12.1.004-91 ССБТ «Пожарная безопасность. Общие требования». [7].

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

В соответствии с этим, в проекте разработаны меры по электробезопасности, пожарной безопасности и охране труда.

Для нестандартного оборудования требования техники безопасности отражены в руководстве по их эксплуатации и соответствующих нормативных документах [11, 29, 35].

На основании ПБ 11-549-03 «Правила безопасности в производстве благородных металлов, сплавов и их полуфабрикатов» [39], при работе ЗИФ в дробильном отделении и главном корпусе имеют место физические и психофизиологические факторы воздействия на человека. В проекте предусмотрено устранение воздействий физического характера.

Согласно ГОСТ 12.2.105-84 «Система стандартов безопасности труда. Оборудование обогатительное. Общие требования безопасности» [40], на проектируемом объекте к опасным физическим и вредным факторам относятся: движущиеся части машин и механизмов; повышенный шум и вибрация; нагретые поверхности.

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

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

Мероприятия по снижению шума и вибрации:

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

Расчет звуковой мощности источников шума произведен в соответствии со СНиП 23-03-2003 «Защита от шума» [41].

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

Основными и постоянными источниками шума на проектируемом предприятии являются: работа автотранспорта, вентиляторы, расположенные на зданиях и трансформаторные подстанции [11].

Главные факторы распространения шума – это расстояние от источника шума до ближайшего населенного пункта и топография местности.

В проекте применены методы коллективной защиты от шума: акустические, архитектурно-планировочные и организационно-технические.

На основании СНиП 23-03-2003 «Защита от шума» [41,42], методы коллективной защиты от шума сводятся к следующим:

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

Снизить уровень шума помогают и конструкционные решения:

– ограждающие конструкции со звукоизолирующей минеральной прослойкой, оконные блоки со стеклопакетами 2-х камерные с тройным

остеклением. Входные двери в здания – с порогами и уплотнителями в притворах;

- инженерное оборудование располагается в отдельных изолированных помещениях, которые максимально возможно удалены от малошумных помещений с постоянным присутствием персонала.

Архитектурно-планировочные решения включают:

- рациональные акустические решения планировок зданий и генерального плана;

- создание шумозащищённых зон в местах нахождения персонала;

- рациональное размещение рабочих мест;

- рациональное размещение технологического оборудования, машин и механизмов.

Для борьбы с шумом в проекте предусмотрены следующие мероприятия [41]:

- присоединение вентиляторов к воздуховодам через гибкие вставки;

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

- на воздуховодах, обслуживающих административные помещения, установлены шумоглушители;

Переработка больших объемов руды, предполагает использование различного рода машин и механизмов, работа которых сопровождается вибрацией [41]. Повышенная вибрация на обогатительной фабрике наблюдается в цехах дробления и измельчения [28].

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

Для предотвращения вибрации устройства – источники вибрации устанавливаются на вибропоглощающих подошвах [41].

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

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

Эксплуатация грузоподъемных средств отвечает требованиям действующих правил устройства и безопасной эксплуатации грузоподъемных кранов [9,11].

6 ЭКОЛОГИЧНОСТЬ ПРОЕКТА

6.1 Охрана атмосферного воздуха от загрязнения

Основными источниками загрязнения атмосферы на проектируемой обогатительной фабрике являются [23]:

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

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

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

- хвостохранилище служит для складирования хвостов, одновременно являясь источником технического водоснабжения фабрики; в процессе работы хвостохранилища происходит намыв пляжа, в результате чего в атмосферу выделяется пыль. В процессе работы предприятия постоянно должен проводиться контроль, за загрязненностью атмосферного воздуха [38].

Для обеспечения комфортных условий труда в корпусе дробления предусмотрена приточно-вытяжная вентиляция и аспирация узлов перегрузки. Воздух перед выбросом в атмосферу очищается в циклонах, способ очистки воздуха сухой [6,15].

Все участки снабжены автономными системами вентиляции, имеют локальную аспирацию в местах загрузки реагентов в баки. Реагентное отделение изолировано от других помещений, имеет автономную вентиляцию и канализацию с нейтрализацией и обезвреживанием стоков [22].

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

Мероприятия по минимизации неблагоприятных воздействий

Сокращение объемов и токсичности выбросов, снижение приземных концентраций загрязняющих веществ достигаются специальными мероприятиями, к которым относятся [по 45]:

1. Сокращение выбросов:

- все технологическое оборудование, размещаемое в производственных корпусах перерабатывающего и вспомогательного производства и выделяющее в атмосферу загрязняющие вещества, оснащено местными отсосами и укрытиями;

- на неорганизованных источниках склада руды и автодорог предусматривается орошение водой поверхностей через 4 часа, что сокращает выделение пыли согласно на 80%.

2. Очистка и обезвреживание вредных веществ из отходящих газов:

- места пересыпок руды оснащаются укрытиями и местными отсосами;
- на организованных источниках устанавливаются пылеуловители.

3. Улучшение условий рассеивания с применением технических средств:

- уменьшение диаметра воздуховода после вентилятора, что позволяет увеличить скорость выброса газо-воздушной смеси;

- высота устья источника выброса конструктивно организуется не менее чем на 1,5 м выше кровли здания.

6.2 Охрана поверхностных и подземных вод

Основными видами воздействия промышленного предприятия на водный бассейн могут являться [23, 45]:

- гидродинамические нарушения;
- загрязнение водного бассейна (гидрохимическое воздействие).

Нарушения, происходящие в результате гидродинамического воздействия, могут быть связаны с изменением режима и динамики поверхностных и подземных вод. Гидродинамические нарушения могут привести к изменению гидрологических параметров водотоков, истощению

подземных горизонтов, понижению, либо, наоборот, повышению уровня подземных вод.

Гидродинамическое воздействие на подземные воды складывается в результате инфильтрации сточных вод из емкостей гидротехнических сооружений, а так же нарушения и сокращения площади водосбора водного объекта, изъятия водных ресурсов, сброса сточных вод [26, 45].

Гидрохимическое воздействие предполагает загрязнение поверхностных и подземных вод химическими компонентами и может быть обусловлено поступлением в водную среду отходов деятельности предприятия. Основными источниками загрязнения могут стать: сбросы сточных вод бытового и производственного назначения, фильтрация загрязняющих веществ из накопителей, смыв атмосферными осадками загрязняющих веществ, оседающих с пылевыми выбросами на территории предприятия.

По условиям водного режима ручьи Сухоныр и Маломыр, являющиеся притоками реки Ниж. Стойба, как и сама река, относятся к дальневосточному типу с хорошо выраженным преобладанием дождевого питания. Доля дождевого питания в общем объеме годового стока составляет 50-80%, доля снегового питания - 10-25%, питание за счет подземных вод - 10-30%. Главной фазой водного режима являются половодье и дождевые паводки, наблюдающиеся в теплое время года [4].

Водосбор рассматриваемых водотоков расположен в зоне сплошного распространения многолетней мерзлоты, что, несомненно, накладывает заметный отпечаток на формирование химического состава вод. Наличие мерзлоты затрудняет связь с подземными водами и основным источником питания водотоков являются воды, формирующиеся непосредственно на поверхности водосборов. Поэтому вода отличается очень малой минерализацией.

Мероприятия по минимизации возможных неблагоприятных воздействий

В соответствии с ГОСТ 17.4.3.04-85 «Охрана природы. Почвы. Общие требования к контролю и охране от загрязнения» [44], и ГОСТ 17.1.3.06-82

«Охрана природы. Гидросфера. Общие требования к охране подземных вод» [45], предусматриваются, наряду с рациональным использованием водных ресурсов следующие мероприятия, обеспечивающие снижение вредного влияния проектируемого предприятия на водный бассейн:

- проведение мероприятий по предотвращению захламления территории отходами производства, за счет организованного складирования и утилизации;
- устройство противofильтрационных элементов при строительстве гидротехнических сооружений, с целью снижения фильтрации производственных сточных вод в подземные горизонты;
- организация пылеподавления на складах руды и автодорогах в сухое теплое время года для предотвращения пылевого загрязнения атмосферы и оседания пыли на поверхность водных источников;
- мероприятия по исключению попадания горюче-смазочных материалов на почву и в водные объекты;
- мероприятия по предупреждению аварийных сбросов сточных вод;
- организация работы предприятия по бессточной схеме и оборотного водоснабжения технологической воды;
- применение эффективных методов очистки сточных вод, обеспечивающих снижение содержания загрязняющих веществ до уровня, соответствующего нормативным требованиям;
- организация мониторинга состояния и качественного состава поверхностных и подземных вод в период работы предприятия.

6.3 Охрана почв. Рекультивация нарушенных земель

Проектируемая обогатительная фабрика является объектом интенсивного негативного воздействия на недра и почвы территории [5, 44]. Основными видами воздействия на земли при сооружении и эксплуатации объектов ЗИФ являются:

1. Отчуждение земельных ресурсов.
2. Загрязнение почв выбросами проектируемого объекта и отходами производства.

3. Изменение состояния и свойств грунтов.

Следствием отчуждения земельных ресурсов для строительства объектов проектируемого комплекса является ограниченность использования территории в других хозяйственных целях на период эксплуатации предприятия [5].

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

Почвы территории Маломирского месторождения сформировались в однородных биоклиматических условиях, в зоне буротаежных холодных длительно-промерзающих почв под лесной растительностью. Верхний почвенный слой представлен лесной подстилкой из опада хвои, листьев, корней растений и мхов. Маломощный гумусовый горизонт представлен минеральной фракцией с редкими органогенными включениями мощностью 3-10 см. Отсюда мы наблюдаем повышенные фоновые содержания по фосфору, бору и др. элементам, однако плодородными они не являются. Почвы иллювиального горизонта сложены суглинком темно серого цвета с содержанием дресвы до 80% и щебня до 20% [4].

Повышенное содержание мышьяка (8,4-15,3 мг/кг, ПДК 2), вольфрама (3,1-20 мг/кг, ПДК 1,5) и олова (5,1-6,9 мг/кг, ПДК 4,5) относительно ПДК отмечено в обоих горизонтах [17].

По содержанию нормированных компонентов почвы Маломирского месторождения характеризуются природным аномальным фоном и по критериям экологического состояния оцениваются как допустимые, умеренно опасные, опасные и чрезвычайно опасные .

Для сохранения почв необходимы будут мероприятия по минимизации неблагоприятных воздействий.

На основании ГОСТ 17.4.3.04-85 «Охрана природы. Почвы. Общие требования к контролю и охране от загрязнения» [44], для снижения воздействия на земельные ресурсы предусматриваются следующие мероприятия:

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

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

- в соответствии с ГОСТ Р 55086-2012 «Ресурсосбережение. Обращение с отходами. Базовые показатели для обеспечения экологической безопасности при ликвидации отходов» [47], для предотвращения загрязнения грунтов фильтрационными стоками, в конструкции ограждающих дамб секций хвостохранилища предусмотрены противофильтрационные экраны.

- в соответствии с ГОСТ 17.5.3.04-83 «Охрана природы. Земли. Общие требования к рекультивации земель» [46], на предприятии предусматривается выполнение рекультивации нарушенных земель.

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

Состав планируемых мероприятий по рекультивации нарушенных земель определяется, исходя из природного состояния земельных ресурсов в районе месторождения, естественного ландшафта местности, прогнозируемого состояния нарушенных земель и способности земель к восстановлению.

При проведении рекультивации земель должны быть выполнены следующие основные работы [по 46]:

На площадке рудника и на площадке ЗИФ:

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

На площадке хвостового хозяйства:

- по окончании заполнения секции хвостохранилища рекультивируются;
- вода из верхних секций сливается в нижерасположенные секции хвостохранилища;

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

- трубопроводы демонтируются и вывозятся на площадку складирования.

Таким образом, в разработанном дипломном проекте предусмотрены все необходимые меры по безопасной работе предприятия, охране труда и охране окружающей среды.

7 СПЕЦИАЛЬНАЯ ЧАСТЬ

7.1 Обезвреживание флотационных отходов, образующихся при переработке руд месторождения «Маломыр»

В проекте по схеме переработки руд месторождения «Маломыр» происходит образование хвостов флотационного обогащения.

Хвосты флотации практически не содержат токсичных соединений. Их складирование рекомендуется проводить в отдельном хвостохранилище с использованием осветленной жидкой фазы (слива) в качестве оборотной воды на операциях обогащения и рудоподготовки.

При хранении этих отходов возможно образование дебалансовых вод. В случае возникновения опасности переполнения хвостохранилища дебалансные воды следует подвергать очистке и направлять на сброс в соответствии с ГОСТ Р 55086-2012 «Ресурсосбережение. Обращение с отходами. Базовые показатели для обеспечения экологической безопасности при ликвидации отходов» [51].

7.2 Описание технологии очистки дебалансовых вод хвостохранилища хвостов флотации

В обводненные годы может происходить образование дебалансовых (сбросных) вод. Оценка их состава (без учета разбавления атмосферными осадками) приведена в таблице 27.

Таблица 27 – Ожидаемый химический состав сбросных вод хвостохранилища хвостов обогащения до и после очистки

Определяемый компонент	Сбросные воды	
	До очистки	После очистки
1	2	3
рН, ед	8,0	7,1
Концентрация, мг/л:		
Кальций	85,0	240,0
Магний	35,0	н.о.
Хлориды	н.о.	н.о.
Сульфаты	218,0	589,0

Продолжение таблицы 27

1	2	3
Алюминий	н.о.	н.о.
Мышьяк	0,91	0,04
Кадмий	н.о.	н.о.
Кобальт	0,011	н.о.
Медь	0,03	н.о.
Железо	0,047	н.о.
Марганец	0,65	0,01
Никель	0,026	н.о.
Свинец	н.о.	н.о.
Сурьма	0,2	0,03
Цинк	0,029	н.о.
Примечание: н.о. – не обнаружено		

Перед сбросом воды необходимо очистить с использованием известково-купоросной технологии.

Метод известково-купоросной обработки включает два этапа:

На первом этапе проводится обработка растворов железным купоросом, что позволяет создать избыточную концентрацию ионов Fe^{2+} .

На втором этапе воды обрабатываются известковым молоком. При этом происходит образование гидроксидов железа, являющихся эффективным сорбентом соединений мышьяка и сурьмы, и вывод Fe в осадки.

По результатам данных таблицы 27 можно сделать вывод, что данный метод обработки хорошо справляется с очисткой дебалансовых вод флотационных отходов от магния, мышьяка, и марганца, а также от железа, меди, цинка, никеля и кобальта.

Технологическая схема рекомендуемого процесса очистки приведена на рисунке 5. (схема рассчитана на расход сточных вод $100 \text{ м}^3/\text{час}$).

Основные технологические параметры процесса очистки приведены в таблице 28. Ожидаемый состав сточных вод после очистки приведен в таблице 27, образующегося осадка – в таблице 29.

Таблица 28 – Основные технологические параметры процесса очистки сбросных вод хвостохранилища хвостов флотации

Наименование параметров	Значение показателей
1	2
Купоросная обработка	
Концентрация FeSO ₄ в растворе, используемом для обработки вод, г/л	135,0
Продолжительность обработки сточных вод железным купоросом, ч	1,0
Расход FeSO ₄ *7H ₂ O на 1 м ³ стоков, кг	1,8-2,8
Величина рН при обработке железным купоросом, ед	5,9-6,0
Известковая обработка	
Концентрация СаО в известковом молоке, г/л	100,0
Продолжительность обработки сточных вод известью, ч	0,5
Расход СаО (100 %) на 1 м ³ стоков, кг	0,5-0,8
Величина рН при обработке известью, ед	11,2-11,5
Отстаивание осадка	
Продолжительность отстаивания осадка, ч	24,0
Масса образующегося осадка, кг/м ³	0,7-1,0
Содержание твердого в сгущенном продукте, %	1,0-2,0
Кислотная обработка	
Концентрация H ₂ SO ₄ в растворе, используемом для обработки вод, г/л	250,0
Продолжительность обработки сточных вод серной кислотой, ч	1,0
Расход H ₂ SO ₄ (100 %) на 1 м ³ стоков, кг	0,07-0,10
Величина рН при кислотной обработке, ед	7,0-7,5

Таблица 29 – Ожидаемый химический состав осадков, образующихся при очистке сбросных вод

Определяемые ингредиенты	Массовая доля элемента, %
1	2
СаО	11,6
MgO	7,6
Al ₂ O ₃	<0,01
S _{общ}	3,09
Fe _{общ}	32,48
Co	0,001
Cu	0,004
Zn	0,004
As	0,11
Sb	0,02
Ni	0,003
Cd	<0,01
MnO	0,11
Прочие	45,013

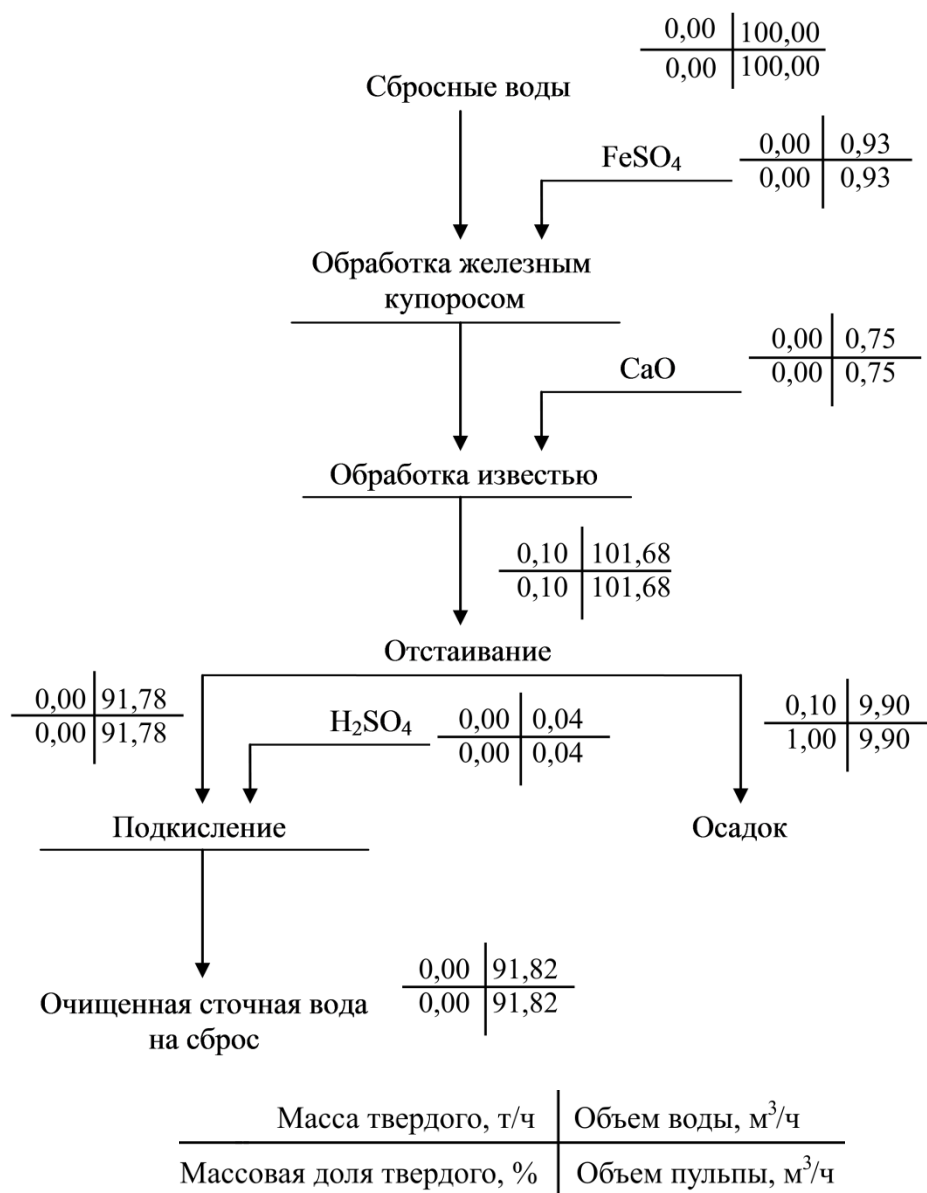


Рисунок 5 – Технологическая схема процесса очистки сбросных вод хвостохранилища хвостов флотации

7.3 Выбор основного технологического оборудования узла очистки сбросных вод

Для очистки сбросных вод монтируется установка, схема цепи аппаратов которой приведена на рисунке 6.

Раствор железного купороса готовится в чане 5. Известковое молоко готовится в чане 6, Серная кислота в чане 7. Для приготовления растворов FeSO₄, CaO и серной кислоты используется очищенная сбросная вода.

Вместимость растворных чанов 5, 6 и 7 должна соответствовать режимам работы узла растворения реагентов и регламентируемой концентрации приготавливаемых растворов.

Точки подачи реагентов выбирают в месте интенсивного перемешивания, они должны быть заглублены под уровень жидкой фазы не менее чем на 0,2-0,3 м.

Сбросные растворы на первом этапе обрабатывают железным купоросом в реакторе 1, где поддерживается рН на уровне 5,9-6,0 с помощью автономной системы автоматического регулирования (САР) (8, 9, 10). Известкование проводят в реакторе 2 для подщелачивания, где поддерживается рН на уровне 11,2-11,5 с помощью САР.

Далее раствор поступает в отстойник 4, где происходит отделение осадка. Отстойник горизонтального типа изготавливается из бетона или сооружается в земляной выемке, оборудованной противофильтрационным экраном. Глубина отстойника в наиболее глубокой части, предназначенной для аккумуляции и уплотнения образующегося осадка – не менее 3 – 4 м.

Осветленный раствор направляется на обработку серной кислотой в реакторе 3, где поддерживается рН на уровне 7,0-7,5 с помощью автономной САР (8, 9, 10). После финальной обработки растворы сбрасывают с соблюдением норм.

Осадки откачиваются из отстойника погружным насосом и направляются в хвостохранилище хвостов обогащения или копятся в отстойнике и захораниваются в нем же при закрытии предприятия.

Перечень оборудования, использованного в отделении очистки, приведен в таблице 31. Характеристика оборудования принята из расчета производительности установки по очистке сбросных вод на уровне 100 м³/час.

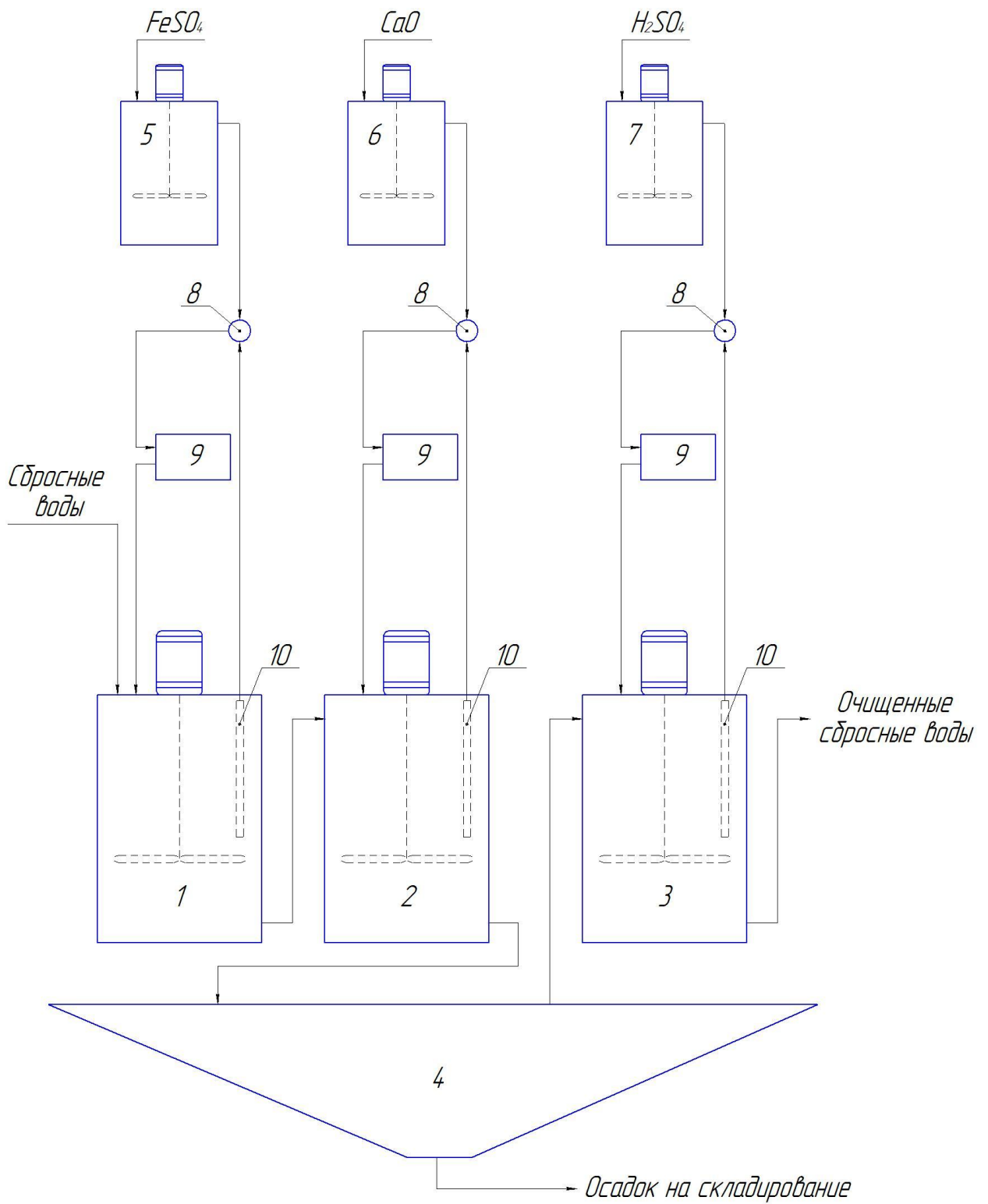


Рисунок 6 – Аппаратурная схема очистки сбросных вод хвостохранилища хвостов флотации

Таблица 30 – Оборудование для установки очистки сбросных вод
хвостохранилища хвостов обогащения

№ (по рис. 5.6)	Наименование оборудования	Характеристика оборудования	Кол-во
1	2	3	4
1	Реактор для купоросной обработки	Рабочий объём чана 100 м ³ , перемешивание механическое, исполнение – конструкционная сталь	1
2	Реактор для щелочной обработки	Рабочий объём чана 50 м ³ , перемешивание механическое, исполнение – конструкционная сталь	1
3	Реактор для кислотной обработки	Рабочий объём чана 100 м ³ , перемешивание механическое, исполнение – конструкционная сталь	1
4	Отстойник	Гидроизолированная емкость. Рабочий объём 2500 м ³	1
5	Контактный чан для приготовления раствора железного купороса	Рабочий объём чана 12 м ³ , перемешивание механическое, кислотостойкое исполнение	1
6	Контактный чан для приготовления известкового молока	Рабочий объём чана 10 м ³ , перемешивание механическое, исполнение – конструкционная сталь	1
7	Контактный чан для приготовления раствора серной кислоты	Рабочий объём чана 1 м ³ , перемешивание механическое, кислотостойкое исполнение	1
8, 9, 10	САР	По проекту	3

8 ЭКОНОМИЧЕСКАЯ ЧАСТЬ

Целью разработки экономической части является определение технико-экономических показателей работы обогатительной фабрики с учетом новых решений и производственно-технических мероприятий, отмеченных в технологической части дипломного проекта [17].

Для достижения поставленных целей использовались действующие нормы технологического проектирования, сборники единых норм и нормативы численности рабочих, а также прейскуранты оптовых и мировых цен на концентраты, материалы и оборудование.

8.1 Режим работы, графики сменности, баланс рабочего времени

Режим работы — установленный порядок и продолжительность производственной деятельности предприятия, участков, цехов во времени.

От принятого режима работы зависит организация производства, труда и отдыха рабочих, а также вопросы социального характера, влияющие на успешное выполнение планов производства [17].

Различают годовой и суточный режим работы предприятий. Годовой режим работы бывает прерывный и непрерывный.

Для проектируемой фабрики принимаем непрерывный режим работы, т.е. 24 часа в 2 смены, не имеющий остановок на выходные и праздничные дни. Календарный фонд времени — 365 дней. Время на ремонтное обслуживание 25 дней.

Рабочий фонд времени работы оборудования вычисляется:

$$T_{\text{раб}} = T_{\text{кал}} - T_{\text{рем}}, \text{ дней}, \quad (39)$$

где $T_{\text{раб}}$ — количество рабочих дней в году, дней;

$T_{\text{рем}}$ — время на ремонтное обслуживание, дней;

$T_{\text{кал}}$ — календарный фонд времени, дней.

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

Таблица 31– График сменности при непрерывном режиме работы

Смена	Дни месяца															
	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16
I	1	1	1	1	1	1	1	2	2	2	2	2	2	2	2	3
II	2	2	2	2	2	2	2	1	1	1	1	1	1	1	1	4
Смена	Дни месяца															
	17	18	19	20	21	22	23	24	25	26	27	28	29	30	31	
I	3	3	3	3	3	3	3	4	4	4	4	4	4	4	4	
II	4	4	4	4	4	4	4	3	3	3	3	3	3	3	3	
Примечание:																
1 – первая бригада; 2 – вторая бригада; 3 – третья бригада; 4 – четвертая бригада.																

Для расчёта эффективного рабочего времени $T_{эф}$ составляется баланс рабочего времени за год (таблица 32).

Таблица 32– Плановый баланс рабочего времени на одного рабочего

№	Наименование	Дни
1	Календарное время, $T_{кал}$	365
2	Число выходных или нерабочих дней по графику сменности для одной бригады в год	180
3	Номинальный фонд рабочего времени (п.1– п.2)	185
4	Невыходы на работу по уважительным причинам (очередные и дополнительные отпуска, болезни, отпуск в связи с родами), 4 % от п.2	7
5	Эффективный фонд рабочего времени, $T_{эф}$ (п.3– п.4)	178

8.2 Производственная мощность плана реализации продукции

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

Производственная мощность обогатительного производства по сырью определяется следующим образом [по 17]:

$$M_C = A \cdot (T_{КАЛ} - T_{ПЕР}) \cdot N_T, \text{ т/год}, \quad (40)$$

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

A – число одинаковых ведущих агрегатов;

$T_{КАЛ}$ – календарное время, дней;

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

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

$$M_C = 2 \cdot (365 - 25) \cdot 10800 = 7344000 \text{ т/год.}$$

Производственная мощность по концентрату определяется как формуле [по 17]:

$$M_K = M_C \cdot \gamma / 100, \text{ т/год,} \quad (41)$$

где γ - выход концентрата, %.

$$M_K = 7344000 \cdot 0.00005 / 100 = 3,672 \text{ т/год.}$$

Показателями использования производственной мощности являются:

1. коэффициент экстенсивности:

$$K_{\text{Э}} = T_{\text{РАБ}} / T_{\text{КАЛ}}, \quad (42)$$

где $T_{\text{РАБ}}$ – рабочий фонд времени, дней;

$$K_{\text{Э}} = 340 / 365 = 0,93.$$

2. коэффициент интенсивности нагрузки:

$$K_{\text{И}} = N_{\text{ПР}} / (N_T \cdot A), \quad (43)$$

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

$$K_{\text{И}} = 19200 / (2 \cdot 10800) = 0,89.$$

3. интегральный коэффициент нагрузки на оборудование:

$$K_{\text{ИН}} = K_{\text{Э}} \cdot K_{\text{И}}; \quad (44)$$

$$K_{\text{ИН}} = 0,93 \cdot 0,89 = 0,8184.$$

Производственная программа (по сырью ПП_C и по концентрату ПП_K) или план производства обогатительной фабрики – это задание на получение продуктов обогащения соответствующего качества [17].

$$\text{ПП}_C = M_C \cdot K_{\text{ИН}}, \text{ т/год; (45)}$$

$$ПП_K = M_K \cdot K_{ИН}, \text{ т/год}; (46)$$

$$ПП_C = 7344000 \cdot 0,8184 = 6010329,6 \text{ т/год};$$

$$ПП_K = 3,672 \cdot 0,8184 = 3,01 \text{ т/год};$$

Товарная продукция рассчитывается по ценам предприятия на продукцию по формуле:

$$ТП = ПП_{Au} \cdot C_{Au}, \text{ руб/год}, (47)$$

где $ПП_{Au}$ – производственная программа по золоту, г/год;

C_{Au} – цена за 1 грамм золота (2100 руб/грамм);

$$ТП = 3010000 \cdot 2100 = 6321000000 \text{ руб/год}.$$

8.3 Численность трудящихся

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

Явочная численность трудящихся рассчитывается по формуле [по 17]:

$$Ч_{ЯВ} = N_{чис} \cdot A \cdot C, \text{ чел}, (48)$$

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

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

A – количество обслуживаемых агрегатов, шт;

C – количество рабочих смен (для непрерывного режима работы $C=2$).

Списочный состав рабочих определяется по формуле:

$$Ч_{СП} = Ч_{ЯВ} \cdot T_{КАЛ} / T_{ЭФ}, \text{ чел}, (49)$$

где $T_{ЭФ}$ – эффективный фонд рабочего времени, дней.

Результаты расчета численности трудящихся приведены в таблице 33.

Таблица 33 – Расчет численности трудящихся

Оборудование/профессия	Кол-во агрегатов	$N_{чис}$	Кол-во смен	$Ч_{ЯВ}$	$Ч_{СП}$
1	2	3	4	5	6
Отделение дробления					
Бункер приемный	2	0,02			
Грохот колосниковый	2	0,08			
Бутовой гидравлический	2	0,33			

Продолжение таблицы 33

1		2	3	4	5
Бункеровщик		0,86	2	2	4
Дробилка щековая PE 1200×1500	2	0,33			
Машинист дробилки		0,66	2	8	16
Конвейер ленточный КЛ1000	2	0,45			
Машинист конвейера		0,9	2	4	8
Мостовой кран 50/20 т	2	0,5			
Крановщик		1	2	4	8
Отделение измельчения					
Мельница ММПС-70×70	2	0,33			
Мельница МЩЦ 55×65	4	0,33			
Грохот 2ВГ-4068	2	0,1			
Конвейер ленточный КЛ(К)650	2	0,33			
Гидроциклон ГЦ 800 CVX	8	0,03			
Машинист мельницы		3,08	2	8	16
Конвейер ленточный КЛ1000	2	0,45			
Машинист конвейера		0,9	2	4	8
Насос Warman 8/6E-АН	2	0,33			
Машинист насосных установок		0,66	2	4	8
Мостовой кран 125/30 т	1	0,5			
Крановщик		0,5	2	2	4
Отделение флотации					
Контактный чан КЧР-100А	12	0,1			
Дозировщик		1,2	2	4	8
Флотомашин ФПМ РИФ-130	25	0,12			
Флотомашин ФПМ РИФ-8,5	18	0,12			
Машинист флотомашин		5,16	2	12	24
Гидроциклон ГЦ 360	6	0,03			
Мельница MQY 30×11	1	0,33			
Машинист мельницы		0,51	2	4	8
Кран-балка 30 т	1	0,5			
Крановщик		0,5	2	2	4
Насос Warman 8/6E-АН	1	0,33			
Машинист насосных установок		0,33	2	2	4
Вакуум-фильтр ДОО 160-3,2	1	0,33			
Фильтровальщик		0,33	2	2	4
Отделение сгущения					
Сгуститель Ц-40	1	0,6			
Машинист сгустителя		0,6	2	4	8
Всего по профессии					128
Вспомогательные рабочие 40 %					52
Всего:					180

8.4 Производительность труда

Производительность труда характеризует количество продукции, приходящейся на одного человека за определенный промежуток времени.

Различают натуральный и стоимостной методы исчисления производительности труда.

При натуральном методе исчисления производительности труда определяют количество перерабатываемого сырья, приходящегося на одного человека в год [по 17]:

$$P_T = \text{ПП}_C / \text{Ч}_{\text{СП}}, \text{т/год/чел}; \quad (50)$$

$$P_T = 6010329,6 / 185 = 32488 \text{ т/год/чел.}$$

При стоимостном методе определяют стоимость товарной продукции на одного человека в год:

$$P_T = \text{ТП} / \text{Ч}_{\text{СП}}, \text{руб/год/чел}; (51)$$

$$P_T = 6321000000 / 185 = 34167568 \text{ руб/год/чел.}$$

8.5 Заработная плата трудящихся

В основу организации и планирования зарплаты рабочих положена тарифная система, устанавливающая меру оплаты труда.

Общий фонд заработной платы определяется из условий выполнения производственной программы. Он состоит из основной и дополнительной заработной платы [17].

Фонд основной заработной платы включает: прямую заработную плату за фактически отработанное время по сдельным расценкам, тарифным ставкам, а также доплаты: сдельно – прогрессивную, с районным коэффициентом, за работу в ночное время, праздничные премии рабочим и др.

Дополнительная заработная плата включает оплату отпусков, оплату времени, затраченного на выполнение государственных и общественных обязанностей и др.

Порядок расчета общего фонда заработной платы следующий [по 17]:

1. По тарифу за год:

$$Z_{\text{ТГ}} = Z_{\text{ТД}} * T_{\text{ЭФ}} * \text{Ч}_{\text{СП}}. \quad (52)$$

2. С районным коэффициентом:

$$Z_p = Z_{\Gamma} * K_p, \quad (53)$$

где K_p – районный коэффициент, $K_p=1,7$.

3. Премии:

$$Z_{\Pi} = Z_p * d_{\Pi} / 100, \quad (54)$$

где d_{Π} – размер премии, %; $d_{\Pi}=50\%$.

4. Доплата за работу в ночное время:

$$Z_H = (Z_p + Z_{\Pi}) * d_H / 100, \quad (55)$$

где d_H – размер доплат за работу в ночное время, %; $d_H=20\%$.

5. Общая заработная плата:

$$Z_{\text{ОБЩ}} = Z_p + Z_{\Pi} + Z_H. \quad (56)$$

6. За отпуск:

$$D_o = Z_{\text{ОБЩ}} / m, \quad (57)$$

где m – число месяцев работы; $m = 6$.

7. Прочие:

$$D_{\Gamma P} = Z_{\text{ОБЩ}} * d_{\Gamma P}, \quad (58)$$

где $d_{\Gamma P}$ – прочие выплаты; $d_{\Gamma P} = 0,7$.

8. Общий фонд заработной платы:

$$Z = Z_{\text{ОБЩ}} + D_o + D_{\Gamma P}. \quad (59)$$

Результаты расчета общего фонда заработной платы рабочих представлены в таблице 34.

Таблица 34 – Расчет общего фонда заработной платы рабочих

Профессия	Д.тариф. ставка, руб.	Кол-во рабочих	Фонд основной заработной платы				Фонд дополнительной заработной платы		Общий фонд заработной платы,руб.
			По тарифу за год, руб.	С район. коэффициентом, руб.	Премии, руб.	Доплата за работу в ночное время, руб.	За отпуск, руб.	Прочие, руб.	
Бункеровщик	710	4	505520	859384	429692	257815,2	257815,2	1082823,84	2887530,24
Машинист конвейера	730	16	2079040	3534368	1767184	1060310,4	1060310,4	4453303,68	11875476,48
Дробильщик	770	16	2192960	3728032	1864016	1118409,6	1118409,6	4697320,32	12526187,52
Машинист мельницы	860	24	3673920	6245664	3122832	1873699,2	1873699,2	7869536,64	20985431,04
Машинист насосных установок	710	12	1516560	2578152	1289076	773445,6	773445,6	3248471,52	8662590,72
Крановщик	730	16	2079040	3534368	1767184	1060310,4	1060310,4	4453303,68	11875476,48
Дозировщик	860	8	1224640	2081888	1040944	624566,4	624566,4	2623178,88	6995143,68
Машинист флотомашин	950	24	4058400	6899280	3449640	2069784	2069784	8693092,8	23181580,8
Фильтровальщик	860	4	612320	1040944	520472	312283,2	312283,2	1311589,44	3497571,84
Машинист сгустителя	860	8	1224640	2081888	1040944	624566,4	624566,4	2623178,88	6995143,68
Вспомогательные рабочие 40%	700	52	6479200	11014640	5507320	3304392	3304392	13878446,4	37009190,4
Итого:									148202344,32

Расчет фонда заработной платы по ИТР, служащим и МОП сводим в таблице 35.

Таблица 35 – Расчет фонда заработной платы по ИТР и МОП

Должности	Кол-во чел.	Оклад, руб.	С районным коэф., руб.	Премия, руб.	Зарплата за год, руб.
Инженерно-технические работники (ИТР)					
Начальник фабрики	2	65000	110500	55250	3978000
Главный инженер	2	55000	93500	46750	3366000
Начальник производства	2	50000	85000	42500	3060000
Начальник ОТК	2	50000	85000	42500	3060000
Главный энергетик	2	50000	85000	42500	3060000
Главный механик	2	50000	85000	42500	3060000
Главный по ТБ	2	50000	85000	42500	3060000
Главный эколог	2	50000	85000	42500	3060000
Мастер смены	10	40000	68000	34000	12240000
Итого:					37944000
Служащие работники					
Работник охраны	14	30000	51000	25500	12852000
Работник пожарной безопасности	8	30000	51000	25500	7344000
Мед. работник	6	30000	51000	25500	5508000
Итого:					25704000
Младший обслуживающий персонал (МОП)					
Секретарь	2	20000	34000	17000	1224000
Повар	8	15000	25500	12750	3672000
Уборщица	4	10000	17000	8500	1224000
Работник прачечной	4	10000	17000	8500	1224000
Итого:					7344000
Всего:					70992000

Результаты расчетов годового фонда заработной платы сводим в таблицу 36.

Таблица 36 – Расчет годового фонда заработной платы

Категория работников	Сумма, руб
Рабочие	148202344,32
ИТР, МОП и служащие	70992000
Соц. Налог, 30%	65758303,3
Итого:	284952647,616

8.6 Основные фонды, их стоимость и амортизация

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.

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 [17].

В соответствии с принятой технологической схемой обогащения необходимо определить стоимость зданий, сооружений и оборудования, выбранного в технологической части дипломного проекта, а результаты свести в таблицу.

Стоимость зданий, сооружений и оборудования приведена в таблице 37.

Таблица 37–Основные фонды, их стоимость и амортизация

Наименование	Кол-во единиц, шт.	Балансовая стоимость, тыс.руб.	Срок использования, лет	Амортизация	
				норма, %	сумма, тыс.руб.
1	2	3	4	5	6
Здания и сооружения					
Приемный бункер с узлом крупного дробления	2	9702,36	25	5,0	485,118
Галерея подачи дробленой руды	2	10695,3	25	5,0	534,765
Корпус измельчения	1	170563,78	25	5,0	8528,189
Корпус флотации	1	221732,92	25	5,0	11086,7
Склад реагентов	1	6825,22	25	5,0	341,26
Хвостохранилище хвостов ЗИФ	1	136771,58	25	5,0	6838,579
Дренажная насосная станция	1	6989,0	25	5,0	349,45
Насосная станция оборотного водоснабжения	1	4240,5	25	5,0	212,025
Пульповод и водовод оборотной воды	1	16420,7	25	5,0	821,035
Отстойник очищенных сбросных вод	1	8852,79	25	5,0	442,64

1	2	3	4	5	6
Прочие, 15%		88919,121	6,5	18,0	16005,44
Итого:		681713,261			45645,2
Оборудование					
Дробилка РЕ-1200×1500	2	4393,88	12	10	439,388
Мельница ММПС-70×70	2	71286	12	10	7128,6
Мельница шаровая МШЦ-55×65	2	49618	12	10	4961,8
Грохот 2ВГ-4068	2	15088	12	10	1508,8
Конвейер ленточный	6	11500	12	10	1150
Насос Warman 8/6Е-АН	6	6612	12	10	661,2
Гидроциклон ГЦ 800	8	9100	12	10	910
Гидроциклон ГЦ 360	6	5314	12	10	531,4
Мельница шаровая MQY40×60	1	15809	12	10	1580,9
Флотомашинa РИФ-130	25	70816,4	12	10	7081,64
Флотомашинa РИФ-8,5	18	33807,8	12	10	3380,78
Контактный чан КЧР-100А	12	10800	12	10	1080
Сгуститель Ц-40	1	11197,85	12	10	1119,785
Дисковый вакуум-филтра ДОО160-3,2	1	4612	12	10	461,2
Прочие, 3%		9598,7	6,5	18,0	1727,766
Вспомогательное оборудование		100675	6,5	50,0	50337,5
Итого:		430228,6			84060,76
Всего:		1111941,861			129705,96

Эффективность использования основных фондов [по 17]:

а) фондоотдача:

$$\Phi_{\text{отд}} = \text{ТП} / O_{\text{осн}}, \quad (60)$$

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

$$\Phi_{\text{отд}} = 6321000000 / 1111941861 = 5,7 \text{ руб/руб.}$$

б) фондоемкость:

$$\Phi_{\text{ем}} = 1 / \Phi_{\text{отд}}; \quad (61)$$

$$\Phi_{\text{ем}} = 1 / 5,7 = 0,17 \text{ руб/руб.}$$

в) фондовооруженность:

$$\Phi = O_{\text{осн}} / Ч_{\text{сп}}, \quad (62)$$

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

$$\Phi = 1111941861/180 = 6177454,8 \text{ руб/чел.}$$

8.7 Оборотные фонды

Оборотные фонды – это часть производственных фондов предприятия (материалы, топливо, электроэнергия и т.д.), которая полностью потребляется в каждом производственном цикле [17].

Оборотные фонды по всем элементам затрат рассчитывается по расходу на 1 т руды и заносятся в сводную таблицу 38.

Таблица 38 – Состав оборотных фондов

Наименование	Единицы измерения	Цена за единицу, руб.	Всего	
			Расход на 1 тонну руды	Сумма, тыс. руб.
1	2	3	4	6
Футировка	т	20000	0,005	601032
Дробящие тела	т	20000	0,003	360619,7
Фильтроткань	м ²	4500	0,001	27046,48
Лента конвеерная	м	900	0,007	37865,076
Бутиловый ксантагенат	кг	270	0,125	202848,624
Вспеневатель Т-92	кг	225	0,1	135232,416
Флокулянт	кг	310	0,02	37264,04
Дизельное топливо	т	35000		33678
Смазочные масла	т	24000		3057
Электричество	тыс.кВт*час	4500		185467,5
Прочие, 3%				48723,3
Итого:				1672834,136

8.8 Себестоимость

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.

Себестоимость продукции представляет выраженные в денежной форме текущие затраты предприятий на производство и реализацию продукции [17].

На основании рассчитанных технико-экономических показателей (зарплата, основные фонды, оборотные фонды и др.) необходимо составить калькуляцию себестоимости и заполнить таблицу 39.

Таблица 39 – Калькуляция себестоимости переработки руды

Статьи затрат	В год, тыс.руб	Удельный вес, %
Себестоимость добычи	1100652310	34,4
Материальные затраты	1672834136	52,4
Зарботная плата ППП	148202344,32	4,7
Зарботная плата ИТР и служащих	70992000	2,3
Единый соц. налог (30 %)	65758303,3	2,1
Амортизация	129705960	4,1
ИТОГО:	3188145053,62	100
Прочие расходы (10 % от ст.9)	318814505,362	10
Цеховая себестоимость	3506959558,9	110
Общезаводские расходы (3 % от ст. 9)	95644351,6	3
Полная себестоимость	3602603910,6	

8.9 Прибыль и рентабельность

Прибыль валовая [по 17]:

$$П_{В} = ТП - С, \text{руб.} \quad (63)$$

где С – полная себестоимость реализованной продукции, руб;

$$П_{В} = 6321000000 - 3602603910,6 = 2718396089,4 \text{ руб.}$$

Чистая прибыль [по 17]:

$$П_{Ч} = П_{В} - (П_{В} * Н_{Н})/100, \quad (64)$$

где $N_{Н}$ – ставка налога на прибыль (24 %);

$$П_{Ч} = 2718396089,4 - (2718396089,4 \times 24)/100 = 2065981028 \text{ руб.}$$

Рентабельность к себестоимости [по 17]:

$$R = П_{Ч} / С * 100, \% \quad (65)$$

$$R = (2065981028/3602603910,6) * 100 = 57 \%$$

8.10 Определение платы за размещение отходов

Существуют два вида базовых нормативов платы:

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

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

Общая величина платы природопользователей за размещение отходов определяется по формуле [по 17]:

$$P_{OT} = K * C_{ПЛ} * M_{ФС}, \text{ т}, \quad (66)$$

где K – поправочный коэффициент экологической ситуации;

$C_{ПЛ}$ – ставка платы за размещение отходов, руб/т (15руб/т);

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

$$M_{ФС} = Q_{ФАБ} * \gamma / 100 * (R + 1/\delta), \text{ т}, \quad (67)$$

где $Q_{ФАБ}$ – производительность фабрики, т/год;

R – разжижение пульпы в хвостах;

γ – выход хвостов, %;

δ – плотность руды.

$$M_{ФС} = 6010329,6 * 95/100 * (2,668 + 0,3125) = 17018098 \text{ т.}$$

$$P_{OT} = 1,1 * 15 * 17018098 = 28079861 \text{ руб.}$$

Таблица 40 – Показатели расчета общей платы за размещение отходов

Показатели	Значения
1	2
Стоимость размещения 1м ³ жидких отходов, руб	15
Количество жидких отходов, размещенных на фабрике, м ³	17018098
Коэффициент экологической ситуации или др.	1,1
Разжижение пульпы	2,668
Плотность руды	3,2
Плата за размещение отходов, руб	280798617

8.11 Показатели экономической эффективности

Основными показателями экономической эффективности проекта в условиях рынка являются:

Чистый дисконтированный доход или разность суммарных доходов и расходов за весь период осуществления проекта, приведенная (дисконтированная) к году начала движения денежных потоков [17].

Среднегодовой доход [по 17]:

$$D_{\Gamma} = TP - C + A, \quad (68)$$

$$D_{\Gamma} = 6321000000 - 3602603910,6 + 129705960 = 2848102049,4 \text{ руб.}$$

Среднегодовые капитальные затраты [по 17]:

$$K_{\Gamma} = K_B / t_C, \text{руб}, \quad (69)$$

где K_B – общие суммарные капитальные вложения;

t_C – время строительства предприятия; $t_C = 3$ года;

$$K_B = 4535817589 \text{руб};$$

$$K_{\Gamma} = 4535817589 / 3 = 1511939196,4 \text{ руб.}$$

Рассчитываем коэффициент дисконтирования для величины годового дохода (A_D) и капитальных затрат (A_K) [по 17]:

$$A_K = 1 / (1 + E)^T; \quad (70)$$

$$A_D = 1 / (1 + E)^t, \quad (71)$$

где t – время эксплуатации, $t = 25$ лет;

E – ставка банка в долях единицы, $E = 0.15$;

T – общее время движения денежных потоков, $T = t + t_C$;

$$T = t + t_C = 25 + 3 = 28;$$

$$A_D = 1 / (1 + 0,15)^{25} = 0,0304;$$

$$A_K = 1 / (1 + 0,15)^{28} = 0,0199.$$

Рассчитываем чистый дисконтированный доход [по 17]:

$$Ч_{ДД} = D_{\Gamma} \times A_D - K_{\Gamma} \times A_K, \text{руб}; \quad (72)$$

$$Ч_{ДД} = 2848102049,4 \times 0,0304 - 1511939196,4 \times 0,0199 = 56494712,3 \text{ руб.}$$

Индекс доходности или уровень доходности проекта на вложенную денежную единицу [по 17]:

$$И_D = D_{\Gamma} \times A_D / K_{\Gamma} \times A_K; \quad (73)$$

$$И_D = 2848102049,4 \times 0,0304 / 1511939196,4 \times 0,0199 = 2,9.$$

Так как $I_D > 1$, следовательно, проект эффективен.

При $I_D < 1$ проект не эффективен.

8.12 Внутренняя норма доходности или величина процентной ставки приносимого проектом дохода

Строится график зависимости ЧДД от величины учетной ставки. Интерполируем (продолжаем) график до значения ЧДД = 0 и определяем величину ставки соответствующую этому значению[17].

$$A_D = 1/(1+E)^t = 1/(1 + 0,25)^{25} = 0,0037;$$

$$A_K = 1/(1 + E)^T = 1/(1 + 0,25)^{28} = 0,0019;$$

$$\text{ЧДД} = 2848102049,4 \times 0,0037 - 1511939196,4 \times 0,0019 = 7665293,11;$$

$$I_D = 2848102049,4 \times 0,0037 / 1511939196,4 \times 0,0019 = 3,67.$$

По полученным точкам строим график, график зависимости чистого дисконтированного дохода от величины учетной ставки

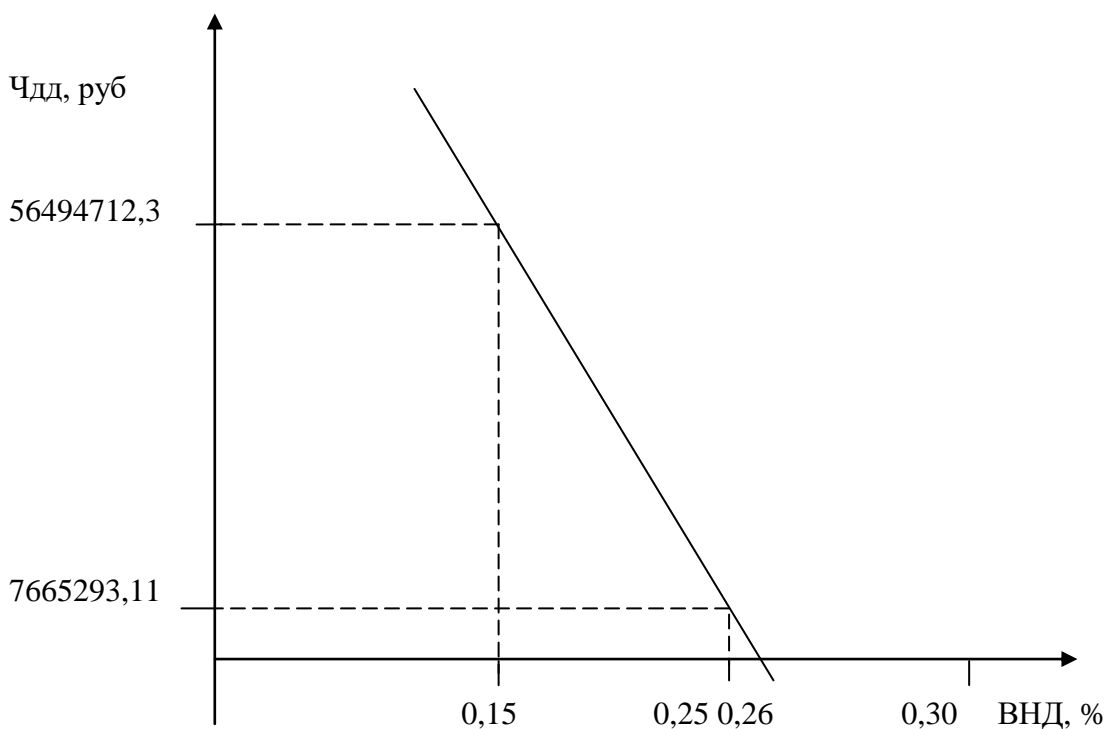


Рисунок 7 – График зависимости ЧДД от величины учетной ставки

8.13 Технико-экономические показатели

Основные технико-экономические показатели, рассчитанные в проекте, сводим в единую таблицу 41.

Таблица 41– Технико-экономические показатели

Показатели	Ед. измерений	Проект.	Факт.
Производственная мощность	млн. т/год	7,344	6,969
Продукция: флотационный концентрат			
Производственная программа по концентрату	т/год	3,01	2,09
Цена ед. продукции	руб./г	2100	2100
Списочная численность работников	чел.	252	280
Годовой фонд заработной платы	млн.руб	284,95	337,82
Основные фонды	млн.руб	1111,95	3173,5
Оборотные фонды	млн.руб	1672,84	2579,49
Полная себестоимость	млн.руб	3602,60	3607,43
Товарная продукция	млн.руб	6321	4852,25
Прибыль валовая	млн.руб	2718,39	1244,82
Прибыль чистая	млн.руб	2065,98	995,85
Налог с прибыли, 24%	млн.руб	652,41	248,96
Рентабельность	%	57	27,61
Плата за размещение отходов	млн.руб	28,07	
Чистый дисконтированный доход	млн.руб	56,49	
Внутренняя норма доходности	%	26	
Индекс доходности	ед.	2,9	
Срок окупаемости	лет	2,2	

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

В данной пояснительной записке представлен проект обогатительной фабрики на базе руд месторождения «Маломыр». Проект обогатительной фабрики предусматривает переработку упорных сульфидных руд месторождения.

В проекте предложена флотационная технология, с последующей автоклавной обработкой концентрата.

В дипломном проекте произведен расчет качественно-количественной и водно-шламовой схем, рассчитано и выбрано основное технологическое оборудование. Проработаны вопросы водоснабжения, электроснабжения, отопления, а также комплексно выполнены решения по производственной и экологической безопасности.

Товарным продуктом является сульфидный флотационный концентрат, удовлетворяющий требованиям ТУ 117-2-6-75, с содержанием золота 24,5 г/т. Извлечение золота в концентрат составляет 84,9%.

В специальной части была рассмотрена детоксикация флотационных отходов, а именно дебалансовых вод, методом известково-купоросной обработки для дальнейшего их использования в процессе обогащения в качестве оборотной воды.

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,- Благовещенск, 2008. – 29 с.
- 5 Закон РФ "О недрах" – №2395-1, принят 21 февраля 1992 г.
- 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.: Стандартиформ, 2008. – 2 с.
- 7 ГОСТ 12.1.004-91 ССБТ «Пожарная безопасность. Общие требования». – М.: Стандартиформ, 1991. - 3 с.
- 8 ГОСТ 12.1.010-76. Взрывобезопасность.; введ. 01.01.78. – М.: Изд-во стандартов, 2002. – 2 с.
- 9 ГОСТ 12.1.002-75. Процессы производственные.; введ. 01.07.76. – М.: Стандартиформ, 2007. – 2 с.
- 10 ГОСТ 3.1120 – 83. Единая система технологической документации.; введ. 01.01.85. – М.: Стандартиформ, 2012. – 2 с.
- 11 ГОСТ 12.2.003 – 91. Оборудование производственное. – Взамен ГОСТ 12.2.003-74; введ. 01.01.92. – М.: Изд-во стандартов, 2001. – 2 с.
- 12 ГОСТ 12.2.007.8 – 75. Устройства электросварочные и для плазменной обработки.; введ. 01.01.78. – М.: Изд-во стандартов, 2001. – 2 с.

13 Кармазин, В.И. Расчеты технологических показателей обогащения полезных ископаемых /В.И.Кармазин, И.К. Младецкий, П.И Пилов. - М.: Горная книга МГУ, 2009. – 221 с

14 Козин, В.З. Опробование, контроль и автоматизация производственных процессов / В.З. Козин , О.Н. Тихонов. - М.: Недра, 1990. – 9 с.

15 Разумов, К.А. Проектирование обогатительных фабрик / К.А Разумов, А.Е. Рогов, В.А. Перов. - М.: Недра, 1982. - 130 с.

16 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.

17 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.

18 Сводный отчет «ООО Маломырский рудник». - Благовещенск, 2010.

19 СП 51.13330.2011. Защита от шума. Актуализированная редакция СНиП 23-03-2003. – введ. 20.05.2011. - М.: ОАО «ЦПП», 2010. – 1с.

20 Кобзев, А.С. Предварительное обогащение золотосодержащих руд: учебное пособие / А.С. Кобзев. – М.; 2008. – 209 с.

21 Фатьянов, А.В. Проектирование обогатительных фабрик: справочное пособие / А.В. Фатьянов, Л.Г. Никитина, А.А Рябова. – Чита: Экспресс, 2004. – 308 с.

22 Фатьянов, А.В. Технология обогащения полезных ископаемых: учеб. пособие / А.В. Фатьянов, Л.Г Никитина, Е.В Глотова. – Чита: ЧитаГТУ, 2002. – 299 с.

23 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.

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

25 Добрынина, Н.А. Основы прикладной экологии: учебное пособие / Н.А. Добрынина, В.В. Перминов. – Чита: Изд-во Поиск, 2001. – 176 с.

26 Единые правила безопасности при дроблении, сортировке, обогащении полезных ископаемых и окусковании руд и концентратов. – М.: Академия горных наук, 2000. – 120 с.

27 Мязин, В.П. Сертификация и управление качеством минеральной продукции горнодобывающего и перерабатывающего комплекса: Учебное пособие. / В.П. Мязин. – Чита: Изд-во ЧитаГУ, 2010. – 41 с.

28 ПОТ Р М-016-2001 «Межотраслевые правила по охране труда при эксплуатации электроустановок». – М.: Стандартиформ, 2002. - 2 с.

29 ППБ-С «Правила техники безопасности при эксплуатации электроустановок потребителей». – М.: Стандартиформ, 2002. - 2 с.

30 СНиП 21-01-97 «Пожарной безопасности зданий и сооружений» приняты постановлением Минстроя РФ от 13 февраля 1997 г. N 18-7 в редакции от 3 июня 1999 г., 19 июля 2002 г.

31 НПБ 88-2001 «Установки пожаротушения и сигнализации. Нормы и правила проектирования». – М.: Стандартиформ, 2002. - 2 с.

32 НПБ 110-03 «Перечень зданий, сооружений, помещений и оборудования, подлежащих защите автоматическими установками пожаротушения и автоматической пожарной сигнализацией». – М.: Стандартиформ, 2002. - 2 с.

33 ППБ 01-03 «Правил пожарной безопасности в Российской Федерации». Утверждены приказом МЧС России от 18 июня 2003 г. № 313. – М.: Стандартиформ, 2002. - 2 с.

34 Федеральный закон №116-ФЗ от 21.07.1997 – «О промышленной безопасности опасных производственных объектов». – М.: Стандартиформ, 2002. - 2 с.

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

36 СНиП 21-01-97 «Пожарной безопасности зданий и сооружений». – М.: Стандартиформ, 2002. - 2 с.

37 ПОТ Р М-016 «Межотраслевые правила по охране труда (правила безопасности) при эксплуатации электроустановок» – М.: Стандартиформ, - 2001.- 3 с.

38 Закон РФ "Об охране атмосферного воздуха" от 04.05.1999 N 96-ФЗ (последняя редакция). 4 мая 1999 года N96-ФЗ.

39 ПБ 11-549-03 «Правила безопасности в производстве благородных металлов, сплавов и их полуфабрикатов». – М.: Стандартиформ, 2001. - 3 с.

40 ГОСТ 12.2.105-84 «Система стандартов безопасности труда. Оборудование обогатительное. Общие требования безопасности». – М.: Стандартиформ, 2001. - 4 с.

41 СНиП 23-03-2003 «Защита от шума» – М.: Стандартиформ, 2002. - 2 с.

42 РД 52.04.186-89 «Руководство по контролю загрязнения атмосферы». – М.: Ростехнадзор, 2002. - 2 с.

43 ГОСТ Р 56062 «Производственный экологический контроль водного баланса. Общие положения». – М.: Стандартиформ, 2008. - 2 с.

44 ГОСТ 17.4.3.04-85 «Охрана природы. Почвы. Общие требования к контролю и охране от загрязнения». – М.: Стандартиформ, 2008. - 2 с.

45 ГОСТ 17.1.3.06-82 «Охрана природы. Гидросфера. Общие требования к охране подземных вод». – М.: Стандартиформ, 2008. - 3 с.

46 ГОСТ 17.5.3.04-83 «Охрана природы. Земли. Общие требования к рекультивации земель» – М.: Стандартиформ, 2008. - 2 с.

47 ГОСТ Р 55086-2012 «Ресурсосбережение. Обращение с отходами. Базовые показатели для обеспечения экологической безопасности при ликвидации отходов». – М.: Стандартиформ, 2008. - 4 с.