

**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

Зав.кафедрой

\_\_\_\_\_ И.В.Бучко

«\_\_» \_\_\_\_\_ 2018 г.

**ДИПЛОМНЫЙ ПРОЕКТ**

на тему: Проектирование золотоизвлекательной фабрики на базе руд  
месторождения «Маломыр»

Исполнитель

студент группы 216-ос

\_\_\_\_\_

Е.Ю. Батаев

Руководитель

профессор, д.г. – м.н.

\_\_\_\_\_

Т.В. Кезина

Консультанты:

по разделу безопасность  
и экологичность проекта

профессор, д.г. - м.н.

\_\_\_\_\_

Т.В. Кезина

по разделу геология

профессор, д.г. - м.н.

\_\_\_\_\_

И.В. Бучко

по разделу экономика

доцент, к.т.н

\_\_\_\_\_

К.К. Размахнин

Нормоконтроль

ст. преподаватель

\_\_\_\_\_

С.М. Авраменко

Рецензент

\_\_\_\_\_

А.А. Дубов

Благовещенск 2018

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

Факультет Инженерно-физический  
Кафедра Геологии и природопользования

УТВЕРЖДАЮ

Зав.кафедрой

\_\_\_\_\_ И.В.Бучко

«\_\_\_» \_\_\_\_\_ 2018 г.

**ЗАДАНИЕ**

К выпускному квалификационному проекту студента группы 216-ос

Батаев Евгений Юрьевич

1. Тема выпускного квалификационного проекта: «Проектирование золотоизвлекательной фабрики на базе руд месторождения «Маломыр»

2. Срок сдачи студентом законченного выпускного квалификационного проекта: 15 февраля 2018 г.

3. Исходные данные к выпускному квалификационному проекту:  $Q = 760$  т/ч,  
 $a = 1,44$  г/т.

4. Содержание выпускного квалификационного проекта: Общая характеристика района, технологическая часть, выбор и расчёт основного оборудования, выбор и расчёт вспомогательного оборудования, вспомогательные службы, безопасность проекта, экономическая часть, экологичность проекта специальная часть, контроль и опробывание.

5. Перечень материалов: 115 страниц, 3 рисунка, 39 таблиц, 79 формул, 45 источников.

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

6. Дата выдачи задания: 28 сентября 2017 г.

Руководитель выпускного квалификационного проекта: Татьяна Владимировна Кезина

Задание принял к исполнению (дата): \_\_\_\_\_

## РЕФЕРАТ

Дипломный проект содержит 115 страниц, 3 рисунка, 39 таблиц, 79 формул, 45 источников.

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

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

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

В специальной части дипломного проекта рассмотреть сорбционные методы извлечения золота из пульпы.

## СОДЕРЖАНИЕ

Введение	5
1 Общая характеристика района	9
1.1 Основные сведения о районе работ	9
1.2 Геологическое строение территории	10
1.3 Вещественный состав руд	12
2 Технологическая часть	17
2.1 Обоснование технологической схемы и ее описание	17
2.2 Флотационное обогащение	20
2.3 Описание схемы гидрометаллургического передела	20
2.4 Расчет качественно-количественной схемы обогащения	22
2.5 Расчет водно-шламовой схемы обогащения	29
2.6 Расход общей и свежей воды по обогатительной фабрике	36
2.7 Характеристика и технические требования к конечной продукции	36
3 Выбор и расчет основного оборудования	37
3.1 Выбор и расчет оборудования для крупного дробления	37
3.2 Выбор и расчет мельниц измельчения	38
3.3 Выбор и расчет оборудования для грохочения	42
3.4 Выбор и расчет гидроциклонов	43
3.5 Выбор и расчет оборудования для второй стадии измельчения	45
3.6 Выбор и расчет флотационных машин	49

3.7 Узел доизмельчения концентрата флотации	51
3.6 Выбор и расчет мельниц доизмельчения	52
4 Выбор и расчет вспомогательного оборудования	54
4.1 Выбор и расчет бункера дробленой руды	54
4.2 Выбор и расчет сгустителя	55
4.3 Выбор и расчет песковых насосов	56
4.4 Выбор и расчет ленточных конвейеров	57
4.5 Выбор и расчет контактного чана	58
4.6 Выбор подъемно-транспортных устройств	58
5 Вспомогательные службы	59
5.1 Электроснабжение	59
5.2 Теплоснабжение	60
5.3 Водоснабжение и канализация	61
5.4 Хвостовое хозяйство	62
5.5 Система оборотного и технического водоснабжения	62
5.6 Реагентное хозяйство	62
5.7 Ремонтно-механическая служба	63
5.8 Производственный дренаж полов в корпусах обогатительной фабрики	64
6 Безопасность проекта	65
6.1 Мероприятия по снижению опасности на проектируемой золотоизвлекательной фабрике	66

6.2 Нормализация параметров микроклимата	66
6.3 Защита от производственной пыли и вредных газов	67
6.4 Мероприятия по снижению шума и вибрации	69
6.5 Мероприятия направленные на снижение опасностей техногенного характера	69
6.6 Мероприятия направленные на снижение опасности при подъемно-транспортных работах	70
6.7 Техника безопасности при эксплуатации электроустановок и электрооборудования	71
6.8 Пожарная безопасность	72
7 Специальная часть	74
7.1 Литературный обзор	76
7.2 Состав, структура и синтез ионообменных смол	78
7.3 Свойства ионообменных смол	78
8 Экономическая часть	79
8.1 Введение	79
8.2 Режим работы, графики сменности, баланс рабочего времени	80
8.3 Производственная мощность, производственная программа и товарная продукция фабрики	81
8.4 Численность трудящихся	83
8.5 Производительность труда	84
8.6 Расчет заработной платы	85
8.7 Основные фонды	88

8.8 Эффективность использования основных фондов	90
8.9 Себестоимость продукции	91
8.10 Прибыль и рентабельность	92
8.11 Определение платы за загрязнение окружающей среды и размещение отходов	92
8.12 Показатели экономической эффективности	93
9 Экологичность проекта	96
9.1 Экологические аспекты промышленного производства золота из руд месторождения «Маломыр»	96
9.2 Охрана атмосферного воздуха от загрязнения	96
9.3 Охрана поверхностных и подземных вод	98
9.4 Охрана почв от отходов производства	101
9.5 Рекультивация нарушенных земель	104
9.6 Хвостохранилище	104
9.7 Дамба	106
10 Контроль и опробование	107
10.1 Контроль технологического процесса	107
Заключение	110
Библиографический список	111
Приложение А	

## ВВЕДЕНИЕ

Золото – один из немногих металлов, находящихся в природе в самородном состоянии. Куски и крупы этого металла, отличающиеся характерным цветом, блеском и высокой плотностью, давно привлекали внимание человека. Золото первый металл, известный человеку уже несколько тысячелетий.

В древности золото добывали с использованием крайне примитивных технических средств. На древних египетских рудниках вручную дробили добытые золотые руды, доизмельчали их в каменных ступах и истирали в жерновах. Для выделения золотинок вели промывку на примитивных шлюзах, покрытых шкурами животных. Основные центры добычи золота в древности располагались в Верхнем Египте, Нубии, Испании, Колхиде.

Бурное развитие капитализма в XIX веке, интенсивные торговые отношения между государствами увеличили спрос на драгоценные металлы, особенно на золото, что привело к поиску и открытию новых россыпных и рудных месторождений в Калифорнии и Австралии. В этот период совершенствуются способы технологии добычи и извлечения золота: строятся механизированные толчейные амальгамационные фабрики, внедряются процессы обжига и хлоринации руд, применяются промывочные механизмы и шлюзы.

Резкий и длительный подъем золотопромышленности наблюдался в 90-е годы 19-го столетия, когда были открыты и стали эксплуатироваться месторождения коренных золотосодержащих руд в Южной Африке, которые вплоть до настоящего времени обеспечивают около 80% мировой добычи золота. Почти одновременно были открыты, хотя и меньшие по запасам, но всё же значительные, месторождения золота в Индии и на Аляске [3].

На территории России золото добывалось ещё в отдалённые времена, однако достоверных данных об этом периоде не имеется. Первым документом указывает на открытие в 1732 году рудного золота в Олонецком крае (ныне

Карелия), а в 1744 г – на Урале в районе Березовска. В 1814 г сын уральского мастерового Л.И. Брусницын положил начало разработке золотосодержащих россыпей. Изобретенные им приемы поиска и промывки золотосодержащих песков способствовали открытию и вовлечению в эксплуатацию многочисленных россыпей Урала, Алтая, Лены, Забайкалья. Благодаря этому, Россия к 1820 г. становится главной золотодобывающей державой в мире. Однако, уже с 1850 г. ведущая роль в добыче золота переходит к США, а позднее к Южной Африке.

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

В первой половине 19 века на Урале широко применяли бутары. В тридцатые годы 19 века появились прототипы гидромониторов. В 1886 году на Качканарском руднике на Урале пущен первый в России завод по извлечению золота цианированием [3].

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

Основные задачи дипломного проектирования:

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

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

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

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

Дипломный проект основан на следующих фактических материалах: технологическая инструкция ЗИФ Маломырский рудник, технологический регламент Маломыр 2012 года.

Золото сыграло важную роль в мировых товарно-денежных отношениях вследствие того, что этот металл весьма компактен, имеет незначительный вес при значительной массе, не изменяется в обычных условиях. Что позволяет хранить его практически без ограниченного срока. Золото гораздо удобнее для перевозки, чем бумажные деньги. Золото служит удобным мерилем стоимости любого товара, а его высокая ценность остается во все времена постоянной.

Если раньше золото непосредственно использовалось в качестве денег в виде монет различного достоинства, то в настоящее время золото юридически устранено из денежного обращения и формально утратило связь с денежной системой. Тем не менее, как бывший денежный металл, золото продолжает служить абсолютным покупательным и платежным средством. Для государств золото является страховым и резервным фондом, позволяющим в случае крайней необходимости получать платежные средства в любой национальной валюте. Вот почему каждое государство стремится создать свой «золотой» запас, как средство обеспечения национальной валюты, и для создания страхового фонда в случае катастроф и стихийных бедствий [1].

Вторая область применения золота (примерно 15-20%) – промышленность и ювелирное дело. Золото высокотехнологический металл, из него легко изготовить сверхтонкую фольгу и микронную проволоку, оно хорошо паяется и сваривается под давлением, золотые покрытия хорошо наносятся на металл и керамику. Золото почти полностью отражает инфракрасные лучи, обладает высокой электропроводностью. Такая совокупность полезных свойств золота

является причиной широкого его использования в важнейших отраслях промышленности, таких как электроника, техника связи, космическая и авиационная техника. Ядерная энергетика, измерительная аппаратура и др.

Значительные количества золота потребляет стоматология – коронки и зубные протезы изготавливаются из сплавов золота с серебром, медью, никелем, платиной. Такие сплавы сочетают коррозионную стойкость с высокими механическими свойствами.

Традиционно большое количество золота потребляет ювелирная промышленность. Ювелирные изделия, как правило, изготавливают не из чистого золота, а из его сплавов с другими металлами, в основном с серебром, медью, цинком и др. [1, 40]

# 1 ОБЩАЯ ХАРАКТЕРИСТИКА РАЙОНА

## 1.1 Основные сведения о районе работ

Маломырское месторождение золота расположено в Селемджинском районе Амурской области, в бассейне ручьев Сухоныр и Маломыр (левые притоки р.Ниж.Стойба), в 40 км к северу от пос. Стойба, в 80 км к западу от районного центра пос. Экимчан и в 65 км к западу от Токурского золоторудного месторождения. Расстояние от месторождения до станции Февральск, Байкало-Амурской ж-д. магистрали, составляет 120 км [1].

Район занимает обширную территорию 46,7 тыс. кв. км (12,9% территории Амурской области). В районе 7 поселков городского типа и 8 сельских населенных пунктов. Районный центр - поселок Экимчан [1].

В структурном отношении месторождение Маломыр приурочено к Нижнестойбинскому золоторудному узлу Джагды-Селемджинской металлогенической зоны [1, 23].

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

Климат района континентальный. Зима умеренно суровая, продолжительная; лето короткое и умеренно теплое. Наиболее холодным месяцем года является январь. Его средняя температура воздуха составляет -29,7°С, средняя минимальная температура -36,1°С. Наиболее теплым месяцем является июль. Его средняя температура воздуха составляет 18°С, средняя максимальная температура 25,5°С. Первые заморозки приходятся на конец августа [23].

Месторождение находится в районе прерывистого и массивно-островного распространения многолетней мерзлоты. Глубина залегания кровли мерзлоты в

летние месяцы составляет 0,5-1 м на северных склонах и 2-4 м – на южных склонах. Мощность мерзлых пород достигает 35-60 м [23].

## **1.2 Геологическое строение территории**

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

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

Основную часть площади в районе рудного поля составляют континентально-осадочные метаморфизованные отложения златоустовской свиты позднепалеозойского возраста [23].

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

Отложения сагурской свиты распространены по периферии выхода пород златоустовской свиты, слагая полосу субширотного-северо-западного простирания шириной 2-3 км, ограниченную с юга Южно-Тукурингским разломом. Породы свиты представлены рассланцованными песчаниками, филлитизированными глинистыми сланцами, серицит-альбит-кварцевыми,

эпидот-актинолит-альбитовыми сланцами и метабазальтами. Общая мощность свиты около 660 м [23, 24].

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

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

Техногенные образования мощностью до 10-15 м сформировались на участках старательских отработок (долины р. Нижняя Стойба, руч. Маломыр руч. Сухоныр). Сложены они преимущественно щебнем, дресвой, галечниками, валунниками. На территории месторождения выделяются три разновозрастных интрузивных комплекса: среднепалеозойский интрузивный комплекс (субсогласные магматические тела среднего и основного состава); позднепалеозойский интрузивный комплекс (пластовые и секущие интрузивно-субвулканические тела порфировых и порфиroidных 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 [23, 24].

Падение тектонических контактов повсеместно крутое 70-90°.

В пределах месторождения широким развитием пользуются дайки андезитов, андезитовых и микродиоритовых порфиритов. Простираются даек

северо-восточное, реже широтное и субмеридиональное, падение крутое на северо-запад. Мощность даек 3-5 м с протяженностью по простиранию до сотен метров [24].

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

Золотокварцевая минерализация оказалась менее изученной. В процессе дальнейших работ следует ориентироваться как на оценку золотосульфидного оруденения, так и жильно-прожилкового. В возрастном отношении золотоносная кварцевожильная и жильно прожилковая минерализация является более молодой по сравнению с золотосульфидной прожилково-вкрапленной. Преимущественно она развивается более интенсивно на верхних горизонтах (уровнях) по сравнению с золотосульфидной [24].

### **1.3 Вещественный состав руд**

**Основным ценным компонентом является золото, его содержание в руде составляет 1,44 г/т. Серебро, при содержании менее 1,0 г/т, относится к попутно извлекаемому компоненту [24].**

**Первичные руды месторождения состоят из в разной степени окварцованных и дробленых углеродисто-слюдисто-кварцевых, хлорит-эпидот-слюдисто-кварцевых, слюдисто-кварцевых и полейвошпат-**

**слюдисто-кварцевых сланцев, кварцевых метасоматитов и брекчий на кварцевом и кварцево-глинистом цементе.**

**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 [24].**

*Таблица 1- Химический состав руды*

Компоненты	Массовая доля, %	Содержание, г/т
SiO <sub>2</sub>	56,7	
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	15,5	
TiO <sub>2</sub>	1,44	
CaO	9,76	
MnO	0,24	
K <sub>2</sub> O	3,5	
P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	1,5	
Fe	3,8	
S	2,15	
As	0,63	
Sb	0,007	
Zn	0,014	
Cu	0,019	
CO <sub>2</sub>	4,58	
C <sub>орг</sub>	0,15	

Au	-	1,44
Ag	-	1
Итого:	100	2,44

*Минеральный состав руды представлен в таблице 2, из которой следует, что основными породообразующими минералами является кварц, полевые шпаты и слюдисто-гидрослюдистые образования [24].*

*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 дупирамидальной формы и их сростаниями [24].*

*Таблица 2- Минеральный состав руды*

Минералы, группы минералов	Массовая доля, %
Кварц	38,9
Слюда-гидрослюда	21,0
Полевые шпаты (плагиоклаз, ортоклаз)	24,0
Карбонаты (кальцит, доломит, анкерит)	10,0
Углистое вещество	1,3
Магнетит	Единичные знаки
Гидроксиды железа (гетит, лимонит)	0,3
Сульфиды:	
пирит	3,2
арсенопирит	1,3
халькопирит	Единичные знаки
Итого:	100,0

Руды месторождения Маломир группируются в пять основных рудоносных зон, конформных Диагональной зоне (угол падения 15-30° на северо-запад). В плане рудные тела выходят из единого центра в северо-восточной части Диагональной зоны и расходятся в ее юго-западной части, образуя структуру типа «конского хвоста». Рудные тела, разобщенные на поверхности и в приповерхностной части, на глубине 250-300 м сходятся в единую зону [22, 24].

Сульфидная минерализация, представленная преимущественно пиритом и арсенопиритом, проявлена в виде рассеянной вкрапленности, гнезд, прожилков. Размер отдельных зерен сульфидных минералов изменяется от 0,01 до 1 мм. Основная их масса сосредоточена в интервале крупности от 0,02 до 0,3 мм. Мощность скоплений и жильных выделений - первые миллиметры.

*Кварц-полевошпатовые, кварцевые метасоматиты.* Порода, в основном, светло-серого цвета. Макротекстура массивная, пятнистая, брекчиевидная; структура тонко-, мелкозернистая. Микроструктура гранобластовая, участками реликтовая.

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

*Жильный кварц* – кварцевая жильная составляющая проявлена в виде маломощных прожилков и разноориентированных жилков, мощностью первые сантиметры [24].

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

Количественный минеральный состав изучен на дробленном материале исходной руды крупностью минус 2,0 мм с использованием данных

микроскопических исследований прозрачных и полированных шлифов. Результаты минералогического анализа скорректированы с данными химического и рентгеноструктурного анализов. Породообразующие минералы составляют основную массу (97,2 %) пробы руды, при этом значительно преобладают полевые шпаты и кварц [22, 24].

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

Таким образом:

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

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

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

- по степени окисления железа (3.8%) руда относится к типу первичных руд;

Из вторичных образований железа преобладает лимонит;

- 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;

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

## 2 ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ ЧАСТЬ

### 2.1 Обоснование технологической схемы и ее описание

Результаты исследования показывают, что руды содержат промышленный компонент – золото. Они труднообогатимы из-за высокой степени карбонатности [24].

Практика обогащения золотосодержащих руд показывает, что извлечение металла рекомендуется производить методом флотации.

Разработанная схема обогащения руд относительно простая, не требует дорогостоящих реагентов, легко реализуема в промышленных масштабах, в тоже время достаточно эффективна.

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

- 1) число используемых методов
- 2) число используемых в каждом методе процессов
- 3) число используемых в каждом процессе операций
- 4) число используемых стадий изменения крупности полезного ископаемого.

Выбор обогатительного процесса определяется характером вкрапленности разделяемых минералов, различиями в разделительных признаках минералов, технико-экономическими расчетными данными для каждого конкурирующего процесса.

Выбор числа операций для осуществления каждого процесса определяется требованиями к конечным продуктам по содержанию и извлечению ценного компонента и техническими возможностями обогатительных аппаратов [44].

Специфической особенностью золотосодержащих руд Маломирского месторождения является низкое содержание в них ценного компонента, а так же упорность к процессу цианирования. На основании вышеизложенного для

переработки первичных руд месторождения «Маломыр» выбрана флотационная схема [44].

Крупное дробление исходной руды осуществляется в щековой дробилке ЩДС – 1,6-6 для первого блока и ЩДС – 7,5-9 для второго блока. Руда после крупного дробления с помощью наклонного ленточного конвейера подается на эстакаду, где реверсивным конвейером разгружается на напольный склад (рудный двор) дробленой руды.

Дробленая руда из открытого напольного бункера (рудного склада) попадает в пластинчатый питатель (по два питателя на каждый измельчительный блок). Далее руда поступает на ленточный конвейер, на котором подвергается взвешиванию конвейерными весами.

Руда с ленты конвейера через загрузочную тележку поступает в мельницу ММПС 90×30А типа «Каскад». После, поступает на грохот ГИС-42, для разделения по классу крупности. Слив самотеком попадает на сетку для улавливания крупной щепы, которую периодически необходимо удалять вручную. Надрешетный продукт идет обратно в мельницу, а подрешетный продукт поступает в гидроциклоны. Пульпа из зумпфа грохота песковым насосом подается на батарею из 8 гидроциклонов ГЦР-500. На каждом зумпфе установлены по два песковых насоса.

Пески гидроциклонов поступают на доизмельчение в две шаровые мельницы МШЦ 45×60. Разгрузка шаровой мельницы (измельченный продукт) поступает в зумпф. Таким образом, цикл доизмельчения замыкается, пески гидроциклонов циркулируют по схеме [29, 44].

Слив гидроциклонов класса (-0,071 мм) является конечным продуктом измельчения и поступает в сливной короб, из которого направляется на ветку флотации. Схема флотации предусматривает основную и две контрольных операции с двумя перечистками основного концентрата, промпродукт перечистки и концентрат контрольной флотации отправляются на промпродуктовую флотацию. Концентраты первой перечистки объединяются и подвергаются второй перечистке с получением флотоконцентрата. Хвосты

второй контрольной флотации направляются в хвостохранилище. Флотоконцентрат второй перечисточной флотации направляется на сгущение в высокоскоростной сгуститель РС-9, после осаждения сгущенный продукт подается на автоклавное выщелачивание для вскрытия золота, заключённого в сульфидах [4, 29].

Принципиальная схема обогащения золотосодержащих руд месторождения «Маломыр» представлена на рисунке 1.

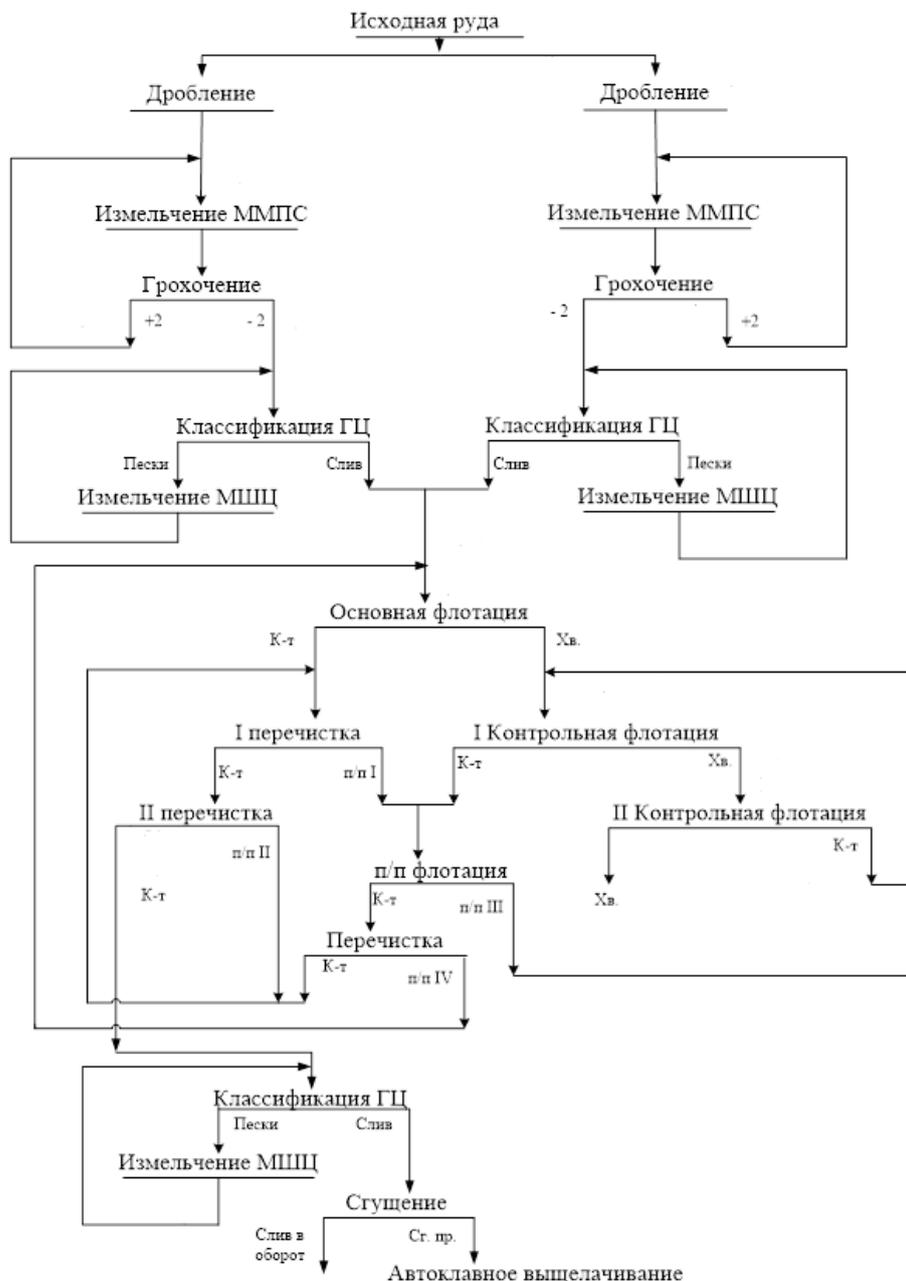


Рисунок 1 – Принципиальная схема обогащения золотосодержащих руд месторождения «Маломыр»

## 2.2 Флотационное обогащение

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.

Подача реагентов на основную флотацию (собиратель + вспениватель) осуществляется совместно в поток пульпы. Подача реагентов на контрольную флотацию – дозаторами в разгрузочный карман основной флотации [41].

## 2.3 Описание схемы обогащения

Переработка руды месторождения «Маломыр» осуществляется по следующей схеме:

*Крупное дробление руды* – руда крупностью 600-650мм поступает в приемный бункер дробильного отделения, снабженной колосниковой решеткой с размером ячеек 650 мм. Негабариты додрабливаются гидравлическим бутобоем.

Руда крупностью минус 200 мм подвергается измельчению на первой стадии в мельницах *полусамоизмельчения* ММПС 90×30А, на разгрузочной цапфе которых установлена обратная бутара с размером отверстий 12 мм.

*Грохочение* производится на грохотах типа ГИС-42. Надрешетный продукт грохота направляется в мельницу *полусамоизмельчения*, а подрешетный продукт с помощью песковых насосов подается на гидроциклоны типа ГЦР-50 [2, 26, 29].

*Шаровое измельчение руды* на второй стадии осуществляется в мельницах с центральной разгрузкой МШЦ 45×60, на которых рекомендуется установить бутары с отверстиями 10 мм для выведения мелких шаров и скрапа.

*Классификация измельченной руды* проводится в батарее гидроциклонов ГЦР-500 16 штук (8 рабочих + 8 резервных), откуда слив поступает в отделение флотации, а пески на доизмельчение в шаровые мельницы типа МШЦ 45×60.

*Основная флотация продуктов классификации* (слив гидроциклонов крупностью 78-80% класса минус 0,071 мм) осуществляется в пневмомеханических флотомашинах чанового типа ФПМ-50 10 камер с направлением хвостов на 1-ую контрольную флотацию, а концентрата – на пречестные.

*Контрольная флотация хвостов основной флотации* проводится также в пневмомеханических флотомашинах чанового типа ФПМ-50 12 камер с направлением хвостов на 2-ую контрольную флотацию, а концентрата совместно с промпродуктом 1-ой перерешетки на промпродуктовую флотацию во флотомашину ФПМ-20 8 камер, хвосты которой направляются совместно с концентратом 2-ой контрольной флотации на 1-ую контрольную флотацию, а концентрат на основную перерешетку.

*Для 2-ой контрольной флотации* используют пневмомеханические флотомшины чанового типа ФПМ-50 8 камер с направлением хвостов флотации в наливное хвостохранилище, а концентрата в 1-ую контрольную флотацию.

*Перерешетные операции* проводят в пневмомеханических флотомашинах чанового типа ФПМ-50 6 камер для 1-ой перерешетки, откуда концентрат поступает во вторую перерешетку флотомашины чанового типа ФПМ-20 2 камеры. Концентрат 2-ой перерешетки направляется в узел доизмельчения, а промпродукт совместно с концентратом основной перерешетки поступает на 1-ую перерешетку [2, 26, 29].

*Основная перерешетка* осуществляется в пневмомеханической машине ФПМ-20 6 камер, откуда промпродукт поступает в основную флотацию.

*Реагентный режим* по проекту применяются следующие реагенты:

- бутиловый ксантогенат
- вспеневатель Т-92

Бутиловый ксантогенат поставляется на площадку в виде порошка, запечатанного в барабаны для химических продуктов БТ-ПБ–100 ГОСТ 5044-79. В отделении приготовления реагентов происходит его растворение в воде до

получения раствора. Готовый раствор перекачивается в отделение флотации в бак-дозатор, от куда порционно поступает в процесс. Точки подачи ксантогената: основная флотация и первая контрольная флотация.

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 из бака дозатора в основную флотацию, первую контрольную флотацию и вторую контрольную флотацию.

В узле доизмельчения концентрат флотации крупностью 82% класса минус 0,071 мм классифицируется в батарее гидроциклонов ГЦ-250 из 16 штук (8 рабочих +8 резервных). Пески гидроциклона поступают на измельчение в шаровую мельницу с центральной разгрузкой МЦЦ-27×36. Слив гидроциклона крупностью 95% класса минус 0,071 мм поступает на сгущение в высокоскоростной сгуститель РС-9. Сгущенный продукт с массовой долей твердого – 50% - на автоклавное окисление [26, 29].

#### **2.4 Расчет качественно-количественной схемы обогащения**

Задачей качественно-количественной схемы является определение численных значений основных показателей обогащения: производительности по твердому ( $Q$ ), выхода ( $\gamma$ ), содержание металла ( $\beta$ ) и извлечения ( $\varepsilon$ ) для всех продуктов обогащения. Расчеты рекомендуется проводить сначала с определением показателей  $Q$ ,  $\gamma$ ,  $\beta$  и  $\varepsilon$  по формулам:

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

где  $Q_n$  – производительность цеха обогащения, т/сут;

$\gamma_n$  – выход продуктов, %;

$Q_1$  – производительность о.ф., т/сут.

Расчет извлечений:

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

где  $\varepsilon_n$  – извлечение металла в продукт, %;

$\beta_n$  – содержание металла в продукте, %;

$\alpha$  – содержание металла в исходной руде, %.

Содержание золота в исходной руде  $\alpha = 1,44$  г/т;

Производительность по исходному сырью  $Q = 760$  т/час.

Исходные данные «баланс металла» для расчета количественно-качественной схемы приведены в таблице 3.

Таблица 3 – Общий баланс металла

Номер продуктов	Продукты	Выход $\gamma$ , %	Содержание металла $\beta$ , %	Извлечение металла $\varepsilon$ , %	Производит. Q, т/час
23	Хвосты	95	0.23	15,1	722
36	Сгущенный продукт	5	24.5	84.9	38
1	Исходная руда	100	1.44	100	760

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

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

- уравнения «баланса металла» - равенства суммы масс полезного ископаемого поступивших и вышедших продуктов обогащения для данной операции [32].

Схему представляем в виде упрощенной схемы представленной на рисунке 2.

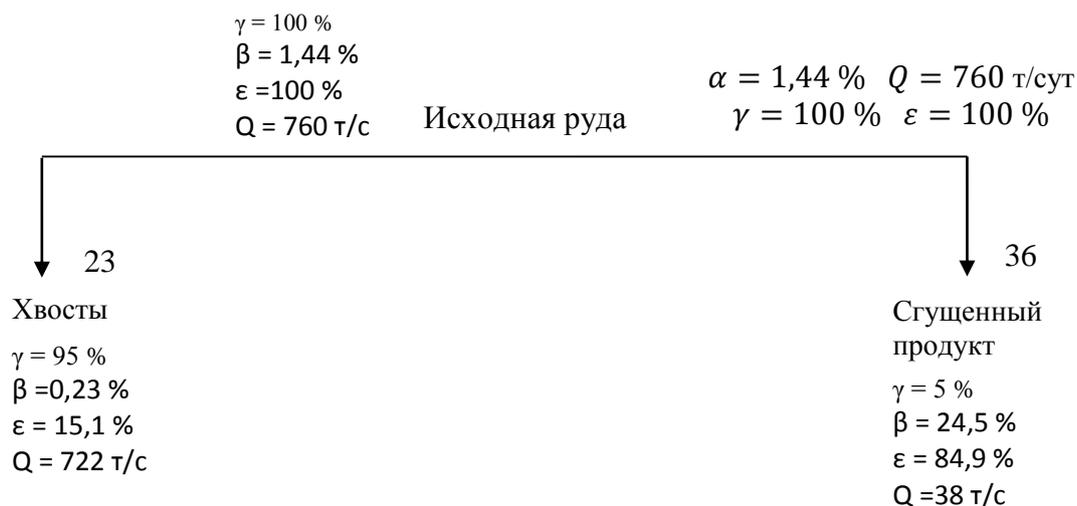


Рисунок 2 – Схема общего баланса металла

Составляем систему уравнений из рисунка 2:

$$\gamma_1 = \gamma_2 + \gamma_3$$

Из данной системы уравнений найдем  $\gamma_1$

(3)

$$\gamma_1 = 25 + 75 \quad (4)$$

$$\gamma_1 = 100$$

По аналогии находим все остальные показатели. Результаты расчетов качественно-количественной схемы сводим в таблицу 4.

Таблица 4 – Результаты расчетов качественно – количественной схемы

№ Позиции	Операция	Выход Au $\gamma$ , %	Содержание Au $\beta$ , г/т	Извлечение Au $\varepsilon$ , %	Производительность Q, т/ч
1	2	3	4	5	6
<b>I</b>	<b>Дробление</b>				
	Поступает				
1	Исходная руда	100			760,00
	Итого	100			760,00
	Выходит				
2	Дробленая руда	25			190
3	Дробленая руда	75			570
	Итого	100			760
<b>II</b>	<b>Измельчение ММПС</b>				
	Поступает				
2	Дробленая руда	25			190
3	Дробленая руда	75			570
6	Продукт + 2	25			190
9	Продукт + 2	75			570
	Итого	200			1520
	Выходит				
4	Слив мельницы ММПС	50			380
5	Слив мельницы ММПС	150			1140
	Итого	200			1520
<b>III</b>	<b>Грохочение</b>				
	Поступает				

Продолжение таблицы 4

1	2	3	4	5	6
4	Слив мельницы ММПС	50			380
5	Слив мельницы ММПС	150			1140
	Итого	200			1520
	Выходит				
7	Продукт – 2	25			190
8	Продукт – 2	75			570
6	Продукт + 2	25			190
9	Продукт + 2	75			570
	Итого	200			1520
<b>IV</b>	<b>Класификация ГЦ</b>				
	Поступает				
14	Слив мельницы МШЦ	62.5	1,7	73.8	475
7	Продукт – 2	25	1.44	25	190
15	Слив мельницы МШЦ	187.5	1.7	221.4	1425
8	Продукт – 2	75	1.26	75	570
	Итого	350	1.62	395.2	2660
	Выходит				
10	Пески	62.5	1.7	73.8	475
11	Слив	25	1.44	25	190
13	Пески	187.5	1.7	221.4	1425
12	Слив	75	1.44	75	570
	Итого	350	1.62	395.2	2660
<b>V</b>	<b>Измельчение МШЦ</b>				
	Поступает				
10	Пески	62.5	1.7	73.8	475
13	Пески	187.5	1.7	221.4	1425
	Итого:	250	1.7	295.2	1900

Продолжение таблицы 4

1	2	3	4	5	6
	Выходит				
14	Слив мельницы МШЦ	62.5	1.7	73.8	475
15	Слив мельницы МШЦ	187.5	1.7	221.4	1425
	Итого	250	1.7	295.2	1900
<b>VI</b>	<b>Основная флотация</b>				
	Поступает				
11	Слив	25	1,44	25	190
12	Слив	75	1.44	75	570
29	Промпродукт IV	8.78	1.39	8.5	66.73
	Итого	108.78	1.43	108.5	826.73
	Выходит				
16	Концентрат	8.5	9.8	57.8	64.6
17	Хвосты	100.28	0.73	50.7	762.13
	Итого	108.78	1.43	108.5	826.73
<b>VII</b>	<b>I Перечистка</b>				
	Поступает				
16	Концентрат	8.5	9.8	57.8	64.6
28	Концентрат	4.5	11.8	36.9	34.2
23	Промпродукт II	2	1.75	9.1	15.2
	Итого	15	9.96	103.8	114
	Выходит				
18	Концентрат	7	19.3	94.1	53.2
19	Промпродукт I	8	1.75	9.7	60.8
	Итого	15	9.96	103.8	114
<b>VIII</b>	<b>I Контрольная флотация</b>				
	Поступает				
17	Хвосты	100.28	0.73	50.7	762.13

## Продолжение таблицы 4

1	2	3	4	5	6
25	Концентрат	9.5	1,23	8,1	72.2
27	Промпродукт III	10.8	0.52	3.9	82.08
	Итого	120.58	0.74	62.7	916.41
	Выходит				
20	Концентрат	16.08	3.55	39.6	122.21
21	Хвосты	104,5	0.32	23.1	794.2
	Итого	120.58	0.74	62.7	916.41
<b>IX</b>	<b>II Перечистка</b>				
	Поступает				
18	Концентрат	7	19.3	94.1	53.2
	Итого	7	19.3	94.1	53.2
	Выходит				
22	Концентрат	5	24.5	84.9	38
23	Промпродукт II	2	6.6	9.1	15.2
	Итого	7	19.3	94	53.2
<b>X</b>	<b>II Контрольная флотация</b>				
	Поступает				
21	Хвосты	104.5	0.32	23.1	794.2
	Итого	104.5	0.32	23.1	794.2
	Выходит				
25	Концентрат	9.5	1.23	8.1	72.2
24	Хвосты	95	0.23	15.1	722
	Итого	104.5	0.32	23.2	794.2
<b>XI</b>	<b>II/п флотация</b>				
	Поступает				
19	Промпродукт I	8	1.75	9.7	60.8
20	Концентрат	16.08	3.55	39.6	122.21

## Продолжение таблицы 4

1	2	3	4	5	6
	Итого	24.08	2.95	49.3	183
	Выходит				
26	Концентрат	13.28	4.9	45.4	101
27	Промпродукт III	10.8	0.52	3.9	82
	Итого	24.08	2.95	49.3	183
<b>XII</b>	<b>Перечистка</b>				
	Поступает				
26	Концентрат	13.28	4.9	45.4	101
	Итого	13.28	4.9	45.4	101
	Выходит				
28	Концентрат	4.5	11.8	36.9	34.2
29	Промпродукт IV	8.78	1.39	8.5	66.8
	Итого	13.28	4.9	45.4	101
<b>XIII</b>	<b>Классификация ГЦ</b>				
	Поступает				
22	Концентрат	5	24.5	84.9	38
32	Слив мельницы МШЦ	20	14.9	206.9	152
	Итого	25	16.8	291.8	190
	Выходит				
31	Слив классификатора	5	24.5	84.9	38
30	Пески	20	14.9	206.9	152
	Итого	25	16.8	291.8	190
<b>XIV</b>	<b>Измельчение МШЦ</b>				
	Поступает				
30	Пески	20	14.9	206.9	152
	Итого	20	14.9	206.9	152
	Выходит				

1	2	3	4	5	6
32	Слив мельницы МШЦ	20	14.9	206.9	152
	Итого	20	14.9	206.9	152
<b>XV</b>	<b>Сгущение</b>				
	Поступает				
31	Слив классификатора	5	24.5	84.9	38
	Итого	5	24.5	84.9	38
	Выходит				
34	Слив в оборот				
33	Сгущенный продукт	5	24.5	84.9	38
	Итого	5	24.5	84.9	38

### 2.5 Расчет водно-шламовой схемы обогащения

В результате расчета водно-шламовой схемы в каждом продукте и в каждой операции определяются: весовое отношение Ж:Т, количество воды в операции или продукте; объем пульпы; количество воды, добавляемой в процессе или выводимой из него [32].

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

С помощью формулы:

$$W_n = Q_n \cdot R_n \quad (5)$$

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<sup>3</sup> в единицу времени;

По уравнению баланса определяется количество воды, добавляемой в отдельные операции и в отдельные продукты [32].

Находим объем пульпы, м<sup>3</sup>/сут –  $V_n$

$$V_n = Q_n \cdot (R_n + 1/\delta_n) \quad (6)$$

где  $\delta_n$  – удельный вес твердого в продукте

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

$$R_n = 100 - T_n / T_n \quad (7)$$

где  $T_n$  – содержание твердого, %

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

$$T_n = 100 / (R_n + 1) \quad (8)$$

Результаты расчетов каждой операции водно-шламовой схемы заносим в таблицу 5.

Таблица 5 – Результаты расчетов водно-шламовой схемы

№ Позици и	Операция	Твердого , %	Объем воды W, м <sup>3</sup> /час	Объем пульпы V, м <sup>3</sup> /час	Производи тельность Q, т/час	Разжижение, R
1	2	3	4	5	6	7
<b>I</b>	<b>Дробление</b>					
	Поступает					
1	Исходная руда	95	40.28	332.59	760	0.053
	Итого	95	40.28	332.59	760	0.053
	Выходит					
2	Дробленная руда	95	10.07	83.15	190	0.053
3	Дробленная руда	95	30.21	249.44	570	0.053
	Итого	190	40.28	332.59	760	0.053
<b>II</b>	<b>Измельчение ММПС</b>					
	Поступает					
2	Дробленная руда	95	10.07	83.15	190	0.053
3	Дробленная руда	95	30.21	249.44	570	0.053
6	Продукт + 2	82	41.8	114.88	190	0.22
9	Продукт + 2	82	125.4	344.63	570	0.22

## Продолжение таблицы 5

1	2	3	4	5	6	7
	Вода 1	-	74.86	74.86	-	-
	Вода 2	-	224.58	224.58	-	-
	Итого	354	506.92	1091.54	1520	0.33
	Выходит					
4	Слив мельницы	75	126.92	273.07	380	0.33
5	Слив мельницы	75	380.76	819.21	1140	0.33
	Итого	150	507.68	1092.28	1520	0.33
<b>III</b>	<b>Грохочение</b>					
	Поступает					
4	Слив мельницы	75	126.92	273.07	380	0.33
5	Слив мельницы	75	380.76	819.21	1140	0.33
	Вода 3	-	376.76	376.76	-	-
	Вода 4	-	1130.31	1130.31	-	-
	Итого	150	2014.75	2599.35	1520	0.33
	Выходит					
7	Продукт – 2	29.1	461.88	534.96	190	2.43
8	Продукт – 2	29.15	1385.67	1604.9	570	2.43
6	Продукт + 2	82	41.8	114.88	190	0.22
9	Продукт + 2	82	125.4	344.63	570	0.22
	Итого	222.25	2014.75	2599.37	1520	1.32
<b>IV</b>	<b>Класификация ГЦ</b>					
	Поступает					
14	Слив мельницы	65	256.03	438.7	475	0.54
7	Продукт – 2	29.1	461.88	534.96	190	2.43
15	Слив мельницы	65	768.08	1316.157	1425	0.54
8	Продукт – 2	29.15	1385.67	1604.9	570	2.43
	Итого	45.45	2871.66	3894.73	2660	1.2

Продолжение таблицы 5

1	2	3	4	5	6	7
	Выходит					
10	Пески	72	184.78	367.47	475	0.39
11	Слив	25.8	546.44	619.52	190	2.9
13	Пески	72	554.95	1103.03	1425	0.39
12	Слив	25.8	1639.28	1858.5	570	2.9
	Итого	45.45	2871.66	3894.73	2660	1.1
<b>V</b>	<b>Измельчение МШЦ</b>					
	Поступает					
10	Пески	72	184.78	367.47	475	0.39
13	Пески	72	554.95	1103.03	1425	0.39
	Вода 5	-	84.75	84.75	-	-
	Вода 6	-	254.18	254.18	-	-
	Итого	72	1078.66	1809.43	1900	0.39
	Выходит					
14	Слив мельницы	65	256.03	438.7	475	0.54
15	Слив мельницы	65	768.08	1316.157	1425	0.54
	Итого	65	1024.11	1754.857	1900	0.39
<b>VI</b>	<b>Основная флотация</b>					
	Поступает					
11	Слив	25.8	546.44	619.52	190	2.9
12	Слив	25.8	1639.28	1858.5	570	2.9
29	Промпродукт IV	9.9	608.68	613.6	66.88	9.1
	Итого	24.4	2794.4	3091.62	826.88	3.1
	Выходит					
16	Концентрат	15	366.09	390.94	64.6	3.2
17	Хвосты	23.9	2428.31	2700.68	762.28	5.66

Продолжение таблицы 5

1	2	3	4	5	6	7
	Итого	22.72	2794.4	3091.62	826.88	3.4
<b>VII</b>	<b>I Перечистка</b>					
	Поступает					
16	Концентрат	15	366.09	390.94	64.6	3.2
28	Концентрат	14.2	207.48	241.71	34.2	8
23	Промпродукт II	17.33	72.47	78.32	15.2	4.7
	Итого	9.8	646.04	710.97	114	9.2
	Выходит					
18	Концентрат	14	326.8	368.43	53.2	5.2
19	Промпродукт I	16	319.24	342.54	60.8	6.1
	Итого	15.15	646.04	710.97	114	5.6
<b>VIII</b>	<b>I Контрольная флотация</b>					
	Поступает					
17	Хвосты	23.9	2428.31	2700.68	762.28	5.66
25	Концентрат	11	584.17	611.94	72.2	2.1
27	Промпродукт III	17	399.3	429.1	81.2	4.9
	Итого	21.27	3411.78	3741.72	915.68	3.7
	Выходит					
20	Концентрат	12	896.22	943.22	122.2	3.1
21	Хвосты	24	2515.56	2798.5	794.2	3.7
	Итого	21.27	3411.78	3741.72	916.4	3.7
<b>IX</b>	<b>II Перечистка</b>					
	Поступает					
18	Концентрат	14	326.8	368.43	53.2	5.2
	Итого	14	326.8	368.43	53.2	5.2
	Выходит					
22	Концентрат	13	254.33	290.11	38	3.7

Продолжение таблицы 5

1	2	3	4	5	6	7
23	Промпродукт II	17.33	72.47	78.32	15.2	4.7
	Итого	14	326.8	368.43	53.2	4.1
<b>X</b>	<b>II Контрольная флотация</b>					
	Поступает					
21	Хвосты	24	2515.56	2798.5	794.2	3.7
	Итого	24	2515.56	2798.5	794.2	3.7
	Выходит					
25	Концентрат	11	584.17	611.94	72.2	2.1
24	Хвосты	27.2	1931.39	2186.56	722	2.7
	Итого	13.5	2515.56	2798.5	794.2	6.4
<b>XI</b>	<b>II/II флотация</b>					
	Поступает					
19	Промпродукт	16	319.24	342.54	60.8	6.1
20	Концентрат	12	896.22	943.22	122.2	3.1
	Итого	28	1215.46	1284.41	183	5.7
	Выходит					
26	Концентрат	11.1	816.16	855.31	101.8	3
27	Промпродукт III	17	399.3	429.1	81.2	4.9
	Итого	28.1	1215.46	1284.41	183	6.6
<b>XII</b>	<b>Перечистка</b>					
	Поступает					
26	Концентрат	11.1	816.16	855.31	101.8	3
	Итого	11.1	816.16	855.31	101.8	3
	Выходит					
28	Концентрат	14.2	207.48	241.71	34.2	8
29	Промпродукт IV	9.9	608.68	613.6	66.88	9.1
	Итого	11.1	816.16	855.31	101.08	8

Продолжение таблицы 5

1	2	3	4	5	6	7
<b>XIII</b>	<b>Классификация ГЦ</b>					
	Поступает					
22	Концентрат	13	254.33	290.11	38	3.7
32	Слив мельницы МШЦ	65	81.93	140.39	152	9.1
	Итого	37	336.26	430.5	190	1.7
	Выходит					
31	Слив классиф.	12.7	257.7	290.11	38	6.8
30	Пески	65	81.93	140.39	152	9.1
	Итого	37	339.63	430.5	190	1.8
<b>XIV</b>	<b>Доизмельчение</b>					
	Поступает					
30	Пески	65	81.93	140.39	152	9.1
	Вода	-	3.25	3.25	-	-
	Итого	65	85.18	143.64	152	9.1
	Выходит					
32	Слив мельницы МШЦ	35.9	85.18	143.64	190	9.1
	Итого	65	85.18	143.64	152	9.1
<b>XV</b>	<b>Сгущение</b>					
	Поступает					
31	Слив классиф.	12.7	257.7	290.11	38	6.8
	Итого	12.7	257.7	290.11	38	6.8
	Выходит					
34	Слив в оборот	-	219.7	-	-	-
33	Сгущенный продукт	50	38	290.11	38	1
	Итого	50	257.7	290.11	38	1

## 2.6 Расход общей и свежей воды по обогащательной 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, т.е. [32]:

$$W_1 + \sum L = \sum W_K; \quad (9)$$

где :  $W_1$  – количество воды, поступающее с исходной рудой, м<sup>3</sup>/сут

$\sum L$  – суммарное количество воды, добавляемое в процесс, м<sup>3</sup>/сут

$\sum W_K$  – суммарное количество воды, уходящее из процесса с конечными продуктами, м<sup>3</sup>/сут.

Баланс водопотребления и водоотведения по цеху обогащения представлен в таблице 6.

Таблица 6 – Баланс водопотребления

Поступает	м <sup>3</sup> /сутки	Выходит	м <sup>3</sup> /сутки
С исходной рудой $W_1$	40,28	С хвостами	1931,39
В измельчение $L_1$	74,86	Слив в оборот	219,58
В измельчение $L_2$	224,58	Сгущенный продукт	38
В грохочение $L_3$	376,76		
В грохочение $L_4$	1130,31		
В измельчение МШЦ $L_5$	84,75		
В измельчение МШЦ $L_6$	254,18		
В измельчение МШЦ $L_7$	3,25		
Итого:	2188,97	Итого:	2188,97

## 2.7 Характеристика и технические требования к конечной продукции

При переработке первичных руд месторождения «Маломыр» по флотационной технологии в качестве конечной продукции является сгущенный продукт, массовая доля которого составляет 50 %. После сгущения поступает на автоклавное окисление и сорбционное-цианирование [4, 29].

### 3 ВЫБОР И РАСЧЕТ ОСНОВНОГО ОБОРУДОВАНИЯ

#### 3.1 Выбор и расчет оборудования для крупного дробления

Расчет схемы дробления проводим в следующем порядке:

1. Определяем часовую производительность цеха дробления

$$Q_r = \frac{k \cdot Q_{сцд}}{t}; \quad (10)$$

где  $Q_r$  – часовая производительность оборудования, т/ч;

$k$  - поправочный коэффициент, учитывающий неравномерность свойств сырья, влияющий на производительность оборудования данного цеха;

$k=1 \div 1,1$  – для рудных обогатительных фабрик;

$Q_{сцд}$ - суточная производительность цеха дробления;

$t$  - расчетное время работы цеха [38, 42].

$$Q_1 = \frac{1,1 \times 190}{24} = 8,7 \text{ т/час}$$

$$Q_2 = \frac{1,1 \times 570}{24} = 261,3 \text{ т/час}$$

2. Определяем общую степень дробления

$$S_{общ} = \frac{D_{max}}{d_{max}}; \quad (11)$$

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

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

$$S_{общ} = \frac{750}{250} = 3$$

3. Определяем условную максимальную крупность дробления продуктов после отдельных стадий дробления:

$$D = \frac{D_1}{S}; \quad (12)$$

где  $D_1$  – крупность поступающей руды, мм;

$S_1$  – степень дробления для данной стадии дробления, мм.

$$D_5 = \frac{750}{3} = 250 \text{ мм};$$

4. Подсчитываем ширину разгрузочной щели дробилки [42]:

$$i = \frac{D}{z_p}, \quad (13)$$

где  $z_p$  – относительная крупность дробленных продуктов

$$i_1 = \frac{250}{1,4} = 173 \text{ мм},$$

5. Подсчитываем ширину загрузочной щели дробилки

$$B_1 = 1,1 \times D, \quad (14)$$

$$B = 1,1 \times 250 = 275 \text{ мм},$$

Исходя из расчета оборудования выбираем дробилки ЩДС – 1,6-6 для первого блока и ЩДС – 7,5-9 для второго блока, технические характеристики выбранной к установке дробилок приведены в таблице 8.

Таблица 8 – Технологические характеристики выбранных дробилок

Показатели	ЩДС – 7,5-9	ЩДС – 1,6-6
Размер пасти мм, -ширина -длина	7500 9000	1600 6000
Ширина приёмного отверстия, мм	160-200	17-45
Производительность, м <sup>3</sup> /час	90-160	5-14
Мощность электродвигателя, кВт	75	30
Масса, т	21	5,6

### 3.2 Выбор и расчет мельниц измельчения

Общие правила выбора мельниц.

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

разгрузкой через решётку; МРГ – рудногалечного измельчения с центральной разгрузкой.

Условные обозначения мельниц включают применяемые мелющие тела, способ разгрузки, внутренний диаметр барабана (без футеровки), длину барабана, климатическое исполнение. Мельницы могут изготавливаться в климатическом исполнении: У – для районов с умеренным климатом и Т – для районов с жарким климатом.

Стержневые применяют в первой стадии измельчения при обработке руд, содержащих легкошламуемые полезные ископаемые (полиметаллические, свинцово-цинковые руды), а также при измельчении руд, обогащаемых гравитационными или магнитными методами (руды редких металлов, иногда черных металлов). Крупность измельчения – не мельче 1...3 мм. Более мелкую крупность получают в шаровых мельницах. Стержневые мельницы широко применяют при грубом измельчении (0,5...3 мм) тонковкрапленных руд.

Мельницы с разгрузкой через решётку применяют при одностадийном измельчении мелкодроблёной руды до крупности 55...60 % минус 0,074 мм. Могут при этом применяться и мельницы с центральной разгрузкой. Всё зависит от требований, предъявляемых к гранулометрическому составу продукта измельчения, крупности исходного питания и схемы классификации. Мельницы с разгрузкой через решётку применяются в тех случаях, когда вредно переизмельчение.

Эти мельницы более производительны: удельная производительность у них на 10...15 % выше, чем у мельниц с центральной разгрузкой.

Недостатки: сравнительно более сложная конструкция и поэтому более высокая стоимость на единицу веса и единицу полезного объёма.

Мельницы с центральной разгрузкой применяют при необходимости тонкого измельчения – во второй и третьей стадиях рудного измельчения стальной средой и для доизмельчения промпродуктов [38].

2. Для обогатительных фабрик большой производительности при одностадийном измельчении мелкодроблёной руды (не крупнее 13 мм) в

аппаратах большой мощности рекомендуется применять шаровые мельницы с центральной разгрузкой, оборудованные бутарами, обеспечивающими надежную работу насосов, сопряженных с гидроциклонами [38].

3. Расчет стержневых и шаровых мельниц в соответствии с нормами технологического проектирования рекомендуется производить по удельной производительности и эффективности измельчения.

Удельная производительность определяется по исходной руде или по вновь образованному расчётному классу на единицу рабочего объёма барабана мельницы.

Эффективность измельчения определяется в тоннах вновь образованного расчётного класса на 1 квт-час затраченной энергии.

Удельная производительность и эффективность измельчения принимаются по результатам исследований измельчаемости, исходя из удельной производительности по вновь образованному классу эталонной мельницы, если известно значение коэффициента измельчаемости руды намечаемой к переработке на проектируемой обогатительной фабрике, по отношению к руде, измельчаемой на действующей эталонной обогатительной фабрике.

На производительность мельниц помимо измельчаемости руды влияет эффективность классификации, а также выход хвостов, если в замкнутом цикле измельчения производятся и операции обогащения [38].

4. Расчет мельниц производят отдельно перед каждой стадией измельчения.

Расчет производится по результатам полупромышленных или промышленных испытаний в мельницах диаметром не менее 1,8 м по формуле:

$$\frac{Q_{\text{пр}}}{Q_{\text{эт}}} = \left(\frac{D_{\text{пр}}}{D_{\text{эт}}}\right)^n * \left(\frac{L_{\text{пр}}}{L_{\text{эт}}}\right)^m \quad (15)$$

где  $Q_{\text{пр}}$ ,  $Q_{\text{эт}}$  – производительность проектируемой и эталонной мельниц, т/час;

$D_{\text{пр}}$ ,  $D_{\text{эт}}$  – внутренние диаметры проектируемой и эталонной мельниц, мм;

$L_{\text{пр}}$ ,  $L_{\text{эт}}$  – длины проектируемой и эталонной мельницы, мм;

$n = 2,6$  – для крепких кристаллических руд;

$m = 0,85$ .

За эталонную мельницу берем MZ 92×23 производства КНР, за проектируемую мельницу берем ММПС 90×30А производства России, их характеристики приведены ниже.

Таблица 9 – Технические характеристики мельницы

Технические характеристики		MZ 92×23	ММПС 90×30А
Барaban , мм	Внутренний диаметр	5500	9000
	Внутренняя длина	1800	3000
Рабочий объем, м <sup>3</sup>		34,6	160
Мощность двигателя, кВт		800	2500
Частота вращения, мин <sup>-1</sup>		16,7	15,24
Масса, т		192	820

$$\frac{Q_{\text{пр}}}{Q_{\text{эт}}} = \left(\frac{9000}{9200}\right)^{2,6} * \left(\frac{3000}{2300}\right)^{0,85} = 0,94 * 1,25 = 1,1781 \text{ т/час}$$

Исходя из расчета выбираем для первого и второго блока мельницу ММПС 90×30А производства Россия, технические характеристики приведены в таблице 10.

Таблица 10 – Технические характеристики мельницы ММПС 90×30А

Технические характеристики		ММПС 90×30А
Барaban , мм	Внутренний диаметр	9000
	Внутренняя длина	3000
Рабочий объем, м <sup>3</sup>		160
Мощность двигателя, кВт		2500
Частота вращения, мин <sup>-1</sup>		15,24
Масса, т		820
Габаритные размеры, мм	Длина	23553
	Ширина	14450
	Высота	7850
Производительность т/ч		160-250

### 3.3 Выбор и расчет оборудования для грохочения

Инерционные грохоты в зависимости от насыпной плотности подразделяются на три типа: Л – легкий, С – средний, Т – тяжелый и применяются для грохочения сыпучих материалов с насыпной плотностью соответственно до 1,4; 1,8 и 2,8 т/м<sup>3</sup>.

С учетом траектории колебания грохоты имеют исполнения: И – инерциальные с кругловыми или близкими к ним колебаниями (ГИЛ, ГИС, ГИТ); С – самобалансные с прямолинейными колебаниями (ГСЛ, ГСС, ГСТ); ИС – инерционные с близкими к прямолинейным колебаниями и самосинхронизирующимся вибровозбудителями (ГИСЛ) [42].

Производительность инерционных грохотов по исходному материалу (Q) определяют по формуле:

$$Q = F \times q_{\text{баз}} \times \gamma \times K_1 \times K_2 \times K_3 \times K_4 \times K_5 \times K_6 \quad (16)$$

где Q – производительность грохота, т/час;

F – полезная площадь сита, м<sup>2</sup>;

q<sub>баз</sub> – базовая удельная объемная производительность на 1 м<sup>2</sup> поверхности сита, м<sup>3</sup>/(м<sup>2</sup>×час);

γ – насыпная плотность, т/м<sup>3</sup>;

K<sub>1</sub> – K<sub>6</sub> – 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<sub>1</sub> - K<sub>6</sub>) [40].

$$F = Q / (q_{\text{баз}} \times \gamma \times K) \quad (17)$$

$$F_1 = 380 / (5,5 \times 1,24 \times 4,467) = 12,5 \text{ м}^2$$

$$F_2 = 1140 / (5,5 \times 1,24 \times 3,57) = 37,4 \text{ м}^2$$

К установке рекомендуются вибрационные грохоты ГИС-42 полезной площадью 16,4 м<sup>2</sup> на каждую мельницу.

Таблица 11 – Технические характеристики инерционных грохотов

Параметры	ГИС-42
Размер просеивающей поверхности, мм	1500×4250
Площадь грохочения, м	16,4
Размеры отверстий просеивающей поверхности, мм	40×40
Крупность кусков исх. материала, мм	250
Мощность электродвигателя, кВт	11
Габариты, мм:	
длина	5269
ширина	3000
высота	1300
Масса, т.	4,07

### 3.4 Выбор и расчет гидроциклонов

На обогатительных фабриках используют, в основном, цилиндрикоконические гидроциклоны с углом конусности 20° и малых типоразмеров с углом конусности 10°.

В условное обозначение входит слово “гидроциклон”, угол конусности (если он отличается от 20°), буквенные обозначения материала и обозначение климатического исполнения (для стран с жарким климатом -Т).

Установлены следующие буквенные обозначения материалов для футеровки гидроциклонов: К - каменное литье; М- металлокерамика; Ч - легированный или отбелённый чугун; С - легированная сталь; Р - резина; П – полиуретан [42].

1. Объемная производительность гидроциклона с углом конусности 20°  $W$ , м<sup>3</sup>/ч, определяется по формуле:

$$W = 0.93 * 10^4 * K_d * d_э * d_c, \quad (18)$$

где  $K_d$  – поправочный коэффициент (см.гл.4.6 [40]);

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

$d_c$  – диаметр сливного патрубка гидроциклона, м.

а) Для гидроциклона ГЦ-360

$$W = 0.93 * 10^4 * 1,06 * 0,09 * 0,115 = 102 \text{ м}^3/\text{ч}$$

б) Для гидроциклона ГЦ-500

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

в) Для гидроциклона ГЦ-710

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

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

$$d_n = 15 \sqrt{\frac{D d_c \beta}{K_d d_{\Pi} \sqrt{P} (\rho - 1)}}, \quad (19)$$

где  $D$  – диаметр гидроциклона, м;

$d_c$  – диаметр сливного патрубка гидроциклона, м;

$d_{\Pi}$  – диаметр пескового патрубка гидроциклона, м;

$\beta$  – содержание твердого в питании гидроциклона, %;

$\rho$  – объемная плотность твердой фазы, т/м<sup>3</sup> ( $\rho=2,6$  т/м<sup>3</sup>).

а) Для гидроциклона ГЦ-360

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

б) Для гидроциклона ГЦ-500

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

в) Для гидроциклона ГЦ-710

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

3. Количество гидроциклонов определяется по формуле:

$$n = \frac{W_{\text{тр}}}{W}; \quad (20)$$

где  $W_{\text{тр}}$  – требуемая производительность по исходной пульпе, м<sup>3</sup>/ч;

а) Для гидроциклона ГЦ-360

$$n = \frac{1222,5}{102} = 11,9 \approx 12$$

б) Для гидроциклона ГЦ-500

$$n = \frac{1222,5}{181,35} = 7,1 \approx 8$$

в) Для гидроциклона ГЦ-710

$$n = \frac{1222,5}{265} = 4,6 \approx 5$$

Таблица 12 – Сравнение установки гидроциклонов по основным показателям

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

При сравнении по массе и диаметре сливного патрубка, а также числа гидроциклонов, к установке принимаем 16 ГЦР-500: 8 рабочих и 8 запасных этот вариант является наиболее выгодным [42].

Удельная нагрузка по пескам ( $q_{п}=0,5-2,5$  т/(ч\*см<sup>2</sup>)) [40] проверяется по формуле:

$$q_{п} = \frac{W_{тр}}{n * S}, \quad (21)$$

где S – сечение пескового отверстия, см<sup>2</sup> (S=72.345 см<sup>2</sup>)

$$q_{п} = \frac{1222,5}{8 * 72,345} = 2,11 \frac{\text{т}}{\text{ч} * \text{см}^2}$$

Данное значение удельной нагрузки по пескам находится в пределах нормы  $q_{п}=0,5-2,5$  т/(ч\*см<sup>2</sup>) [40], следовательно ГЦР-500 справится с удельной нагрузкой по пескам и обеспечит номинальную крупность слива. Технические характеристики представлены в таблице 13.

Таблица 13 – Технические характеристики гидроциклона ГЦР-500

Параметры	ГЦР-500
Диаметр цилиндрической части, мм	500
Угол конуса	20
Размер питающего отверстия, мм	80*180
Диаметр сливного патрубка, мм	150
Набор песковых насадок диаметром, мм	48, 75, 96, 150

### 3.5 Выбор и расчёт оборудования для второй стадии измельчения

Расчет производим по удельной производительности.

1. Выбираем эталонную мельницу. Принимаем за эталонную мельницу MQY 40x60, вместимостью 69,8 м<sup>3</sup>, с установленным двигателем мощностью 1500 кВт [29].

Определяем удельную производительность эталонной мельницы по формуле:

$$q_{\text{э}} = Q (\beta_{\text{к}} - \beta_{\text{и}}) 4 / \pi (D - 0,15)^2 L, \quad \text{т/м}^3\text{час} \quad (22)$$

где Q – производительность по руде, т/ч; Q = 41,3 т/ч.

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

D – диаметр барабана мельницы, м;

L – длина барабана мельницы, м.

$$q = 41,3 (0,95 - 0,35) 4 / 3,14 (4,0 - 0,15)^2 6,0 = 0,35 \text{ т/м}^3\text{час}$$

2. Определяем удельную производительность мельниц по расчетному классу с учетом поправочных коэффициентов для проектируемых мельниц:

МШЦ 3600x5500, МШЦ 4000x5500, МШЦ 4500x6000 по формуле:

$$q_{\text{пр}} = q_{\text{э}} \times K_{\text{и}} \times K_{\text{к}} \times K_{\text{д}} \times K_{\text{м}} \times K_{\text{л}} \times K_{\text{у}} \times K_{\text{ф}}, \quad (23)$$

где  $q_{\text{пр}}$  – удельная производительность проектируемой мельницы, т/м<sup>3</sup>\*час

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

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

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

$$K_{\text{д}} = \sqrt{\frac{D - 0,15}{D_{\text{э}} - 0,15}}, \quad (24)$$

где D и  $D_{\text{э}}$  – соответственно диаметры барабанов проектируемой и эталонной мельниц, м [40].

Для мельницы МШЦ 3600x5500

$$K_{\text{д2}} = \sqrt{\frac{3,6 - 0,15}{4,0 - 0,15}} = 0,94$$

Для мельницы МШЦ 4000х5500

$$K_{Д2} = \sqrt{\frac{4,0-0,15}{4,0-0,15}} = 1$$

Для мельницы МШЦ 4500х6000

$$K_{Д3} = \sqrt{\frac{4,5-0,15}{4,0-0,15}} = 1,06$$

$K_T$  – коэффициент, учитывающий различие в типах мельниц, принимаем по таблице 4.5 [16],  $K_T = 1$ .

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

$$K_l = \left(\frac{L_{\text{эт}}}{L}\right)^{0,15} \quad (25)$$

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

Для мельницы МШЦ 3600х5500

$$K_{L1} = \left(\frac{5,5}{6,0}\right)^{0,15} = 0,98$$

Для мельницы МШЦ 4000х5500

$$K_{L2} = \left(\frac{5,5}{6,0}\right)^{0,15} = 0,98$$

Для мельницы МШЦ 4500х6000

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

$K_\psi$  - коэффициент частоты вращения рассчитывается по формуле:

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

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

$K_\varphi$  – коэффициент, учитывающий различие объемного заполнения измельчающей средой проектируемой и эталонной мельниц, определяем по формуле

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

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

Определяем удельную производительность по формуле 23

Для мельницы МШЦ 3600х5500

$$q_1 = 0,35 \cdot 1 \cdot 1 \cdot 0,94 \cdot 1 \cdot 0,98 \cdot 1 \cdot 0,45 = 0,145 \text{ т/м}^3\text{час}$$

Для мельницы МШЦ 4000х5500

$$q_2 = 0,35 \cdot 1 \cdot 1 \cdot 1 \cdot 1 \cdot 0,98 \cdot 1 \cdot 0,45 = 0,154 \text{ т/м}^3\text{час}$$

Для мельницы МШЦ 4500х6000

$$q_3 = 0,35 \cdot 1 \cdot 1 \cdot 1,06 \cdot 1 \cdot 1 \cdot 1 \cdot 0,45 = 0,167 \text{ т/м}^3\text{час}$$

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

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

где  $V_n$  – объемы сравниваемых мельниц, м<sup>3</sup>; принимаем по техническим характеристикам мельниц [42].

а) Для мельницы МШЦ 3600х5500

$$Q_1 = \frac{0,145 \cdot 49}{0,95 - 0,35} = 11,84 \frac{\text{т}}{\text{час}}$$

б) Для мельницы МШЦ 4000х5500

$$Q_2 = \frac{0,154 \cdot 60}{0,95 - 0,35} = 15,4 \frac{\text{т}}{\text{час}}$$

в) Для мельницы МШЦ 4500х6000

$$Q_3 = \frac{0,167 \cdot 82}{0,95 - 0,35} = 22,8 \frac{\text{т}}{\text{час}}$$

4. Определяем число мельниц

$$n = Q_{\text{исх.}} / Q, \quad (29)$$

где  $Q_{\text{исх.}}$  – производительность по исходному продукту, т/ч;

$Q$  – производительность мельниц по руде, т/ч.

а) Для мельницы МШЦ 3600х5500

$$n = \frac{41,3}{11,84} = 3,48 \approx 4$$

б) Для мельницы МШЦ 4000х5500

$$n = \frac{41,3}{15,4} = 2,68 \approx 3$$

в) Для мельницы МШЦ 4500х6000

$$n = \frac{41,3}{22,8} = 1,81 \approx 2$$

Таблица 14 – Сравнение установки мельниц по основным показателям

Размеры барабанов мельниц, мм	Число мельниц	Масса мельниц, т	Установочная мощность, кВт	Коэффициент запаса
3600х5500	4	181	1250	3,89
4000х5500	3	250	2000	4,24
4500х6000	2	312	2500	1,49

При сравнении по массе и мощности, вариант установки двух мельниц МШЦ 4500х6000 является наиболее выгодным. Поэтому выбираем для первого и для второго блока две мельницы МШЦ 4500×6000, технические характеристики которой приведены в таблице 15.

Таблица 15 – Технические характеристики мельницы МШЦ 4500х6000

Параметры	МШЦ 4500х6000
Внутренний размер барабана:	
- диаметр, мм	4500
- длина, мм	6000
Объем барабана, м <sup>3</sup>	82
Мощность двигателя, кВт	2500
Частота вращения, мин <sup>-1</sup>	16,5

### 3.6 Выбор и расчет флотационных машин

На фабриках нашли применение следующие типы машин: ФМ – механические, ФПМ – пневмомеханические, ФП – пневматические, ФКМ – флотомашины с кипящим слоем, ФСП машины пенной сепарации [40].

Поток пульпы, поступающей в каждую операцию, определяется по формуле:

$$V_n = V/1440, \quad (30)$$

где  $V_n$  – объем пульпы, поступающей в операцию, м<sup>3</sup>/мин;

$V$  – объем пульпы, поступающей в операцию, м<sup>3</sup>/сут.

Определим для каждой операции флотации количество камер

флотомашин по формуле:

$$n = \frac{V_n \cdot t_n}{V_k \cdot K \cdot 1440}, \quad (31)$$

где  $t_n$  – промышленное время флотации в данной операции, мин;

$V_k$  – объем камеры флотомашины, м<sup>3</sup>;

$K$  – коэффициент заполнения камеры, равный отношению полезного объема камеры к геометрическому.  $K = 0,8-0,85$ .

Рассчитаем промышленное время флотации на основе имеющихся лабораторных данных или по данным работы промышленных аналогов [40].

Используя данные института Механобр, принимаем при переходе от времени флотации ( $t_n$ ), полученном на лабораторных флотомашинах, к промышленному ( $t_n$ ) по флюоритовым рудам коэффициент 1,6–1,8. Данные расчетов перехода от лабораторного времени к промышленному представлены в таблице 16.

Таблица 16– Результаты перехода лабораторного времени к промышленному

Наименование операции	Лабораторное время, $t_n$ , мин	Промышленное время, $t_n$ , мин
Основная флотация	6	9
I Контрольная перечистка	7	7
II Контрольная перечистка	7	7
I Перечистка	3	4.5
II Перечистка	3	4.5
Промпродуктовая	4	4
Контрольная перечистка	3	4.5

1. Для основной флотации

$$n = \frac{463,743 \cdot 9}{56,1 \cdot 0,8} = 9,8 \approx 10 \text{ (10 камер) ФПМ-50}$$

Принимаем к установке ФПМ – 50 (10 камер).

2. Для I перечистки

$$n = \frac{11,84 \cdot 8}{25 \cdot 0,8} = 4,7 \approx 5 \text{ (6 камер) ФПМ – 20}$$

Принимаем к установке ФПМ – 20 (6 камер).

3. Для 1 контрольной флотации

$$n = \frac{63,3 \cdot 8}{56,1 \cdot 0,8} = 11,11 \approx 12 \text{ (12 камер) ФПМ – 50}$$

Принимаем к установке ФПМ – 50 (12 камер).

4. Для 2 перечистки

$$n = \frac{6,1 \cdot 5}{25 \cdot 0,8} = 1,5 \text{ (2 камеры) ФПМ – 20}$$

Принимаем к установке ФПМ – 20 (2 камеры).

5. Для 2 контрольной флотации

$$n = \frac{139,9 \cdot 8}{56,1 \cdot 0,8} = 2,9 \text{ (3 камеры) ФПМ – 50}$$

Принимаем к установке ФПМ – 50 (3 камеры).

6. Для промпродуктовой флотации

$$n = \frac{21,4 \cdot 8}{25 \cdot 0,8} = 8,2 \approx 8 \text{ (8 камер) ФПМ – 20}$$

Принимаем к установке ФПМ – 20 (8 камер).

7. Для контрольной перечистки

$$n = \frac{14,2 \cdot 8}{25 \cdot 0,8} = 5,7 \approx 6 \text{ (6 камер) ФПМ – 20}$$

Принимаем к установке ФПМ – 20 (6 камер).

Технические характеристики выбранных к установке флотационных машин приведены в таблице 17.

Таблица 17 – Технические характеристики флотомашин

Параметры	ФПМ-20	ФПМ-50
Вместимость камеры, м <sup>3</sup>	25	56,1
Пропускная способность, м <sup>3</sup> /мин	12	59
Удельная потребляемая мощность, кВт	-	65
Удельный расход воздуха, м <sup>3</sup> /мин	0,9	0,9
Частота вращения импеллера, мин <sup>-1</sup>	200	-
Масса флотомшины, кг	8381	19262

### 3.7 Узел доизмельчения концентрата флотации

Требуемая производительность по питанию 412,39 м<sup>3</sup>/ч, крупность слива 95% класса минус 0.071 мм. Производительность по пескам 152 т/ч.

Для расчета принимаем ГЦ 250 с диаметром песковой насадки 5 см [29].

Производительность гидроциклона при условном давлении 0,1 МПа:

$$\text{ГЦ 250} - V = 3 \times 1,14 \times 1 \times 6,5 \times 8 \times \sqrt{0,1} = 56,24 \text{ м}^3/\text{ч}$$

Число гидроциклонов  $n = 412,39 : 56,24 = 7,3$  (принимаем 8 гидроциклонов)

Номинальная крупность частиц слива гидроциклона:

$$d_n = 1,5 \sqrt{\frac{25 \times 8 \times 35,9}{(1,14 \times 5 \times 0,316 \times (3,8 - 1))}} = 56,6 \text{ мкм} \quad (32)$$

Удельная производительность гидроциклона ГЦ 250 по пескам

$$q_n = \left( \frac{152}{0,785 \times 5^2} \right) = 0,97 \text{ т/см}^2 \times \text{ч} \quad (33)$$

Эта нагрузка находится в пределах нормы [0,5 – 2,5 (т/ см<sup>2</sup> · ч)] [40].

Параметры классификации представлены в таблице 18.

Таблица 18 – Технические характеристики гидроциклона ГЦ-250

Параметры	ГЦ-250
Содержание твердого в питании, %	35,9
Содержание твердого в сливе, %	12,7
Массовая доля класса минус 0,074 мм в сливе	80
Количество, штук	8

### 3.8 Выбор и расчет мельницы доизмельчения

Выход флотационного концентрата – 38 т/ч. Для доизмельчения рекомендуется шаровая мельница с центральной разгрузкой МШЦ 27×36, производства Россия вместимостью 18,5 м<sup>3</sup>, с установленным двигателем мощностью 400 кВт [29].

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:

$$Q^{27 \times 36} = 0,3 \times 18,5 \times 100 / (95 - 82) = 42,7 \text{ т/ч} \quad (34)$$

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

$$V = Q \times (\beta_{74} - \alpha_{74}) / q_{74} = 38 \times (0,95 - 0,82) / 0,3 = 16,5 \text{ м}^3 \quad (35)$$

Коэффициент запаса  $18,5\text{м}^3: 16,5\text{м}^3 = 1,12$ , то есть шаровая мельница МЩЦ 27×36 обеспечит заданную производительность 38 т/ч [40].

К установке в цикле доизмельчения флотоконцентрата рекомендуется одна шаровая мельница МЩЦ 27×36 вместимостью  $18,5\text{м}^3$ , с установленным двигателем мощностью 400 кВт. Технические характеристики которой приведены ниже в таблице 19.

Таблица 19 – Технические характеристики мельницы МЩЦ 27×36

Параметры	МЩЦ 2700x3600
Внутренний размер барабана:	
Диаметр, мм	2700
Длина, мм	3600
Объем барабана, м <sup>3</sup>	17,5
Габаритные размеры :	
Длина, мм	9700
Ширина, мм	6400
Высота, мм	5050
Мощность двигателя, кВт	400
Частота вращения, мин <sup>-1</sup>	21
Масса, т	86

## 4 ВЫБОР И РАСЧЕТ ВСПОМОГАТЕЛЬНОГО ОБОРУДОВАНИЯ

### 4.1 Выбор и расчет бункера дробленной руды

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.

Длина бункера или склада дроблёной руды обычно принимается равной длине цеха измельчения, и бункер должен иметь необходимый запас руды при конструктивно - приемлемых размерах поперечного его сечения [40, 42].

Расчет бункера производится по формуле

$$V = L \times B \times H, \text{ м}^3 \quad (36)$$

где  $L$  – длина бункера, м;

$B$  – ширина бункера, м;

$H$  – высота бункера, м

$$m = 1,5 \times Q_{\text{сут}}, \quad (37)$$

где  $m$  масса руды;

$$V = m / \rho, \text{ м}^3, \quad (38)$$

где  $\rho$  – плотность руды, т/м<sup>3</sup>;

$$H = V / L \times B, \text{ м}$$

$$m = 1,5 \times 760 = 1140 \text{ т}$$

$$V = 1140 / 2,7 = 422,22 \text{ м}^3.$$

$$H = 422,22 / 70 \times 4 = 15 \text{ м}.$$

Отсюда, принимаем  $L = 120$  м,  $B = 6$  м,  $H = 15$  м.

## 4.2 Выбор и расчет сгустителя

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

В зависимости от конструкции и расположения привода изготавливают сгустители с центральным и периферическим приводом. Одноярусные сгустители с центральным приводом выпускают двух типов: обычные - для химически нейтральных пульп и растворов и кислотостойкие (К) - для химически активных пульп и растворов [40, 42].

Производительность сгустителей определяется по удельным производительностям (таблица 4.10 [40])

Определяем площадь сгущения ( $S$ ,  $m^2$ ) по формуле:

$$S = \frac{Q}{q}, \quad (39)$$

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

$q$  – удельная производительность сгустителя, т/ $m^2$ , равна 1,0

$$S = \frac{38}{1} = 38 \text{ м}^2$$

Определяем количество сгустителей по формуле:

$$n = \frac{S}{S_c}, \quad (40)$$

где  $S_c$  – номинальная площадь осаждения,  $m^2$ ;

$S$  – площадь сгущения,  $m^2$ .

$$n = \frac{38}{63,5} = 0,6$$

К установке принимаем высокоскоростной сгуститель РС-9.

Таблица 20 – Технические характеристики сгустителя РС-9

Параметры	РС-9
1	2
Диаметр сгустителя, м	9
Глубина чана в центре, м	3
Площадь осаждение, $m^2$	63,5

1	2
Период вращения скребкового механизма, об/мин	0,4
Производительность, т/сут	150
Эксплуатационная масса, кг	7700
Габаритные размеры ,мм	6630x7618

### 4.3 Выбор и расчет песковых насосов

Широко используются центробежные насосы, осевые и диагональные.

Насосы широко используются центробежные насосы, осевые и диагональные. По назначению центробежные насосы классифицируют на грунтовые, песковые, для чистой воды, для агрессивных сред. Принято классифицировать центробежные насосы по коэффициенту быстроходности, так как их классификация только абсолютному напору и подача не может полностью характеризовать насос: один и тот же насос может развивать различные подачу и напор в зависимости от частоты вращения вала. По коэффициенту быстроходности центробежные насосы классифицируют на тихоходные ( $n=40-80 \text{ мин}^{-1}$ ); нормальные ( $n=80-150 \text{ мин}^{-1}$ ); быстроходные ( $n=150-300 \text{ мин}^{-1}$ ) [40, 42].

Необходимая производительность насоса рассчитывается по формуле:

$$Q_n = \frac{Q_p}{1+a}, \quad (41)$$

где  $Q_p$  – необходимая производительность по пульпе;

$a$  – содержание твердого в пульпе, доли единиц.

$$Q_n = \frac{2871,66}{1+1,2} = 1305,3 \text{ м}^3/\text{ч}$$

Принимаем к установке насосы ГрАТ(К) 1400/40/IV-1,6 фирмы Энергоснабкомплекс для откачки дренажных стоков в гидроциклоны, для перекачки флотоконцентрата. Технические характеристики приведены в таблице 21.

Таблица 21 – Технические характеристики насоса

Параметры	ГрАТ(К) 1400/40/IV-1,6
Производительность, м <sup>3</sup> /ч	1300-1400
Мощность электродвигателя, кВт	500
Напор, м	40
Частота вращения рабочего колеса, мин <sup>-1</sup>	750

#### 4.4 Выбор и расчет ленточных конвейеров

Ленточные конвейеры относятся к наиболее распространенным транспортирующим машинам непрерывного действия. Конвейеры классифицируются по следующим основным признакам: по назначению – общего назначения, подземные, карьерные; по типу приводных устройств – одного- и многоприводные; по конструктивному исполнению – стационарные, передвижные [40, 42].

$$Q = 3600F_0V\rho k, \quad (42)$$

где  $F_0$  – площадь поперечного сечения желоба, м<sup>2</sup>;

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

$\rho$  – насыпная плотность груза, т/м<sup>3</sup>;

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

$$Q = 3600 * 0,02 * 0,8 * 2,7 * 0,75 = 116,64 \text{ т/ч}$$

Исходя из полученных данных принимаем к установке ленточный конвейер с шириной ленты 1200 мм для транспортирования руды на рудный двор. Аналогично рассчитываем ленточный конвейер с шириной ленты 1000 мм для транспортирования руды до цеха измельчения.

Таблица 22 – Технические характеристики ленточного конвейера

Параметры	Для дробления	Для измельчения
Ширина ленты, мм	1200	1000

Длина конвейера, м	70	80
Скорость ленты, м/сек	0,8	0,8
Мощность двигателя, кВт	50	20

#### 4.5 Выбор и расчет контактного чана

Для перемешивания пульпы с реагентами и приготовления растворов применяются контактные чаны. Объем контактного чана рассчитываем по формуле с учетом суммарного объема пульпы, поступающей на операции флотации и требуемого времени контакта пульпы с реагентами [40].

$$V_{\text{ч}} = \left( \frac{V_c \times t}{1440 \times K} \right) \quad (43)$$

где  $V_{\text{ч}}$  – необходимый геометрический объем контактного чана, м<sup>3</sup>;

$V_c$  – объем пульпы, поступающей в контактный чан, м<sup>3</sup>/сут;

$t$  – требуемое время контакта с реагентами,  $t = 6$  мин;

$K$  – коэффициент заполнения чана;  $K=0,8 - 0,85$

Агитация перед основной флотацией,

$$V_{\text{ч}} = (12850,96 \times 6) / (1440 \times 0,85) = 63 \text{ м}^3$$

К установке принимаем один контактный чан марки КЧР-70А.

Таблица 23 – Технические характеристики контактных чанов

Параметры	КЧР-70А
Вместимость, $V$ , м <sup>3</sup>	70
Внутренний диаметр чана, мм	6040
Электродвигатель: мощность, кВт	30,0
Масса, кг	9700

#### 4.6 Выбор подъемно-транспортных устройств

Грузоподъемность крана в цехе дробления определяется исходя их веса дробящего конуса дробилки и веса опорного блока дробилки. К установке в цехе дробления принимаем мостовой кран грузоподъемностью 50 тонн.

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

Во флотационном отделении грузоподъемность крана определяется массой двух- или однокамерной секцией флотомшины. К установке принимаем кран грузоподъемностью 10 тонн [40, 42].

## 6 БЕЗОПАСНОСТЬ ПРОЕКТА

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

Все работы на ЗИФ производятся с учетом требований следующих НТД:

«Единые правила безопасности при дроблении, сортировке, обогащении ископаемых и окусковании руд и концентратов», утв. Постановлением Госгортехнадзора России № 47 от 04.06.2003.

«Правила безопасности в производстве благородных металлов, сплавов и полуфабрикатов», утв. Постановлением Госгортехнадзора России № 23 от 24.04.2003.

«Общие правила безопасности для предприятий и организаций металлургической промышленности», Металлургия, 1979 г.

«Инструкция о составе и порядке разработки мероприятий по охране труда в проектах предприятий цветной металлургии», ВСН-08-83.

«Правила технической эксплуатации технологического оборудования золотоизвлекательных фабрик», МЦМ СССР, 1978 г.

«Санитарные правила для предприятий цветной металлургии», СН 2528-82.

«Санитарные правила для предприятий по добыче и обогащению рудных, нерудных и россыпных полезных ископаемых», СН 3905-85.

«Правила устройства и безопасной эксплуатации грузоподъемных кранов».

«Временные правила хранения сильнодействующих ядовитых веществ на предприятиях цветной металлургии».

«Санитарные нормы естественного и искусственного освещения (СНиП 11.17.9)».

«Перечень производств по категориям взрывной, взрывопожарной и пожарной опасности, а также санитарной характеристике объектов подготовки и обогащения сырья в цветной металлургии».

«Правила пожарной безопасности в Российской Федерации» (ППБ 01-03), приложение к Приказу МЧС России № 313 от 18.06.2003.

### **6.1 Мероприятия по снижению опасности на проектируемой золотоизвлекательной фабрике**

Все мероприятия связанные с устранением и предупреждением вредных и опасных факторов построены на использовании существующих нормативных документов. В процессе производственной деятельности основным нормативным документом, определяющим работу предприятия в области охраны труда, является Трудовой Кодекс Российской Федерации (N197-ФЗ от 30 декабря 2001 г.). Одним из основных нормативных технических документов в области промышленной безопасности на этих объектах являются "Правила безопасности при ведении горных работ и переработке твёрдых полезных ископаемых", утвержденные Постановлением Госгортехнадзора России от 11.12.2013 г. № 599 [43].

### **6.2 Нормализация параметров микроклимата**

Основным нормативным документом, который определяет параметры микроклимата производственных помещений ЗИФ является ГОСТ 12.1.005- 88 [5]. Указанные параметры нормируются для рабочей зоны - пространства, ограниченного по высоте 2 м над уровнем пола или площадки, на которых находятся рабочие места постоянного или временного пребывания работников.

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

В основу принципов нормирования параметров микроклимата положена дифференциальная оценка оптимальных и допустимых метеорологических условий в рабочей зоне в зависимости от тепловой характеристики

производственного помещения, категории работ по степени тяжести и периода года.

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

- рациональное размещение технологического оборудования;
- вентиляция, отопление и кондиционирование воздуха,
- создание воздушных и водо-воздушных душей.
- применение, теплоизоляции оборудования и защитных экранов;

### **6.3 Защита от производственной пыли и вредных газов**

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

-герметизацию производственного оборудования, работу технологического оборудования в вентилируемых укрытиях, локализацию вредных выделений за счет местной вентиляции, аспирационных установок;

-нормальное функционирование систем отопления, вентиляции, кондиционирования воздуха, очистки выбросов в атмосферу;

-предварительные и периодические медицинские осмотры работающих, во вредных условиях, профилактическое питание, соблюдение правил личной гигиены;

контроль за содержанием вредных веществ в воздухе рабочей зоны (установлены газоанализаторы);

- использование средств индивидуальной защиты .

Обслуживающий, технологический процесс, персонал в течение рабочей смены регулярно проверяет работу систем вентиляции, и в случае прекращения ее работы немедленно сообщает об этом руководителю смены для принятия оперативных мер [5, 25].

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

работают непрерывно.

В помещении цеха на обозреваемом со всех сторон месте установлено световое табло, сигнализирующее об остановках той или иной системы вентиляции. При остановке вентиляционной установки или повышении концентрации вредных веществ выше санитарных норм работ в необходимом порядке приостанавливается, а людей выводят на свежий воздух [5, 25].

Для защиты органов дыхания в аварийных ситуациях в цехе, в специальном шкафу, в поименованных ячейках, в легкодоступном и видимом месте находятся противогазы с коробкой и респиратор. Противогазы и респираторы заменяются на новые по истечении срока хранения. Количество респираторов и противогазов соответствует числу работающих в цехе. Для оказания неотложной помощи, при отравлениях, в цехе предусмотрены профилактические пункты, представляющие собой небольшие огороженные места, которые снабжены медицинскими аптечками первой помощи, медикаментами и перевязочными средствами, а также необходимой посудой и инструкциями по применению противоядий и оказанию первой медицинской помощи при отравлениях и травмах. К профилактическому пункту подводятся холодная и теплая вода, подаваемая через смеситель в расходный кран, установленный в двух метрах от пола [28].

До начала работы аппаратчик обязан проверить работу вентиляции, убедиться лично в наличии отсоса газов из аппаратуры, проверить комплектность противопожарного щита и средств, противопожарной защиты принять смену и расписаться в журнале приема-сдачи смены. Склады реагентов имеют:

- звуковую и световую сигнализацию, оповещающую о прекращении работы обще обменной и местной вытяжной вентиляции;
- прямую телефонную связь с первыми лицами фабрики, пожарной охраной и медицинским пунктом или через оператора (диспетчера) фабрики;
- уровнемеры на стационарных емкостях для хранения жидких реагентов [25].

#### **6.4 Мероприятия по снижению шума и вибрации**

На проектируемой фабрике будет применяться защита от шума, воздействующего на человека на рабочих местах, в соответствии с ГОСТ 12.1.029-80 [6] применение средств и методов коллективной и индивидуальной защиты; Рабочим будут выданы индивидуальные наушники или беруши.

Уровень шума на рабочих местах в отделении измельчения и др. в не превышает 80 дБА это достигнуто за счет звукоизоляции (отдельный фундамент, виброкожухи, удаление оборудования от рабочих мест, вынос пультов управления в отдельное помещение).

Для предотвращения вибрации устройства-источники вибрации установлены на вибропоглощающих подошвах [6].

#### **6.5 Мероприятия направленные на снижение опасностей техногенного характера**

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

Проектом предусматривается выполнение следующих требований:

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

- лестницы к рабочим площадкам и механизмам имеют угол наклона:

- постоянно эксплуатируемые - 45 град.;

- посещаемые 1-2 раза в смену - 60 град.;

- в колодцах и зумпфах - до 90 град..

- ширина лестниц 0,7 м, высота ступеней - 0,3 м, ширина ступеней - 0,25 м.

Металлические ступени лестниц площадки выполнены из рифленого металла [40, 46].

- все монтажные проемы, прямки, зумпфы, колодцы, канавы, расположенные в зданиях и сооружениях, ограждены перилами на высоту 1,2 м

со сплошной обшивкой по низу перил на высоту 0,2 м и в необходимых местах снабжены переходными мостиками шириной 1,2 м.

Технические устройства оснащены сигнальными средствами, необходимой контрольно-измерительной аппаратурой. Движущиеся части механизмов (муфт, передач, шкивов и т.п.) и рабочие площадки имеют исправные ограждения. Рабочие места имеют освещение, комплект исправного инструмента, приспособлений, защитных средств от поражения электрическим током, оснащены противопожарными средствами [40].

На промплощадке предусмотрено устройство противопожарного водопровода. Эксплуатация, обслуживание технических устройств, а также их монтаж, демонтаж производятся в соответствии с руководством по эксплуатации, техническими паспортами и другими нормативными документами заводов-изготовителей. Во время работы аппаратов обогащения контактировать с его движущимися и вращающимися частями, смазывать подшипники, извлекать посторонние предметы из аппарата, в соответствии ЕПБ, запрещается.

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

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

Для обслуживания классификаторов рабочие площадки расположены на уровне 600 мм ниже бортов ванны классификатора. Со стороны, противоположной ванне классификаторов, рабочие площадки оборудованы металлическими перилами высотой 1,2 м [40].

## **6.6 Мероприятия направленные на снижение опасности при подъемно-транспортных работах**

Эксплуатация грузоподъемных средств отвечает требованиям действующих правил устройства и безопасной эксплуатации

грузоподъемных кранов. Не допускается использование грузо-подъемного крана для спуска и подъема людей при выполнении каких-либо работ. Рабочие, выполняющие строповку грузов, проходят специальное обучение и имеют удостоверение на право работы стропальщиком. Все троса имеют целостную структуру и оснащены бирками, на которых указан срок эксплуатации [46].

### **6.7 Техника безопасности при эксплуатации электроустановок и электрооборудования**

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

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

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

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

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

Перед каждым применением средств защиты проверяется их исправность, отсутствие внешних повреждений, загрязнений, срок годности по штампу [20].

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

перчатками [20].

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

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

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

Коробки выводов электрических машин и пускорегулирующей аппаратуры надежно уплотнены и закрыты крышкой [20].

### **6.8 Пожарная безопасность**

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

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

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

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

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

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

## 7 СПЕЦИАЛЬНАЯ ЧАСТЬ

Значительным достижением в технологии переработки руд золота и серебра явилось сорбционное цианирование и использование активированных углей и ионообменных смол. Многолетний опыт работы более 30 фабрик показал преимущества указанной технологии перед традиционной: исключены операции сгущения и фильтрования пульп, сокращена длительность выщелачивания благородных металлов, повышено извлечение золота (особенно из руд и концентратов, содержащих сорбционно-активные углесодержащие вещества), повышено качество конечных для фабрик продуктов. Вместе с тем, выявлены и слабые стороны технологии: отсутствие операций сгущения и фильтрования хвостов осложняет организацию оборота цианистых растворов, приводит к повышенному расходу цианида и росту затрат на обезвреживание стоков; механическое разрушение и истирание угля в процессе, ведущее к потерям угля шламистыми минералами, маслами, соединениями кальция; увеличилась длительность и усложнились операции десорбции благородных металлов с угля.

Перечисленные недостатки частично устраняются в случае применения ионообменной технологии «смола в пульпе». Смолы существенно дороже активированных углей, однако преимущества Технологического характера позволяют охарактеризовать оба процесса как вполне конкурентоспособные и более совершенные, чем традиционная технология цианирования [3].

Иониты, ионообменники, ионообменные сорбенты, твёрдые, практически нерастворимые вещества или материалы, способные к ионному обмену. Иониты могут поглощать из растворов электролитов (солей, кислот и щелочей) положительные или отрицательные ионы (катионы или анионы), выделяя в раствор взамен поглощённых эквивалентное количество других ионов, имеющих заряд того же знака. Молекулярную структуру иониты можно представить в виде пространственной сетки или решётки, несущей неподвижные (фиксированные) ионы, заряд которых компенсируют

противоположно заряженные подвижные ионы, так называемые противоионы. Они-то и участвуют в ионном обмене с раствором. В зависимости от способа получения и назначения иониты выпускают в различных товарных формах: в виде порошка, зёрен неправильной формы или сферических гранул, волокнистого материала, листов или плёнок (ионитовых мембран). Основные промышленные марки отечественных ионитов: катиониты КУ-1, КУ-2, СГ-1, КБ-2, КБ-4, аниониты АВ-16, АВ-17, АН-1, АН-2Ф, АН-18, АН-31, ЭДЭ-10П. Важнейшей областью применения ионитов была и остаётся водоподготовка. С помощью ионитовых фильтров получают деминерализованную (обессоленную) воду для паросиловых установок, многих современных технологических процессов и бытовых нужд. Ионитовые фильтры и электродиализные установки с ионитовыми мембранами применяют для опреснения морской или грунтовой воды с высоким содержанием солей. Целью данной работы является:

1. Ознакомление с ионообменными процессами.
2. Изучение эксплуатационных характеристик смолы АВ-16гс.
3. Определение динамической объемной емкости и полной динамической объемной емкости смолы АВ-16гс.
4. Исследование зависимости динамической объемной емкости смолы АВ-16гс по  $\text{Cr}_2\text{O}_7^{2-}$  ионам от исходной концентрации раствора.
5. Исследование возможности неоднократного использования смолы АВ-16гс в циклах сорбции-десорбции.
6. Исследование эффективности использования 10% раствора  $\text{NaOH}$  в качестве элюента при десорбции  $\text{Cr}_2\text{O}_7^{2-}$  - ионов из твердой фазы смолы [3].

## **7.1 Литературный обзор**

1.1 Ионообменные смолы и их применение в цветной металлургии  
Ионообменные смолы, синтетические высокомолекулярные (полимерные) органические иониты. В соответствии с общей классификацией ионитов Ионообменные смолы делят на катионообменные (поликислоты), анионообменные (полиоснования) и амфотерные, или биполярные (полиамфолиты). Катионообменные смолы бывают сильно и слабокислотные, анионообменные -- сильно и слабоосновные. Если носителями электрических зарядов молекулярного каркаса ионообменной смолы являются фиксированные

ионы только одного типа, то такие ионообменные смолы называются монофункциональными. Если же смолы содержат разнотипные ионогенные группы, они называются полифункциональными. По структурному признаку различают микропористые, или гелевидные, и макропористые ионообменные смолы. Широкое использование ионитов в гидрометаллургии, химической технологии и других областях началось после создания ионообменных синтетических смол. Выпускаемые сегодня ионообменные смолы, обладающие высокой емкостью, химической стойкостью и механической прочностью, вытеснили другие ионообменные материалы. Ионообменные смолы применяют в гидрометаллургии для: 1) для селективного извлечения металла из бедного раствора и получения более концентрированного раствора извлекаемого металла; 2) разделения близких по свойствам элементов: Zr и Hf и др.; 3) получения высокочистой и умягченной воды; 4) очистки от примесей различных производственных растворов и обезвреживания сточных вод; 5) окисления ионов в растворах с одновременной сорбцией, для восстановления металлов с их сорбцией из разбавленных растворов и в других случаях [27].

## **7.2 Состав, структура и синтез ионообменных смол**

Ионообменные смолы, как правило, ионообменные полимеры - синтетические органические иониты, представляющие собой нерастворимые в воде и органических растворителях высокомолекулярные полиэлектролиты, способные обменивать подвижные ионы при контакте с растворами электролитов. В зависимости от типа ионогенной группы ионообменные смолы разделяют на катионообменные и анионообменные. Катионообменные смолы, или полимерные катиониты, содержат кислотные группы: сульфогруппы, фосфиновокислые, карбоксильные, мышьяковокислые, селеновокислые и др. Анионообменные смолы, или полимерные аниониты (высокомолекулярные нерастворимые полиоснования), включают группы основного характера, четвертичные аммониевые, третичные сульфониевые, четвертичные фосфониевые основания, третичные, вторичные и первичные амины. Известны также амфотерные ионообменные смолы (амфолиты), содержащие

одновременно кислотные и основные группы. К специфичным ионообменным смолам относят комплексообразующие ионообменные смолы, обладающие ярко выраженными селективными свойствами, и окислительно-восстановительные ионообменные смолы, включающие в свой состав системы типа  $\text{Cu}^{+2} / \text{Cu}$ ,  $\text{Fe}^{+3} / \text{Fe}^{+2}$  и др., способные к обратимому окислению или восстановлению. Получают ионообменные смолы полимеризацией, поликонденсацией или путём полимер аналогичных превращений, так называемой химической обработкой полимера, не обладавшего до этого свойствами ионита.

Среди промышленных ионообменные смолы широкое распространение получили смолы на основе сополимеров стирола и дивинилбензола. В их числе сильнокислотные катиониты, сильно и слабоосновные аниониты. Основным сырьём для промышленного синтеза слабокислотных катионообменных смол служат акриловая и метакриловая кислоты и их эфиры. В больших количествах производят также Ионообменные смолы на основе феноло-альдегидных полимеров, полиаминов и другие. Направленный синтез ионообменных смол позволяет создавать материалы с заданными технологическими характеристиками. Чаще всего синтез производят: 1) полимеризацией или поликонденсацией мономеров, содержащих ионогенные группы; 2) присоединением ионогенных групп к отдельным звеньям ранее синтезированного полимера; 3) присоединением ионогенных групп к звеньям синтетического линейного полимера с превращением его в сетчатый полимер. Ионообменные смолы имеют каркас, состоящий из высокополимерной пространственной сетки углеводородных цепей, в которых закреплены фиксированные ионы [27].

Иониты представляют собой трехмерные полимерные или кристаллические сетки, несущие ионогенные группы. Ионогенные группы состоят из прочно связанных с сеткой фиксированных ионов и способных к обмену противоионов, заряд которых противоположен по знаку заряду фиксированных ионов. Ионообменные смолы бывают гетеропористые,

макропористые и изопористые. Гетеропористые ионообменные смолы в качестве основы используется дивинилбензол, и характеризуются гетерогенным характером гелевидной структуры и небольшими размерами пор. Макропористые ионообменные смолы имеют губчатую структуру и поры свыше молекулярного размера. Изопористые ионообменные смолы имеют однородную структуру и полностью состоят из смолы, поэтому их обменная способность выше, чем у предыдущих смол [27].

### **7.3 Свойства ионообменных смол**

**Набухание.** Воздушно-сухие иониты, выпускаемые промышленностью, состоят из твердых гранул или бусин размером от 0,5 до 3-4 мм. При погружение в воду иониты набухают вследствие поглощения определенного количества воды. Набухание сопровождается растяжением пространственной сетки смолы и увеличением ее объема. Способность к набуханию зависит от числа ионогенных групп и поперечных связей. С увеличением числа поперечных связей набухаемость уменьшается. Полная объемная емкость. Она характеризует максимальное количество ионов, которое может быть поглощено смолой при ее насыщении. Статистическая (равновесная) объемная емкость. Это емкость смолы при достижении равновесия в статистических условиях с раствором определенного объема и состава. Динамическая (рабочая) объемная емкость. Это количество ионов, поглощенных смолой при фильтрации раствора через слой ее до достижения проскока сорбируемого иона [26].

## 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.

Для достижения в дипломном проекте использовались действующие нормы технологического проектирования, сборники единых норм и нормативы численности рабочих, а также прейскурранты оптовых и мировых цен на концентраты, материалы и оборудование.

### 8.1 Введение

Эффективность развития народного хозяйства невозможно без широкого внедрения в производство достижений науки и техники, технического перевооружения, совершенствования организации производства труда, более полного использования интенсивных факторов развития, максимальной экономики материальных, трудовых и финансовых ресурсов, достижения наивысших конечных результатов при наименьших затратах.

Развитие народного хозяйства осуществляется при усиливающем воздействии ряда усложняющих это развитие факторов. В их числе: потребность реконструкции и модернизации большого числа предприятий, необходимость ассигнования дополнительных средств на охрану окружающей среды и другие. Проблема повышения эффективности производства имеет особое значение для горной промышленности, обеспечивающей отрасли народного хозяйства страны сырьем, материалами и топливом.

Результаты работы горнодобывающих предприятий в значительной мере определяют уровень эффективности производства во всех отраслях народного хозяйства, потребляющих продукцию горной промышленности [39].

Практически все вопросы, которые необходимо решать инженеру на производстве, носят технико-экономический характер. Значение экономики позволяет выявить оптимальные решения в процессе проектирования

промышленных предприятий, реконструкции и переоснащения действующих, при решении вопросов о внедрении новой техники и технологии производства.

## 8.2 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, труды и отдыха рабочих, а также вопросы социального характера, влияющие на успешное выполнение планов производства.

Различают годовой и суточный режим работы предприятий участков. Годовой режим работы бывает прерывный и непрерывный [39].

Для проектируемой фабрики принимаем непрерывный режим работы, вахтовым методом т.е. 24 часа в 2 смены, не имеющий остановок на выходные и праздничные дни. Календарный фонд времени – 365 дней. Время на ремонтное обслуживание 36 дней. Рабочий фонд времени работы оборудования вычисляется:

$$T_{\text{раб}} = T_{\text{кал}} - T_{\text{рем}}, \text{ дней}; \quad (44)$$

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.

$$T_{\text{раб}} = 365 - 35 = 329, \text{ дней};$$

Проектом приведен график сменности ее работы, и баланс рабочего времени за год. График сменности приведен в таблице 24.

Таблица 24 – График сменности при непрерывном режиме работы

Бри-гада	Дни месяца															
	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17
1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	2
2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	1
3	в	в	в	в	в	в	в	в	в	в	в	в	в	в	в	в
4	в	в	в	в	в	в	в	в	в	в	в	в	в	в	в	в
Бри-гада	Дни месяца															
	17	18	19	20	21	22	23	24	25	26	27	28	29	30	31	
1	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2

Продолжение таблицы 24

1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	
2	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	
3	в	в	в	в	в	в	в	в	в	в	в	в	в	в	в	
4	в	в	в	в	в	в	в	в	в	в	в	в	в	в	в	
Бри- гада	Дни месяца															
	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16
1	в	в	в	в	в	в	в	в	в	в	в	в	в	в	в	в
2	в	в	в	в	в	в	в	в	в	в	в	в	в	в	в	в
3	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	2
4	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	1
Бри- гада	Дни месяца															
	17	18	19	20	21	22	23	24	25	26	27	28	29	30	31	
1	в	в	в	в	в	в	в	в	в	в	в	в	в	в	в	2
2	в	в	в	в	в	в	в	в	в	в	в	в	в	в	в	1
3	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	в
4	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	в

Для расчёта эффективного рабочего времени  $T_{эф}$  составляется баланс рабочего времени за год (таблица 25).

Таблица 25 - 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	182
3	Номинальный фонд рабочего времени (п.1– п.2)	183
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)	176

### 8.3 Производственная мощность, производственная программа и товарная продукция фабрики

Производственная мощность-это максимально возможный в конкретных условиях технически и экономически обоснованный выпуск продукции необходимого качества при минимальных затратах производства и наиболее эффективном использовании оборудования [39, 42].

Производственная мощность обогатительного производства определяется по сырью (руде) следующим образом:

$$M_c = A * (T_{\text{кал}} - T_{\text{рем}}) * N_T, \quad (45)$$

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

$A$  – число одинаковых, параллельно установленных, ведущих агрегатов;

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

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

$$N_{\text{тр}} = 6000 \text{ т/сут}$$

Производственная мощность по концентрату определяется как:

$$M_k = A(T_{\text{кал}} - T_{\text{пер}})N_T \frac{\alpha \cdot \varepsilon}{\beta \cdot 100\%}, \quad (46)$$

где  $\alpha$  – содержание металла в исходном сырье;

$\beta$  – содержание металла в концентрате;

$\varepsilon$  – извлечение металла в концентрат.

$$M_c = 2 * (365 - 24) * 6000 = 4092000 \text{ т/год}$$

$$M_k = 20460 \text{ т/год}$$

Показателями использования производственной мощности являются:

Коэффициент экстенсивности:

$$K_{\text{э}} = T_{\text{раб}} / T_{\text{кал}} = 182 / 365 = 0,5, \quad (47)$$

Коэффициент интенсивности:

$$K_{\text{и}} = Q_{\text{фаб}} / (N_T * A) = 1,52, \quad (48)$$

где  $Q_{\text{фаб}}$  – запланированная производительность фабрики, т/сут;

Интегральный коэффициент:

$$K_{\text{ин}} = K_{\text{э}} * K_{\text{и}} = 0,5 * 1,52 = 0,76, \quad (49)$$

Производственная программа (по сырью  $\text{ПП}_c$  и по концентрату  $\text{ПП}_k$ ) или план производства обогатительной фабрики – это задание на получение продуктов обогащения соответствующего качества.

$$\text{ПП}_c = M_c * K_{\text{ин}}, \quad (50)$$

$$\text{ПП}_c = 4092000 * 0,76 = 3109921 \text{ т/год}$$

$$\text{ПП}_k = M_k * K_{\text{ин}}, \quad (51)$$

$$\text{ПП}_k = 20460 * 0,76 = 15549,6 \text{ т/год}$$

Товарная продукция рассчитывается по ценам предприятия на продукцию, определяется по формуле:

$$\text{ТП} = V_{\text{ч.х}} \times \text{Ц}, \text{ руб/год} \quad (52)$$

где  $V_{\text{ч.х}}$  - объем чисто химического золота, г/год;

Ц-цена за грамм золота, руб;

$$V_{\text{ч.х}} = M_{\text{AU}} \times n \times N, \text{ г/год} \quad (53)$$

где  $M_{\text{AU}}$  - масса золота, г/час;

$n$  - количество часов, сут;

$N$  - количество суток, год;

$$M_{\text{AU}} = Q_{\text{фаб}} \times \alpha \times \varepsilon, \text{ г/час} \quad (54)$$

$$M_{\text{AU}} = 760 * 1,44 * 0,75 = 820,8 \text{ г/час};$$

$$V_{\text{ч.х.}} = 820,8 * 24 * 365 = 7190208 \text{ г/год};$$

$$\text{ТП} = 7190208 * 2400 = 1725649920 \text{ руб/год.}$$

#### 8.4 Численность трудящихся

Различают явочную (число работников, ежедневно выходящих на работу) и списочную (число работников по штату) численность трудящихся [39, 42].

Явочная численность трудящихся рассчитывается по формуле:

$$\text{Ч}_{\text{яв}} = \text{Н}_{\text{чис}} * \text{А} * \text{Б}, \text{ чел} \quad (55)$$

где  $\text{Ч}_{\text{яв}}$  – явочная численность трудящихся;

$\text{Н}_{\text{чис}}$  – норматив численности, для обслуживания одного агрегата, чел;

$\text{А}$  – количество обслуживаемых агрегатов, шт;

$\text{Б}$  – количество рабочих бригад (для непрерывного режима работы  $\text{Б} = 4$ ).

Списочный состав рабочих определяется по формуле:

$$\text{Ч}_{\text{сп}} = \text{Ч}_{\text{яв}} * \text{T}_{\text{кал}} / \text{T}_{\text{эф}}, \text{ чел.} \quad (56)$$

Таблица 26 – Списочный состав рабочих фабрики

Профессия	Обслу. обор.	нор. чис.	кл. агрег.	кол. брг.	явоч.чис.	спис. чис.
1	2	3	4	5	6	7
Бункеровщик	Бункер	0,01	2	4	8	10
Дробильщик	Питатель	0,3	2	4	8	10
	Дробилка ШДС	0,3	2	4		

Продолжение таблицы 26

1	2	3	4	5	6	7
Мельник	Мельница ММС	0,13	2	2	14	16
	Мельница МЦЦ	0,13	4	4		
	Мельница МЦЦ	0,13	1	2		
	Гидроциклоны	0,007	26	6		
Насощик	Насосы	0,03	3	2	6	8
	Грохот	0,1	2	4		
Флотация	Флотационные Машины	0,12	7	4	12	14
	Насосы	0,03	4	4		
Сгустительщик	Сгустителя	0,11	1	4	8	10
	Насос	0,03	1	4		
Всего:					56	68
ИИП 40%						27
Итого:						95

Явочная численность инженерно-технических рабочих (ИТР), служащих и младшего обслуживающего персонала (МОП) планируется исходя из типовых штатных расписаний, организационной структуры предприятия и режима работы [42].

### 8.5 Производительность труда

Производительность труда характеризует количество продукции, приходящейся на одного человека за определенный промежуток времени. Различают натуральный и стоимостной методы исчисления производительности труда [40, 42].

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

$$P_T = TP / Ч_{сп}, \text{ р/ год/ чел}; \quad (57)$$

где TP – товарная продукция, р;

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

$$P_T = 3109921 / 95 = 32736 \text{ руб./ год/ чел.}$$

## 8.6 Расчет заработной платы

В основу организации и планирования зарплаты рабочих положена тарифная система, устанавливающая меру оплаты труда. Составными частями тарифной системы оплаты является тарифно-квалификационные справочники, тарифные сетки и районные коэффициенты к ним. Общий фонд заработной платы определяется из условий выполнения производственной программы. Он состоит из основной и дополнительной заработной платы. Фонд основной заработной платы включает: прямую заработную плату за фактически отработанное время по сдельным расценкам, тарифным ставкам, а также доплаты: сдельно – прогрессивную, с районным коэффициентом, за работу в ночное время, праздничные премии рабочим и др [39, 40, 42].

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

Порядок расчета следующий:

По тарифу за год:

$$З_{ТГ} = З_{ТД} * Т_{ЭФ} * Ч_{СП}, \quad (58)$$

где  $T_{ЭФ} = 176$  дн.

С районным коэффициентом:

$$З_{Р} = З_{ТГ} * K_{Р}, \quad (59)$$

где  $K_{Р}$  – районный коэффициент,  $K_{Р} = 1,7$ .

Премии:

$$З_{П} = З_{Р} * (100 + d_{Н}) / 100, \quad (60)$$

где  $d_{Н}$  - размер премии, %;  $d_{Н} = 50$  %.

Доплата за работу в ночное время:

$$З_{ОБЩ} = З_{П} * (100 + d_{Н}) / 100, \quad (61)$$

где  $d_{Н}$  - размер доплат за работу в ночное время, %;  $d_{Н} = 20$  %.

За отпуск:

$$Д_{О} = З_{ОБЩ} / m, \quad (62)$$

где  $m$  – число месяцев работы ( $m = 15$  дней)

Прочие:

$$D_{\text{ПР}} = Z_{\text{общ}} * d_{\text{ПР}}, \quad (63)$$

где  $d_{\text{ПР}}$  – прочие выплаты ( $d_{\text{ПР}} = 0,7$ )

Всего:

$$D = D_o + D_{\text{ПР}}, \quad (64)$$

Общий фонд заработной платы

$$Z = Z_{\text{общ}} + D. \quad (65)$$

Расчеты основного фонда з/платы приведены в таблице 27.

Таблица 27 – Расчет фонда заработной платы

Профессия	Дневная тарифная ставка, р	Фонд основной заработной платы					Фонд дополнительной заработной платы			Общий фонд заработной платы, руб.
		Количество рабочих	По тарифу за год	С районным коэффициентом	премии	Доплата за работу	За отпуск	прочие	всего	
Бункеровщик	720	10	1267200	70	50	20	118272	1241856	1360128	3134208
Дробильщик	760	10	1337600	70	50	20	124843	1310848	1435691	3308331
Машинист конвейера	770	8	1084160	70	50	20	101188	1062477	1163665	2681489
Машинист мельницы	760	8	1070080	70	50	20	99874,1	1048678	1148553	2646665
Флотатор	750	14	1848000	70	50	20	172480	1811040	1983520	4570720
Аппаратчик гидроциклонов	750	6	792000	70	50	20	73920	776160	850080	1958880
Аппаратчик насосной установки	750	8	1056000	70	50	20	98560	1034880	1133440	2611840
Аппаратчик сгустителей	730	4	513920	70	50	20	47965,9	503642	551607	1271095
Вспомогательные рабочие 40%	740	27	3516480							3516480
Итого:		95								25699708

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

Таблица 28 – Расчет фонда заработной платы по ИТР и МОП

Должности	Кол-во	Оклад	С районным коэф. 70%	С премией 50%	С доплатой за ночное время 20%	За год	
ИТР	Директор ЗИФ	1	90000	63000	45000	18000	2592000
	Гл. инженер ЗИФ	1	80000	56000	40000	16000	2304000
	Гл.энергетик ЗИФ	1	75000	52500	37500	15000	2160000
	Гл. механик ЗИФ	1	75000	52500	37500	15000	2160000
	ГЛ.технолог ЗИФ	1	75000	52500	37500	15000	2160000
	ГЛ. по ТБ ЗИФ	1	70000	49000	35000	14000	2016000
	ГЛ.эколог ЗИФ	1	70000	49000	35000	14000	2016000
	Начальник смены	2	60000	42000	30000	12000	3456000
	Мастер	6	50000	35000	25000	10000	8640000
	Итого:	15					27504000
МОП	Секретарь	1	30000	21000	15000	6000	864000
	Уборщица	4	20000	14000	10000	4000	2304000
	Итого:	5					3168000
Всего:	20					30672000	

По полученным расчетам составим общую таблицу заработной платы.

Таблица 29 – Годовой фонд заработной платы

Годовой фонд заработной платы, руб.	
Рабочие	25699708
ИТР	27504000
МОП	3168000
Социальный налог	14656644
<b>Итого:</b>	<b>71028352</b>

### 8.7 Основные фонды

Необходимо определить стоимость зданий и сооружений с учетом их строительно-монтажных работ, исходя из стоимости 1м<sup>3</sup> объема помещения.

Стоимость зданий и сооружений приведена в таблице 30.

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

**Таблица 30 – Стоимость зданий и сооружений**

Наименование	Объем помещения, м <sup>3</sup>	Сметная стоимость	
		За 1 м <sup>2</sup> , тыс.р.	Всего объема, руб
<b>Здания</b>			
Главный корпус	900	100000	90000000
Корпус дробления	756	120000	90719000
Склад реагентов	324	50000	16200000
Флотационное отделение	400	40000	16000000
Химлаборатория	324	40000	12960000
Другие здания	324	15000	4860000
<b>Итого</b>			<b>2317339000</b>
<b>Сооружения</b>			
Приемный бункер	250	15000	3750000
Галерея	180	15000	2700000
Хвостохозяйство: а) пульпонасосная, трубопроводы б) насосная, водоотвод, обратное водонабжение	2000 500	15000 3000	30000000 1500000
Объекты цехового хозяйства, 6% от предыдущих	284	8000	2277000
Другие сооружения	972	2500	2431422
<b>Итого:</b>			<b>42658422</b>
<b>Всего:</b>			<b>274397422</b>

**Таблица 31 – Стоимость оборудования**

Наименование	Кол-во	Цена, руб	Монтаж, %	Транспорт, %	Стоимость, руб
1	2	3	4	5	6
Дробилка щековая ЩДС 7,5-9	2	3000000	15	20	4050000
Дробилка щековая ЩДС 1,6-6	2	2000000	15	20	2700000
Мельница ММПС 90х30А	4	1200000	15	20	1620000
Грохот вибрационный ГИС-42	2	2500000	15	20	3375000
Мельница МШЦ 4500х6000	4	2000000	15	20	2700000
Мельница МЦЦ 2700х3600	2	900000	15	20	1215000
Гидроциклон ГЦ-500	16	1600000	15	20	2160000
Машина флотационная ФПМ-20	10	550000	15	20	742500
Машина флотационная ФМ-50	6	900000	15	20	1215000
Гидроциклон ГЦ-250	16	1280000	15	20	1728000

## Продолжение таблицы 31

1	2	3	4	5	6
Сгуститель РС-9	2	2000000	15	20	2700000
Конвейер ленточный	2	600000	15	20	810000
Питатель	2	315623	15	20	435560
Насос ГрАТ(К) 1400/40/IV-1,6	11	136401	15	20	564700
Контактный чан КЧР-70А	2	400000	15	20	540000
Неучтенное оборудование 3%					1261672,8
<b>Всего:</b>					<b>43317432,8</b>

Таблица 32 – Структура промышленно - производственных фондов

Основные фонды	Удельный вес, %	Абсолютная величина, руб.	Амортизация	
			%	руб.
Здания	35,2	231739000	3	6952170
Сооружения	7,4	42658422	5	2132921,1
Оборудование	20	43317432,8	15	6497614,9
Передаточные устройства	7,0	198329	8	15866,3
Рабочие машины	19,4	19830429	15,7	31133,47
Транспорт	5,0	2882329	12	345879
Инструменты	3,0	1729397	25	432349,25
Прочее	1,0	576465	33	190233,45
Измерительные	0,7	403526	14	56494
Производственный и хозяйственный инвентарь	1,3	749405	12	89928,6
<b>Итого:</b>	<b>100</b>	<b>344084734,8</b>	<b>15,86</b>	<b>16744590,07</b>

**8.8 Эффективность использования основных фондов**

а) фондоотдача:

$$\Phi_{\text{отд}} = \text{ТП} / \text{О}_{\text{осн}}, \quad (66)$$

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

$$\Phi_{\text{отд}} = 17256499200 / 8807148102 = 1,9 \text{ руб.}$$

б) фондоемкость:

$$\Phi_{\text{ем}} = 1 / \Phi_{\text{отд}} = 1 / 1,9 = 0,52 \text{ руб.}$$

в) фондовооруженность:

$$\Phi = \text{О}_{\text{ос}} / \text{Ч}_{\text{сп}}, \quad (67)$$

где  $\text{Ч}_{\text{с}}$  – списочная численность промышленно-производственного персонала

$$\Phi = 8807148102 / 95 = 92706822,12 \text{ руб/чел.}$$

Оборотные фонды – это часть производственных фондов предприятия, которое полностью потребляется в каждом производственном цикле [40]. Состав основных фондов представлен в таблице 34.

### 8.9 Себестоимость продукции

Себестоимость – совокупность затрат в денежном выражении на обогащение руды. На основании рассчитанных технико-экономических показателей (зарплата, основные фонды, оборотные фонды и др.), составляем калькуляцию себестоимости и сводим ее в таблицу 33.

Таблица 33 – Расчет стоимости вспомогательных материалов

Наименование	Ед.изм	На 1 тонну	Расход в год	Цена, руб	Стоимость, руб
Футеровка	кг	0,3	2500	10000	25000000
Шары	т	2,0	1100	10000	11000000
Сита грохотов	кг		800	1600	1280000
Лента конвейерн	м <sup>2</sup>	0,003	5000	4000	20000000
Известь	кг	4,3	98700	22	2171400
Сода каустическая	кг	0,3	1750	100	175000
Флокулянт А331Р	кг	0,01	35000	25	875000
Анионит	кг	0,00115	233100	45	10489500
Щелочь NaOH	кг	0,11	98700	22	2171400
Прочие 10%					8141100
Итого:					822251100

Таблица 34 - Состав оборотных фондов

Наименование	Стоимость, руб
Топливо	30156542,84
Электроэнергия	25318385
Вода	889538,69
Итого:	64163616,93
Прочие 3%	1924908,5
Итого:	66088525,44

Таблица 35 – Калькуляция себестоимости переработки руды

Статьи затрат	%	Годовые затраты, руб
Сырье и себестоимость добычи	33	4092000
Оборудование	20	43317432,8
Материалы	5,9	90735700
Топливо технологическое	5,2	30156542,84
Электроэнергия	3,6	25318385
Заработная плата	17,87	71028352
Социальный налог (22%)		14656644
Амортизация	13	16744590,07
Итого:	100	3274151268,4
Прочие расходы (10%)	10	327415126,84
Цеховая себестоимость	110	3601566395,24
Общепроизводственные расходы	3	108046991,8572
Себестоимость переработки	113	3709613387,0972

### 8.10 Прибыль и рентабельность

Прибыль общая:

$$P_o = TP - C, \quad (68)$$

где  $C$  – полная или годовая себестоимость реализованной продукции, руб.

$$P_o = 17256499200 - 3709613387,0972 = 13546885812,902 \text{ руб.}$$

Чистая прибыль:

$$P_{\text{ч}} = P_o - (P_o * H_n) / 100, \quad (69)$$

где  $P_o$  – общая прибыль, руб;

$H_n$  – ставка налога на прибыль, % ( $H_n = 24$  %).

$$P_{\text{ч}} = 10295633217,805$$

Рентабельность к себестоимости:

$$R = P_{\text{ч}} / C * 100 \% \quad (70)$$

$$R = (10295633217,805 / 3709613387,0972) * 100\% = 2,7 \%$$

### 8.11 Определение платы за загрязнение окружающей среды и размещение отходов

Существуют два вида базовых нормативов платы [42]:

- 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) [42].

Общая величина платы природопользователей за размещение отходов определяется по формуле:

$$P_{от} = K * C_{пл} * M_{фс}, \quad (71)$$

где  $K$  – поправочный коэффициент экологической ситуации;

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

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

$$M_{фс} = Q_{фаб} * \gamma / 100 * (R + 1 / \delta), \quad (72)$$

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

$R$  – разжижение пульпы в хвостах;

$\gamma$  – выход хвостов, %;

$\delta$  – плотность руды.

Таблица 36 – Показатели для расчета

Стоимость размещения 1м <sup>3</sup> жидких отходов, руб	15
Количество жидких отходов, размещенных на фабрике, м <sup>3</sup>	2186,56
Коэффициент экологической ситуации или др.	0,3
Разжижение пульпы	2,7
Плотность руды	3,5
Плата за размещение отходов, руб	290216,22

## 8.12 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.

Среднегодовой доход:

$$D_{г} = TP - C + A, \quad (73)$$

$$D_{г} = 17256499200 - 3709613387,0972 + 16744590,07 = 13563630403 \text{ руб}$$

Среднегодовые капитальные затраты

$$K_{г} = K_{в} / t_{с}, \quad (74)$$

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

$$K_r = 28922756979,26 / 5 = 5784551395,85$$

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

$$A_d = [(1+E)^t - 1] / (1+E)^T * E, \quad (75)$$

$$A_k = [(1+E)^t - 1] / (1+E)^{t_c} * E, \quad (76)$$

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

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

$T$  – общее время движения денежных потоков;

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

$$A_d = 0,2$$

$$A_k = 0,41$$

Рассчитываем чистый дисконтированный доход:

$$\text{ЧДД} = (D_r * A_d) - (K_r * A_k) \quad (77)$$

$$\text{ЧДД} = 341060008,3$$

Индекс доходности или уровень доходности проекта на вложенную денежную единицу

$$I_d = (D_r * A_d) / (K_r * A_k) \quad (78)$$

$$I_d = 11,4$$

При  $I_d < 1$  проект не эффективен.

По полученным точкам строим график, график зависимости чистого дисконтированного дохода от величины учетной ставки равной 0,25:

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

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

$$A_d = 0,09$$

$$A_k = 0,03$$

$$\text{ЧДД} = 113700713,53$$

$$I_d = 7,03$$

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

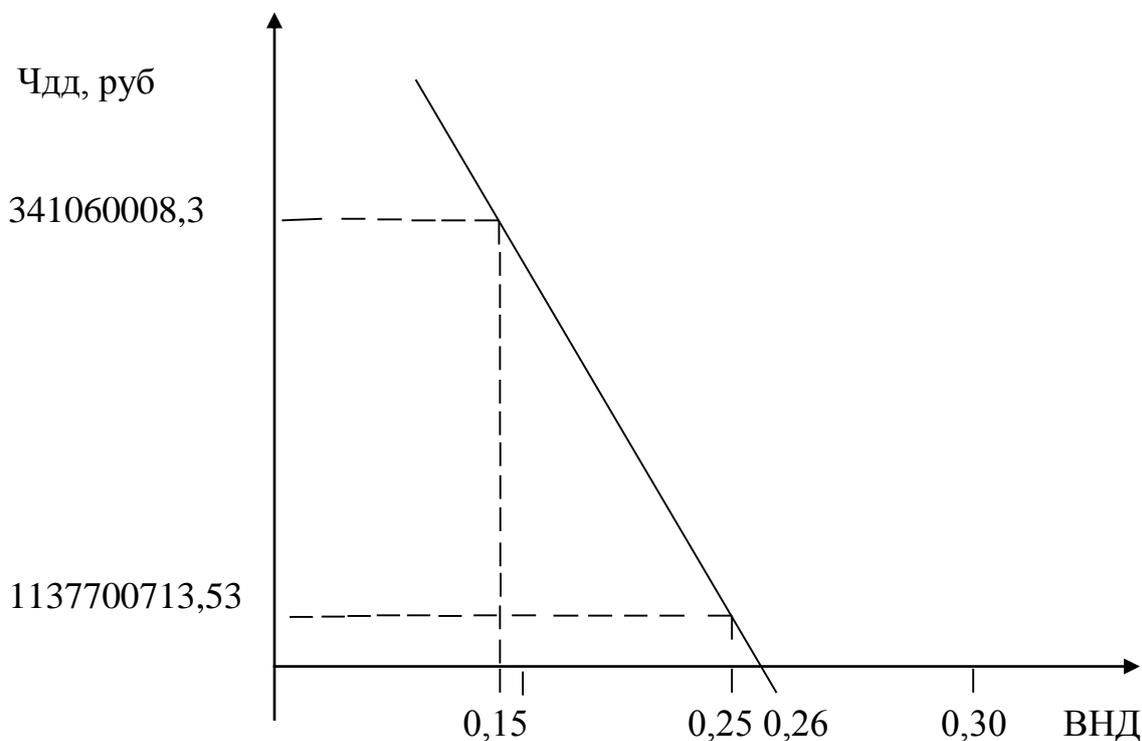


Рисунок 3 – График зависимости Чдд от величины учетной ставки  
 Данные технико-экономические показатели сводим в таблицу 37.

Таблица 37 – Данные технико-экономических показателей

Показатели	Един.изм.	Проект	Фактическая
Производственная мощность:			
По сырью	т/год	4092000	4100000
По концентрату	т/год	20460	20500
Численность ППП	Чел.	95	95
Производительность ППП	т/чел/год	32736	32500
Годовой фонд заработной платы	мл. руб.	71,28	72
Основные фонды	мл. руб.	344,08	350
Оборотные фонды	мл. руб.	66,08	67
Цена за 1т продукции:	мл. руб.	32	
Себестоимость 1т продукции	тыс. руб.	317,7	
Полная себестоимость	мл. руб.	590,4	
Товарная продукция	мл. руб.	1021,6	
Прибыль чистая	мл. руб.	327,6	
Рентабельность	%	55	10
Плата за размещение отходов	тыс. руб.	290,2	
Налог с прибыли	мл. руб.	327,6	
Чистый дисконтированный доход ЧДД	мл. руб.	113,7	
Внутренняя норма доходности ВНД	ед.	0,26	
Индекс доходности Ид	ед.	7,03	
Срок окупаемости	лет	6	

## 9 ЭКОЛОГИЧНОСТЬ ПРОЕКТА

При добыче и переработке золотосодержащих руд Маломирского рудника будет осуществляться негативное воздействие на все среды окружающей среды.

### **9.1 Экологические аспекты промышленного производства золота из руд месторождения «Маломир»**

Главной задачей охраны окружающей среды при добыче золота является реализация программных мероприятий по решению экологических проблем в оздоровлении экологической обстановки в районах деятельности геологоразведочных и горнодобывающих организаций с постепенным приближением к нормативам состояния окружающей среды. Для этого необходимо проводить мероприятия по охране окружающей среды, такие как ревизия наличия дополнительных источников загрязнений; отсыпка дамб, хвостохранилищ и контроль состояния гидротехнических сооружений; рекультивацию площадей, выводимых из эксплуатации, озеленение, усовершенствование технологии буровзрывных работ; строительство очистных сооружений; монтаж газоочистного оборудования; обновление парка аналитических приборов экологической лаборатории [43].

### **9.2 Охрана атмосферного воздуха от загрязнения**

Основными источниками пыле-газообразования на карьерах, рудниках, обогатительных фабриках являются буровые станки, буро-взрывные работы (БВР), экскаваторы, автосамосвалы, бульдозеры, дробильные и сортировочные установки.

При этом главной особенностью воздействия на атмосферу является наличие большого количества пыли.

Взрывные работы. Наибольшее количество пыли и газов выбрасывается в атмосферу при массовом взрыве на карьере. При этом выделение вредных веществ в атмосферу происходит в виде пылегазового облака. Характерно, что

выделившаяся из пылегазового облака пыль является источником дальнейшего загрязнения атмосферного воздуха ближайшей территории.

Погрузочно-разгрузочные работы сопровождаются значительным выделением пыли. При этом большое количество пыли выделяется в атмосферу при работе карьерной техники, автотранспорта для перевозке руды и грузов.

Транспортирование. Загрязнение атмосферного воздуха пылью происходит в результате выноса тонкодисперсных частиц с поверхности транспортируемой горной массы. Характерно, что при работе автомобильного транспорта происходит дополнительное загрязнение атмосферы выбросами вредных веществ, образующихся при сжигании топлива в двигателях внутреннего сгорания.

Таблица 38 - Характеристика основных загрязняющих веществ, выбрасываемых в атмосферу [36].

Наименование вещества	Использ. критерий	Значение критерия, мг/м <sup>3</sup>	Класс опасности	Суммарный выброс вещества	
				г/т	т/год
Азот (IV) оксид(Азота диоксид)	ПДК м/р	0,2	3	94,936	237,34
Амилены	ПДК м/р	1,5	4	0,00248	0,0062
Смесь углеводородов C <sub>1</sub> – C <sub>5</sub>	ОБУВ	50		0,01346	0,03365
Смесь углеводородов C <sub>6</sub> – C <sub>10</sub>	ОБУВ	30		0,02488	0,0622
Керосин	ОБУВ	1,2		23,568	58,67
Углерод оксид	ПДК м/р	5	4	194	485
Углерод черный	ПДК м/р	0,15	3	14,544	36,36

(Сажа)					
Хлор	ПДК м/р	0,1	2	0,001	0,0025

В случае использования конвейерного транспорта наиболее выделение пыли происходит в процессе рудоподготовки (дробление, измельчение, грохочение, усреднение).

На обогатительной фабрике источником поступления вредных выбросов в атмосферу является процесс проведения операций по подготовке сырья к обогащению (усреднение и рудоподготовка) в бункерах, на складах и промплощадках. В отделении сорбции происходят испарения цианидов из пачуков, а так же испарение воды в сгустителях.

Все работы на предприятии будут осуществляться в соответствии с основными законами РФ [21, 34, 45].

В результате исследования оценки качества атмосферного воздуха по ГОСТ 17.2.1.01-76 [14] было выявлено что: фоновые концентрации загрязняющих веществ атмосферного воздуха в пределах Маломырского золоторудного месторождения составляют [36]:

Пыль – 0.26 мг/м<sup>3</sup>;

Диоксид азота – 0.04 мг/м<sup>3</sup>;

Диоксид серы – 0.04 мг/м<sup>3</sup>;

Оксид углерода – 1.5 мг/м<sup>3</sup>;

Аммиак – 0.02 мг/м<sup>3</sup>;

Формальдегид – 0.023 мг/м<sup>3</sup>.

В результате чего были предложены меры по сокращению вредных веществ в атмосфере, а именно:

- при буровых, взрывных, а так же транспортировке сырья в сухое время года обильно поливать водой места работы карьерной техники и дороги, что-бы уменьшить пылевыведение;

- на обогатительной фабрике установить современные пылеулавливатели, проводить влажную уборку каждые 4 часа.

### 9.3 Охрана поверхностных и подземных вод

Карьерные воды и, при необходимости, дренажные воды с отвалов после очистки используются для целей пылеподавления при буровзрывных и погрузочно-разгрузочных работах на карьере, на орошение и полив автодорог и отвалов. Воды ливневой канализации, излишки карьерных и дренажных вод после очистки сбрасываются. Воды из хвостохранилищ используются в системе полного технологического оборотного водоснабжения без сброса [28].

Концентрации загрязняющих веществ на выходе очистных сооружений будет соответствовать требованиям, предъявляемым к водоемам, имеющим рыбохозяйственное и хозяйственно-питьевое назначение, которые позволяют выпускать очищенные сточные воды на поля фильтрации.

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

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

Нарушение гидрогеологического режима подземных вод обусловлено необходимостью осушения карьеров при их отработке. Основным способом осушения на проектируемом предприятии - организация карьерного водоотлива скважин. В результате вскрытия водоносных горизонтов, залегающих в разрабатываемой толще пород, ожидается образование депрессионной воронки, охватывающей прилегающую к карьере территорию. Прогнозируемый размер воронки осушения, считая от границ карьера, составит ~ 250 м.

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

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

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

Воды ливневой канализации подвергаются очистке от взвешенных веществ и нефтепродуктов в специально сооруженных отстойниках. Сброс очищенных ливневых вод не приводит к загрязнению поверхностных вод с превышением норм ПДК по ГОСТ Р 51592-2000 [10].

Воды хвостохранилищ полностью используются в системе оборотного водоснабжения без сброса.

Хозяйственно бытовые стоки проходят полный цикл биологической очистки согласно ГОСТ Р 51593-2000 [11] и направляются на поля фильтрации.

В период эксплуатации негативного влияния на поверхностные воды не ожидается.

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

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

Карьеры превратятся в искусственные водоемы, участвующие в функционировании гидросети района [29, 45].

Отвалы спланированы с уплотнением поверхности для исключения образования дренажного стока.

Проводятся плановые и внеплановые проверки водоносного слоя. По их результатам видно, что вредные вещества все таки попадают в воду.

Проверки проводят как местные службы, так и специальная служба по контролю и качеству вод. Компания ОАО «Амургеология» осуществляет расчет фоновых концентраций поверхностных вод с использованием результатов систематических наблюдений в соответствии с РД 52.24.622-2001 [35].

Для поверхностных вод руч. Маломир характерен природный повышенный фон по взвешенным веществам, цветности, мутности [36].

Таблица 39 – Состав сточных вод

Характеристика поверхностного стока	Наименование загрязняющих веществ	Концентрация, мг/л
Карьерный водоотлив	Взвешенные вещества	12,5
	Нефтепродукты	0,05
Дренажные воды с отвалов	Взвешенные вещества	12,5
	Нефтепродукты	0,05
Воды ливневой канализации (дождевые)	Взвешенные вещества	2,0
	Нефтепродукты	0,016
	БПК	3,0
Воды ливневой канализации (талые)	Взвешенные вещества	3,5
	Нефтепродукты	0,03
	БПК	3,0
Хозяйственно-бытовые	Взвешенные вещества	3,0
	БПК полн.	3,0
	Аммоний солевой	0,4
	Фосфаты (в СПАВ)	1,0
	Нитраты	2

Согласно принятым фоновым расчетам поверхностные воды р. Нижняя Стойба характеризуются природным повышенным фоном по окисляемости, взвешенным веществам, цветности, мутности, марганцу, железу, фенолам.

Для поверхностных вод руч. Сухоныр характерен природный повышенный фон по взвешенным веществам, цветности, мутности, алюминию, фосфору, марганцу, железу, меди, фенолам.

#### 9.4 Охрана почв от отходов производства

Общая площадь земельного отвода под объекты ООО «Маломырский рудник» на полное развитие составляет 488,94 га. Участки, отводимые под строительство, расположены в эксплуатационных лесах ГУ Амурской области «Экимчанское лесничество» Селемджинского района.

Почвенный покров Маломырского золоторудного месторождения сформировался в однородных биоклиматических условиях, в зоне буротаежных холодных длительно-промерзающих под лесной растительностью почв. Почвообразующие породы представлены аллювиальными отложениями. Профиль аллювиальной толщи характеризуется сочетанием слоев различного механического состава. Особенностью аллювия является низкая сумма поглощенных оснований (10,4-15,6 м-экв), незначительная гидролитическая кислотность (1,6-5,2 м-экв) и кислая реакция среды (рН 3,9 – 4,6) *ГОСТ 17.5.1.02-85* [7].

Рассматриваемая территория характеризуется умеренно-слабой способностью к самоочищению для твердых органических веществ, умеренной для жидких органических и минеральных продуктов техногенеза, слабой и очень слабой – для аэрозолей.

В период эксплуатации основное механическое воздействие на почвы связано с размещением хвостов обогащения и переработки на полигоне полусухого складирования и твердых отходов на полигоне ТБО. Площадь нарушений ограничена проектными размерами сооружений.

Химическое загрязнение почв и растительности на прилегающей к технологическим площадкам территории связано с воздействием выхлопных газов работающей горной техники и автотранспорта, а также разносом пыли. Проектом приняты мероприятия, существенно снижающие степень запыленности территории. Концентрация оксидов азота и диоксида серы за границей СЗЗ прогнозируется ниже ПДК населенных мест, поэтому химического загрязнения на почвы и растительный покров вне зоны землеотвода практически не будет. На площадках проведения эксплуатационных работ прогнозируется угнетение фотосинтеза растений с

замедлением их роста при воздействии пыли, оседающей на поверхности листьев и травы [7, 15].

В целом земли, занятые под горные участки, промплощадку, склад ВМ, по своим физико-механическим свойствам малопригодны для сельскохозяйственного использования. Содержание мелкозема в пустых породах незначительное и они не могут быть потенциально плодородными.

Для рекультивации поверхности шламовых отложений в верхней и нижней секциях хвостохранилища отсыпаются грунтовые насыпи высотой 1 м из местного скального материала фракции 20 – 150 мм в виде параллельных гребней на расстоянии 20 м друг от друга. Насыпи уменьшают ветровые нагрузки на поверхность намывных хвостов, препятствуют их неконтрольному размыву, улучшают условия для закрепления растительности. Камень доставляется из карьера, расположенного в 32 км от хвостохранилища. Для отсыпки грунтовых насыпей в верхней и нижней секциях хвостохранилища проектом предусмотрена временная дорога шириной 5 м. Дорога выполняется из скального материала крупностью 20-150 мм. Поверхность хвостов между грунтовыми насыпями и поверхность насыпей грунтов подлежит биологической рекультивации - обработке бентонито-гуматным составом с добавками NPK и микробиологическими стимуляторами, и проводится одновременно с посевом многолетних злаковых трав механизированным способом с использованием гидросеялки.

Однако, по результатам проверок согласно ГОСТ 17.4.4.02-84 [9] наблюдается не соответствие с нормами. Местный фон характеризуется природным повышенным содержанием рудогенных элементов: *As, Ag, P, W, Mo, B, Bi, K, Na* для почв гумусового и иллювиального горизонтов.

Почвы гумусового горизонта сложены суглинком. По значению водородного потенциала почвы кислые (рН 4-6,0). Природная обстановка не постоянная: окислительная ( $Eh > 250$ ) и переходная ( $Eh < 250$ ).

Почвы иллювиального горизонта сложены влажным суглинком темно серого цвета с содержанием дресвы до 80% и щебня до 20%. По значению

водородного потенциала почвы горизонта кислые (рН 5,4-6,5). По значению редокс-потенциала характеризуются окислительной и переходной природной обстановкой.

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) ГОСТ 17.4.3.01- 83 [8] относительно ПДК отмечено в обоих горизонтах.

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

По результатам биотестирования вскрышные и вмещающие породы исследуемых образцов относятся к 5 классу опасности - практически не опасные для окружающей среды.

При наличии остаточных превышений уровней звукового давления на отдельных рабочих местах, обусловленных значительным превышением уровней мощности оборудования по сравнению с их предельно допустимыми шумовыми характеристиками, предусмотрено использование индивидуальных средств защиты от шума.

Дикие животные, которые водятся в зонах шумового воздействия, сменяют места обитания.

### **9.5 Рекультивация нарушенных земель**

Рекультивация площадки обогатительной фабрики заключатся в демонтаже фундаментов, засыпке котлованов с последующей планировкой поверхности и проведении биологического этапа рекультивации.

Работы по рекультивации площадок складов товарной и забалансовой руды заключаются в планировке поверхности и посеву семян местных дикорастущих трав [9, 31].

### **9.6 Хвостохранилище**

Складирование хвостов производится методом регулируемого равномерного намыва пляжа по всей длине существующей ограждающей дамбы (ПК-3), через выпуски распределительного пульповода. Ежемесячно

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

Ежесуточное складирование хвостов от переработки руды составляет 2160 тонн.

Ведутся работы по отладке технологии фильтрации необезвреженных хвостов фабрики в виде полусухих кеков с содержанием влаги 20-25%. Отгрузка отфильтрованного хвостового материала (кека) осуществляется автотранспортом и вывозка на площадку складирования, экранированную слоем глины толщиной 0,5 метра. Площадка складирования расположена в ложе хвостохранилища. Выделяющаяся из кеков влага и атмосферные осадки собираются в чаше хвостохранилища. Фильтрат, получаемый при фильтрации хвостов сорбции, направляется в емкость оборотной воды объемом 1000 м<sup>3</sup> и используется в технологическом процессе ЗИФ как оборотная вода.

Ежесуточно отбирается проба оборотной воды в чаше хвостохранилища №1 хвостов сорбции. Проба отбирается на определение содержания цианида натрия в оборотной воде. Кроме того, ниже тела дамбы хвостохранилища №1 на 500 метров по ручью Сухоныр отбирается проба воды на определение содержания цианида натрия.

Хвостохранилища будут захоронены под слоем грунта с сооружением поверх противофильтрационного экрана. Это мероприятие выполняется с целью предотвращения попадания атмосферных осадков в материал хранимых в хвостохранилищах хвостов и образования дренажного стока [44].

После прекращения деятельности предприятия на площади хвостохранилища оставшиеся в зоне прудков оборотные воды будут подвергнуты обезвреживанию и затем сброшены. На осушенных хвостохранилищах будут проведены работы по выравниванию поверхности. Профилированная территория будет покрыта слоем грунта из вскрышного отвала. Рабочий проект рекультивации хвостохранилищ целесообразно разработать к концу эксплуатации, проведя предварительно ряд

исследовательских работ, направленных на повышении эффективности принимаемых технических решений [44].

### **9.7 Дамба**

Проектом предусматривается дамба наливного типа с экраном из глины. В нижнем бьефе дамбы предусматривается дренаж для сбора фильтрационных вод (с возвратом их в прудок). Кроме того, для нестандартных ситуаций и на пусковой период ЗИФ, предусматривается сброс пульпы из цеха фильтрации на хвостохранилище. Проектом предусмотрено освещение дамб для обеспечения круглосуточного осмотра. В нижнем бьефе дамбы хвостохранилища предусматриваются наблюдательные скважины [42].

## 10 КОНТРОЛЬ И ОПРОБЫВАНИЕ

### 10.1 Контроль технологического процесса

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

Правила и порядок ведения контроля технологического процесса предусматриваются положениями, инструкциями и методиками, разрабатываемыми и утверждаемыми в установленном порядке [28, 29, 46].

Необходимо осуществлять контроль элементного состава исходного питания, промпродуктов и конечных продуктов обогащения и контроль гранулометрического состава продуктов измельчения.

Предполагается также автоматический контроль параметров технологического процесса и состояния основного оборудования.

#### *Технологический контроль*

Необходимо предусмотреть технологический контроль:

- прорыва и пробуксовки ленты конвейеров;
- забивки течек конвейеров;
- веса руды на конвейерах;
- расхода воды в мельницах;
- плотности слива классификатора и слива гидроциклонов;
- величины рН во флотации;
- ПДК сероводорода в воздухе помещений дозирования на дозирочной площадке.

#### *Автоматическое управление и регулирование:*

- поточно-транспортная система управления и сигнализации дробильным комплексом;
- автоматическое регулирование загрузки мельницы по весу, звуку и мощности электродвигателя;
- автоматическое регулирование соотношения «вода-руда»;

- автоматическое регулирование плотности пульпы слива классификатора;

- автоматизированная гидроциклонная установка;

- автоматическое дозирование реагентов по постоянству расхода;

- автоматическая система стабилизации уровней пульпы в камерах флотации;

- автоматическое включение аварийных вентсистем, систем от превышения ПДК в воздухе помещений.

Реагентный корпус:

- автоматическое включение аварийных вентсистем систем от превышения ПДК в воздухе помещений.

- автоматическое управление дренажными насосами в дренажном зумпфе.

Для обслуживания приборов и средств автоматизации необходимо предусмотреть службу КИП и А.

На обогатительной фабрике необходимо предусмотреть связь и сигнализацию.

На основных производствах технологической схемы ручной труд должен быть исключен. Использование ручного труда возможно только при проведении ремонтных работ, разделке проб и контроле отдельных параметров процесса.

Для проведения ремонтных работ необходимо предусмотреть установку в цехе соответствующих грузоподъемных механизмов, организовать поагрегатное (узловое) проведение ремонтных операций.

Система дозировки реагентов выполняет перемешивание и дозировку реагентов в различные операции флотации [28, 29].

Высота уровня пены регулируется автоматически, при помощи поплавка и установленных клапанов Дарт в конце каждой ступни флотационных камер. Камеры контроля пены устанавливаются на каждой ступени основной, первой и второй контрольных флотаций, что позволяет контролировать

производительность и регулировать подачу воздуха и уровней во флотационных камерах

Все пульпонасосы флотационного передела регулируются при помощи частотно-регулируемого привода.

В операциях основной и контрольной флотации контролируется извлечение золота, в пересчетных операциях – содержание золота в конечном концентрате.

Для регулирования содержания твердого в пульпе используется вода, подаваемая в желоба для их промывки [29, 46].

## ЗАКЛЮЧЕНИЕ

В результате проделанной работы запроектирована обогатительная фабрика на базе золотосодержащих руд Маломирского месторождения производительностью 6657600 т/год. Выбрана флотационная технологическая схема обогащения, рассчитана качественно-количественная схема с содержанием золота в исходной руде 1,44 г/т и содержанием в концентрате 24,5 г/т при извлечении 84,9%.

Выбрано основное технологическое оборудование:

В первом блоке в цехе дробления дробилка ШДС 1,6х6; в цехе измельчения мельница МПС 90х30А, две мельницы МШЦ 2700х3600, инерционный грохот ГИС-42 и восемь гидроциклонов ГЦ-250

Во втором блоке дробилка ШДС 7,5х9; в цехе измельчения мельница МПС 90х30А, две мельницы МШЦ 4500х6000, вибрационный грохот ГИС-42 и восемь гидроциклонов ГЦ-500.

Для обогащения руды в цехе флотации запроектирована установка флотационных машин пневмомеханического типа ФМП-20 и ФМ-50, установлен высокоскоростной сгуститель РС-9.

Выбрано вспомогательное оборудование: пластинчатый питатель, ленточные конвейеры, песковые насосы марки ГрАТ(К) 1400/40/IV-1,6 и контактный чан марки КЧР-70А.

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

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

Предусмотрена безопасность в цехах обогатительной фабрики.

Рассчитаны основные технико-экономические показатели: чистая прибыль составила 10295633217,805 руб. с рентабельностью 2,7 %.

## БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

- 1 Ананьев, В.П. Инженерная геология : Учеб. для строит. спец. вузов / В.П. Ананьев, А.Д. Потапов. – М.: Высш. шк., 2005. – 575 с.
- 2 Андреев, С.Е. Дробление, измельчение и грохочение полезных ископаемых: учеб. для вузов / С.Е. Андреев, В.А. Петров, В.В. Зверевич. - М.: Недра, 1980. – 415 с.
- 3 Богданов, О.С. Справочник по обогащению руд. Подготовительные процессы: учеб. для вузов / О.С. Богданов. - М.: Недра, 1982. - 366 с.
- 4 Богданов, О.С. Справочник по обогащению руд. Основные процессы: учеб. для вузов / О.С. Богданов. - М.: Недра, 1983. – 381 с.
- 5 ГОСТ 12.1.005-96 «Общие санитарно-гигиенические требования к воздуху рабочей зоны». – М., 1996.
- 6 ГОСТ 12.1.029-80 «Средства и методы защиты от шума». – М., 2001.
- 7 ГОСТ 17.5.1.02-85 «Охрана природы. Земли. Классификация нарушенных земель для рекультивации». – М., 1985.
- 8 ГОСТ 17.4.3.01- 83 «Почвы. Общие требования к отбору проб». – М., 1983.
- 9 ГОСТ 17.4.4.02-84 «Охрана природы, почвы. Методы отбора и подготовки проб для химического, бактериологического и гельминтологического анализа». – М., 1984.
- 10 ГОСТ Р 51592-2000 «Вода. Общие сведения к отбору проб». – М., 2000.
- 11 ГОСТ Р 51593-2000 «Вода питьевая. Отбор проб». – М., 2000.
- 12 ГОСТ 17.1.3.07-82 «Гидросфера. Правила контроля качества воды водоемов и водотоков». – М., 1982.
- 13 ГОСТ 17.1.5.05-85 «Охрана природы. Гидросфера. Общие требования к отбору проб поверхностных и морских вод, льда и атмосферных осадков». – М., 1985.

- 14 ГОСТ 17.2.1.01-76 «Охрана природы. Атмосфера. Классификация выбросов по составу». – М., 1976.
- 15 ГОСТ Р 56598-2015 «Ресурсосбережение. Обращение с отходами. Общие требования к полигонам для захоронения отходов». – М., 2015.
- 16 ГОСТ 17.4.3.04-85 «Охрана природы. Почвы. Общие требования к контролю и охране от загрязнения». – М., 1985.
- 17 ГОСТ 17.5.1.02-85 «Охрана природы. Земли. Классификация нарушенных земель для рекультивации». – М., 1996. – 10с.
- 18 ГОСТ 12.1.004-91. Пожарная безопасность. – Взамен ГОСТ 12.1.004-85; введ. 01.07.92. Министерство внутренних дел СССР. – М.: Стандартиформ, 2006. – 2с.
- 19 ГОСТ 12.0.230-2007. Система стандартов безопасности труда. Системы управления охраной труда. Общие требования; введ. 30.06.2009. – М., 2009.
- 20 ГОСТ 12.3.032-84. Работы электромонтажные. Общие требования безопасности; введ. 01.01.1985. – М.: Госстандартом, 1985.
- 21 Закон РФ «О недрах» от 21.02.1992.
- 22 Зуев И.А. Отчет о результатах разведочных работ на месторождении рудного золота Маломир с подсчетом запасов. / И.А. Зуев, 1982.
- 23 Климентов, П.П. Общая геология Амурской области / П.П. Климентов, Г.Я. Богданов. – М.: Недра, 2003. – 356 с.
- 24 Коваленко, В.Д. Отчет о поисково-оценочных работах на рудопроявлении Маломир и общих поисках Селемджинском золотоносном районе. / В.Д. Коваленко. 2008. – 146 с.
- 25 Кутырин, И.М. Охрана воздуха и поверхностных вод от загрязнения / Кутырин. И.М. – Наука, 1990. – 220 с.
- 26 Лодейщиков, В. В. Технология извлечения золота и серебра из упорных руд: учеб. для вузов / В.В. Лодейщиков. - Иркутск, 1999. – 452 с.
- 27 Меретуков, М.А. Металлургия благородных металлов / М.А. Меретуков, А.М. Орлов. - М.: Metallurgia, 1991.

28 Мязин, В.П. Проектирование горно-обогатительного производства (охрана окружающей среды): учеб. пособие / В.П. Мязин. - Чита: Изд-во ЧитГУ, 2004. - 198 с.

29 Отчет по практике на месторождении «Маломыр», 2017. – 30 с.

30 Петров, С.В. Опасные ситуации техногенного характера и защита от них.: учеб. пособие / Петров С.В., Макашев. В.А. – М.,: Изд-во Поиск, 2008. - 200 с.

31 Постановление правительства Российской Федерации от 22.12.1995 г. № 525 «Об утверждении основных положений о рекультивации земель, снятии, сохранении и рациональном использовании плодородного слоя почвы» // Минсельхоз Российской Федерации. 1995. – 87 с.

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

33 СанПиН 2.1.4.544 «Требования к качеству воды нецентрализованного водоснабжения» - М.,1996.

34 СанПиН 2.2.1/2.1.1.567-96 «Санитарные правила и нормы» - М.,1996.

35 РД 52.24.622-2001 «Методические указания. Проведение расчетов фоновых концентраций химических веществ в воде водотоков» - М., 2001.

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

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

38 Справочник по проектированию рудных обогатительных фабрик: в 2 кн / гл. ред. О.Н. Тихонов. - М.: Недра, 1988. - 2 кн.

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

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

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

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

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

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

45 ФЗ «Об охране окружающей среды» . 2002. – 68 с.

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