

МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ И НАУКИ РЕСПУБЛИКИ КАЗАХСТАН

Казахский национальный исследовательский технический университет имени
К.И. Сатпаева

Институт горно-металлургический

Кафедра металлургии и обогащения полезных ископаемых

Қадырсызов Дәурен Сәкенұлы

Проект обогатительной фабрики по переработке полиметаллической руды
Чекмарского месторождения с производительностью 1600000 тонн в год

ПОЯСНИТЕЛЬНАЯ ЗАПИСКА

к дипломному проекту

специальность 5В073700 – Обогащение полезных ископаемых

Алматы 2019

МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ И НАУКИ РЕСПУБЛИКИ КАЗАХСТАН

Казахский национальный исследовательский технический университет имени
К.И. Сатпаева

Институт горно-металлургический

Кафедра металлургии и обогащения полезных ископаемых



ДОПУЩЕН К ЗАЩИТЕ
Заведующий кафедрой М и ОПИ
канд. техн. наук


М.Б. Барменшинова
« 15 » 05 2019 г.

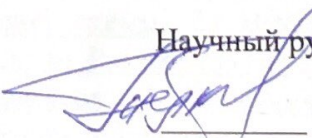
ПОЯСНИТЕЛЬНАЯ ЗАПИСКА

к дипломному проекту

на тему: Проект обогатительной фабрики полиметаллической руды
Чекмарского месторождения с производительностью 1600000 тонн в год

по специальности 5В073700

Выполнил Қадырсызов Д.С.


Научный руководитель
Ассоц.проф
Ш.А.Телков
« 15 » 05 2019 г.

Алматы 2019

МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ И НАУКИ РЕСПУБЛИКИ КАЗАХСТАН

Казахский национальный исследовательский технический университет имени
К.И. Сатпаева

Институт горно-металлургический

Кафедра металлургии и обогащения полезных ископаемых

5B073700 – Обогащение полезных ископаемых



УТВЕРЖДАЮ

Зав. кафедрой М и ОПИ
канд. техн. наук, доцент

М.Б. Барменшинова

2019 г.

ЗАДАНИЕ

на выполнение дипломного проекта

Обучающемуся Кадырсызову Даурену Сәкенұлы

На тему: " Проект обогатительной фабрики по переработке полиметаллической руды Чекмарского месторождения с производительностью 1600000 тонн в год

Утвержден приказом ректора университета №__ от «__» _____

Срок сдачи законченного проекта: «__» _____ 2019 г.

Исходные данные к дипломному проекту: Данные с преддипломной практики

Перечень подлежащих разработке в дипломном проекте вопросов:

а) Расчет количественной и водно-шламовой схемы; б) Выбор и расчет основного и вспомогательного оборудования; в) Разработка мероприятий по безопасному ведению технологических процессов; г) Экономическая часть проекта, расчет себестоимости переработки одной тонны руды.

Перечень графического материала (с точным указанием обязательных чертежей): размещение оборудования в цеху – план, разрезы; технологическая схема переработки.

Рекомендуемая основная литература:

1) Сажин Ю.Г. расчеты схем рудоподготовки и выбор оборудования для дробления, грохочения, измельчения и классификации: Учеб.пособие. Алматы: КазНТУ, 2005. – 177 с.

2) Справочник по обогащению руд. Подготовительные процессы. Изд. 2-е, переработанное и дополненное – М.: Недра, 1982

Алматы 2019

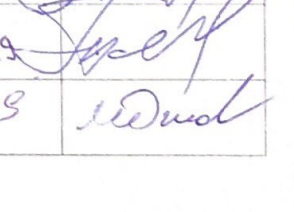
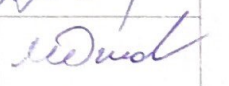
ГРАФИК

подготовки дипломного проекта

Наименование разделов, перечень разрабатываемых вопросов	Сроки представления научному руководителю и консультантам	Примечание
Обоснование и расчет технологической схемы	15.02.2019 – 22.02.2019	
Выбор и расчет оборудования	25.02.2019 – 9.03.2019	
Разработка чертежей	11.03.2019 – 25.03.2019	
Безопасность и охрана труда	29.03.2019 – 12.04.2019	
Технико – экономические расчеты	29.03.2019 – 12.04.2019	
Оформление пояснительной записки	15.04.2019 – 4.05.2019	

Подписи

Консультантов и нормоконтролера на законченный дипломный проект с указанием относящихся к ним разделов проекта

Наименование разделов	Научный руководитель, консультанты, И.О.Ф. (уч. степень, звание)	Дата подписания	Подпись
Экономическая часть	Ш.А.Телков канд. техн. наук, доцент	15.05.2019	
Безопасность и охрана труда	Ш.А.Телков канд. техн. наук, доцент	15.05.2019	
Нормоконтроль	И.Ю.Мотовилов лектор	15.05.2019	

Научный руководитель _____

Ш.А. Телков

Задание приняла к исполнению _____

Д.С. Кадырсызов

Дата

« 15 »

мая

2019 г.

ОТЗЫВ

НАУЧНОГО РУКОВОДИТЕЛЯ

На дипломный проект

(наименование вида работы)

Кадырсызова Дәурена Сәкенұлы

(Ф.И.О. обучающегося)

5B073700 – Обогащение полезных ископаемых

(шифр и наименование специальности)

Тема: Проект обогатительной фабрики по переработке полиметаллической руды месторождения Чекмарь с производительностью 1,6 млн. тонн руды в год.

Студент Кадырсызов Д.С., на основании выданного задания по дипломному проектированию, грамотно выполнил анализ научно-исследовательских работ посвященных исследованиям на обогатимость полиметаллической руды месторождения Чекмарь и на основании выполненного анализа правильно выбрал и обосновал технологическую схему обогащения.

При выполнении дипломного проекта студент Кадырсызов Д.С. самостоятельно выполнил все необходимые расчеты технологической схемы включающей подготовительные, обогатительные и вспомогательные процессы.

Все части проекта, предусмотренные методическими указаниями на проектирование, выполнены правильно, в необходимом объеме и на хорошем техническом уровне.

Чертежи выполнены правильно и соответствуют принятым проектным решениям.

Пояснительная записка и графический материал оформлен в соответствии с Государственным образовательным стандартом.

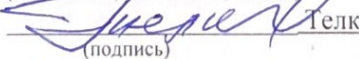
В процессе работы над дипломным проектом студент Кадырсызов Д.С. проявил необходимое трудолюбие и самостоятельность, и показал неплохой уровень знаний в области обогащения полезных ископаемых.

Дипломный проект студента Кадырсызова Д.С. заслуживает оценки «Хорошо» (85 баллов), а автор присвоения квалификации «бакалавр» по специальности 5B073700 «Обогащение полезных ископаемых».

Научный руководитель

К.т.н., доцент, ассоциированный профессор

(должность, уч. степень, звание)

 Телков Ш.А.

(подпись)

«16» мая 2019 г.

Протокол анализа Отчета подобия Научным руководителем

Заявляю, что я ознакомился(-ась) с Полным отчетом подобия, который был сгенерирован Системой выявления и предотвращения плагиата в отношении работы:

Автор: Кадырсызов Д.С.

Название: Проект обогатительной фабрики по переработке полиметаллической руды Чекмарского месторождения с производительностью 1600000 тонн в год

Координатор: Шамиль Телков

Коэффициент подобия 1: 20,6

Коэффициент подобия 2: 7,8

Тревога: 866

После анализа Отчета подобия констатирую следующее:

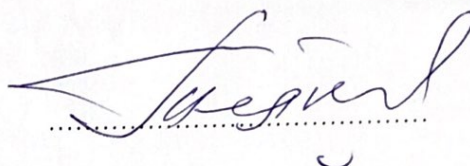
- ☒ обнаруженные в работе заимствования являются добросовестными и не обладают признаками плагиата. В связи с чем, признаю работу самостоятельной и допускаю ее к защите;
- ☐ обнаруженные в работе заимствования не обладают признаками плагиата, но их чрезмерное количество вызывает сомнения в отношении ценности работы по существу и отсутствием самостоятельности ее автора. В связи с чем, работа должна быть вновь отредактирована с целью ограничения заимствований;
- ☐ обнаруженные в работе заимствования являются недобросовестными и обладают признаками плагиата, или в ней содержатся преднамеренные искажения текста, указывающие на попытки сокрытия недобросовестных заимствований. В связи с чем, не допускаю работу к защите.

Обоснование:

Выявленное замешивание не является
масштабным

13.05.2019

Дата



Подпись Научного руководителя

Протокол анализа Отчета подобия

заведующего кафедрой / начальника структурного подразделения

Заведующий кафедрой / начальник структурного подразделения заявляет, что ознакомился(-ась) с Полным отчетом подобия, который был сгенерирован Системой выявления и предотвращения плагиата в отношении работы:

Автор: Кадырсызов Д.С.

Название: Проект обогатительной фабрики по переработке полиметаллической руды Чекмарского месторождения с производительностью 1600000 тонн в год

Координатор: Шамиль Телков

Коэффициент подобия 1: 20,6

Коэффициент подобия 2: 7,8

Тревога: 866

После анализа отчета подобия заведующий кафедрой / начальник структурного подразделения констатирует следующее:

- ☒ обнаруженные в работе заимствования являются добросовестными и не обладают признаками плагиата. В связи с чем, работа признается самостоятельной и допускается к защите;
- ☐ обнаруженные в работе заимствования не обладают признаками плагиата, но их чрезмерное количество вызывает сомнения в отношении ценности работы по существу и отсутствием самостоятельности ее автора. В связи с чем, работа должна быть вновь отредактирована с целью ограничения заимствований;
- ☐ обнаруженные в работе заимствования являются недобросовестными и обладают признаками плагиата, или в ней содержатся преднамеренные искажения текста, указывающие на попытки сокрытия недобросовестных заимствований. В связи с чем, работа не допускается к защите.

Обоснование:

выявленные заимствования не являются плагиатом

13.05.2019

Дата

Барменщиков М.Б.

Подпись заведующего кафедрой /

начальника структурного подразделения

Окончательное решение в отношении допуска к защите, включая обоснование:

Допущен к защите

13.05.2013

Дата

Барменщиков М.Б.

Подпись заведующего кафедрой /

начальника структурного подразделения

АННОТАЦИЯ

Данный проект предназначен для обогатительной фабрики по переработке полиметаллической руды на месторождении Чекмарь производительностью 1600000 тонн руды в год.

Проект состоит из трех операций: подготовительный, основной и вспомогательный.

Подготовительный процесс включает в себя: трехстадиальное дробление исходной руды с предварительным грохочением во второй и третьей стадии, двухстадиальное измельчение с замкнутым циклом в первой и во второй стадии. В основной процесс входит: схема коллективно-селективной флотации с пересчетными операциями концентратов цинка, свинца и меди из хвостов контрольной свинцовой флотации. Вспомогательный процесс включает в себя: сгущение, фильтрация и сушка концентрата. Принятая схема была разработана в Университете Сатпаева на кафедре «Металлургии и обогащения полезных ископаемых» в лаборатории флотационных методов обогащения.

ANNOTATION

This project is designed for the dressing on the processing of polymetalls ore on the deposit of Chekmar with a capacity of 1600000 tons per year.

The project consists of three operations: preparatory, main and auxiliary. The preparatory process includes: three-stage destruction of second-hand ore with a secondary sinking of the second and third stages, a two-stage measurement with a closed cycle of a subcircane. The main process includes: Scheme of collective and selective flotation with process operations of concentrates of zinc, lead and copper from control tailing of lead. The auxiliary process includes: thickening, filtering and drying the concentrate. This accepted scheme was developed at the Satbayev University at the Department of Metallurgy and Mineral Processing in the Laboratory of Flotation Methods.

АҢДАТПА

Жоба жылына 1600000 тонна мыс және мырыш кенін өндіретін Чекмарь кен байыту фабрикасына арналған.

Жоба: дайындау, негізгі және көмекші бөлімнен тұрады. Жобаны дайындау барысына үшсатылы ұсақтау алдын ала електеумен екінші және үшінші сатыларда, екісатылы ұнтақтау тұйық циклмен қолданылады. Негізгі бөлімге:концентрат алу үшін коллективті және селективті флотация, мыс қорғасын және мырыш өнімдердің тазарту әрдістері кіреді. Көмекші бөлімнің құрамына сусыздандыру, сүзу және өнімдерді кептіру әрдісі кіреді. Қабылданған сызба Сәтбаев университеті «Металлургия және пайдалы қазбаларды байыту» кафедрасының кенді байытудың флотациялық әдістері зертханасында әзірленген.

СОДЕРЖАНИЕ

Введение	10
1 Общая пояснительная записка	11
1.1 Краткая характеристика предприятия	11
1.2 Основные технологические и проектные решения	11
1.3 Состав обогатительной фабрики	12
2 Генеральный план, транспорт и рекультивация	13
2.1 Генеральный план	13
2.1.1 Характеристика района и площадки строительства	13
2.2 Транспорт	13
2.2.1 Внутрифабричный и внешний транспорт	13
2.3 Рекультивация нарушенных земель	14
3 Технология производства, обеспечение энергоресурсами	15
3.1 Технология производства	15
3.1.1 Сырьевая база, характеристика сырья	15
3.1.2 Режим работы цехов и расчет производительности	15
3.1.3 Выбор и обоснование технологической схемы	17
3.2 Выбор и расчет схемы дробления	18
3.2.1 Выбор и расчет схемы измельчения	22
3.2.2 Расчет баланса металлов и количественной схемы обогащения	24
3.2.3 Выбор схемы обезвоживания	29
3.2.4 Расчет водно-шламовой схемы	30
3.3 Выбор и технологический расчет основного оборудования	40
3.3.1 Оборудование для дробления	40
3.3.2 Выбор оборудования для грохочения	43
3.3.3 Выбор оборудования для измельчения	44
3.3.4 Выбор гидроциклонов	47
3.3.5 Выбор оборудования для флотационного обогащения	50
3.3.6 Выбор оборудования для обезвоживания	51
3.4 Выбор и расчет вспомогательного оборудования	53
3.4.1.Насосы	53
3.4.2 Транспортеры	54
3.4.3 Расчет воздуходувок	55
3.5 Реагентное хозяйство	56
3.6 Опробование и контроль	58
3.7 Хвостовое хозяйство	58
3.8 Ремонтное хозяйство	60
3.9 Бункера и склады	61
3.10 Вспомогательные службы	61
3.11 Методы переработки концентратов	62

4 Безопасность и охрана труда	63
4.1 Общая характеристика предприятия	63
4.2 Трудовой Кодекс	63
4.3 Электро и пожаробезопасность предприятия	65
4.4 Оценка воздействия на окружающую среду технологических процессов предприятия	66
5. Экономика производства	67
5.1 Главный корпус	67
5.2 Стоимость энергозатрат	67
5.3 Заработная плата	67
5.6 Расчет расходов на содержание и эксплуатацию оборудования	69
5.7 Расчет цеховых расходов	69
Заключение	72
Список литературы	73
Приложение А	74

ВВЕДЕНИЕ

Рудное поле Чекмарь расположено в Глубоковском районе Восточно-Казахстанской области в 46 км севернее г. Лениногорска. Оно включает два месторождения: Чекмарь и Гусялковское (рис. 134). Месторождение Чекмарь выявлено в 1976 г, изучалось производственными и научными организациями. Месторождение расположено в области пересечения древнего субширотного Гусялковско-Сакмарихинского и северо-западного Гусялковского разломов. Участок сложен породами успенской и белоубинской свит среднего-верхнего девона. Белоубинская свита представлена углистыми алевролитами, переслаивающимися с мелкозернистыми песчаниками. Рудовмещающая успенская свита, слагающая крыло Гусялковской синклинали, сложена туфами кислого состава, лавами сфероидных и перлитовых порфиров, альбитофиров, фельзитов, туффитами, туфопесчаниками, туфоалевролитами, известняками. Породы свиты подразделены на пять пачек, из которых три средние являются рудовмещающими. Они смяты в изоклинальные опрокинутые складки второго и третьего порядков с углами падения крыльев до 85° на северо-восток. На месторождении выявлено около сорока рудных тел ленто- и линзовидной формы с общей северо-западной ориентировкой. Протяженность рудных тел по простиранию 10-500 м, по падению 25-1200 м при мощности 0,22-150 м. Выявлена концентрическая рудная зональность - от центра к периферии и снизу вверх сменяются руды медно-цинковые в серицит-хлорит-кварцевых метасоматитах рудами полиметаллическими, а затем свинцово-цинковыми в серицит-кварцевых метасоматитах и кварцитах. Рудные тела концентрируются в нескольких зонах. Наиболее богатая Юго-Западная зона вмещает преобладающую часть свинцово-цинковых вкрапленных руд. Центральная зона - маломощные тела полиметаллического и медно-цинкового состава. Крупное двадцать пятое рудное тело на юго-востоке имеет свою зональность - слагающие его вкрапленные свинцово-цинковые руды на глубину обогащаются медью, а с периферии обрамляются сплошными серноколчеданными и серноколчеданно-свинцово-цинковыми рудами. В целом по месторождению отношение меди, свинца и цинка составляет 0,16:1,0:3,0. Среднее содержание свинца - 0,80%, цинка - 2,12%, меди - 0,22%, барита - 3,93%, золота - 0,3 г/т, серебра - 12,1 г/т. Состав руд: сфалерит, пирит, галенит, халькопирит, блеклая руда, арсенопирит, магнетит, гематит, самородные золото и серебро, электрум, аргентит, пирротин, макинавит, марказит, кварц, серицит. Элементы-примеси: золото, серебро, висмут, кадмий, селен, теллур, мышьяк, сурьма, индий. Текстуры руд: вкрапленно-прожилковая, полосчатая, сланцеватая, массивная. Зона окисления проявлена до глубины 70 м. По сумме запасов свинца, цинка и меди месторождение крупное, по запасам барита - мелкое, вскрыто карьером и законсервировано.

1 Общая пояснительная записка

1.1 Краткая характеристика предприятия

Исходные данные для проектируемой обогатительной фабрики является полиметаллическая руда Чекмарского месторождения. Заданная производительность 1 600 000 тонн руды в год. Продукцией проектируемой обогатительной фабрики является медный концентрат. Руды Чекмарского месторождения комплексные, главные полезные компоненты - медь, свинец и цинк

1.2 Основные технологические проектные решения

Схема рудоподготовки, включающая операция дробления, грохочение и измельчение, назначается исходя из свойств руды на основе результатов исследований обогатимости, технологических характеристик оборудования которое возможно применить и опыта переработки аналогичных по свойству руд. Подготовительные процессы: трехстадиальное дробление без предварительного грохочения в I стадии и замкнутым циклом в третьей стадии. Двухстадиальная схема измельчения с замкнутым циклом в первой стадии, предварительной во второй стадии и делительная классификация.

Основные процессы обогащения: основной метод обогащения руды – флотационный. Проводим флотацию с раздельной флотацией песков и шламов.

Вспомогательные методы обогащения: двухстадиальное обезвоживание путем сгущения и оследующего фильтрования концентрата.

Все процессы осуществляются с применением стандартного технологического оборудования.

1.3 Состав обогатительной фабрики

В состав обогатительной фабрики входит:

- реагентный корпус;
- механическая мастерская;
- бытовой корпус;
- административный корпус;
- столовая;
- трансформаторная подстанция.

Корпус фильтрации представлен единым помещением, имеющим, подъездные железнодорожные пути и состоит из четырёх цехов:

- цех нагнетателей;
- фильтрационный зал;
- склад готовой продукции;

– отгрузочная площадка.

Реагентное отделение представлено складами для хранения реагентов, отделением растворных чанов и системой реагентопроводов [2].

2 Генеральный план, транспорт и рекультивация нарушенных земель

2.1 Генеральный план

2.1.1 Характеристика района и площадки строительства

Одноименное полиметаллическое месторождение расположено на правом борту участка долины р. Уба, которое является самым крупным нижним правобережным притоком р. Иртыш.

Климат резко-континентальный, сухой. Территория подвержена воздействию пыльных бурь. Зима холодная, а лето жаркое и сухое. Короткая весна и долгая сухая осень. Высокая степень континентальности и резко выраженная сухость объясняются прежде всего удаленностью от океанов и морей. Продолжительность вегетационного периода и количество солнечного тепла позволяют возделывать многие сельскохозяйственные и бахчевые культуры [2].

2.2 Транспорт

2.2.1 Внутрифабричный и внешний транспорт

При рассмотрении транспортно-технологических схем отдельных участков и отделений обогатительной фабрики было очевидно, что схемы транспортных коммуникаций на фабрике очень сложны, а транспортные связи осуществляются почти всеми видами транспорта.

Железнодорожный **транспорт** транспортирует угли из шахт на фабрику, а получаемые сорта концентрата – потребителю.

Автомобильный транспорт используется для вывозки породы в отвал, для транспортирования оборудования и запчастей и другое для перевозок.

2.3 Рекультивация нарушенных земель

Различают два этапа рекультивации технический и биологический. Техническая рекультивация предполагает подготовку земель для последующего целевого использования и включает планировку, формирование откосов, снятие, транспортирование и нанесение почвенного слоя. Биологическая рекультивация предусматривает восстановление плодородия технически рекультивированных земель и состоит из комплекса агротехнических и фитомелиоративных мероприятий, направленных на возобновление биоты.

Общие требования к обоим типам:

– тщательное разравнивание поверхности нарушенных земель;

- нанесение плодородных и потенциально плодородных пород, гумусированных почвенных слоев, лессов и лессовидных суглинков мощностью до 1,0 м;
- регулирование водного режима и баланса питательных веществ с применением глубокой обработки поверхностного слоя, внесением минеральных и органических удобрений;
- правильный подбор культур и мелиоративных севооборотов в сочетании с различными агротехническими приемами.
- разработки месторождений открытым способом или подземным; прокладки трубопроводов, проведения мелиоративных, строительных, лесозаготовительных и некоторых других работ, которые связаны с порчей почвенного покрова; ликвидации военных, промышленных, любых других сооружений и объектов; складирования или захоронения бытовых, промышленных или других отходов; ликвидации последствий загрязнения почв, когда условием восстановления является снятие плодородного верхнего слоя.
- Цели, не связанные с сельским или лесным хозяйствами, обычно не преследуются, поскольку это экономически невыгодно. Исключение составляют случаи, когда отсутствуют возможности использования снятого почвенного слоя для лесного фонда или улучшения земель для сельского хозяйства. На территории каждой области есть организации передачи или приёмки рекультивированных земель. Там же рассматриваются и другие вопросы, которые связаны с нарушением почвенных покровов и их восстановлением.

3 Технология производства, обеспечение энергоресурсами

3.1 Технология производства

3.1.1 Сырьевая база, характеристика сырья

Одноименное полиметаллическое месторождение расположено на правом борту участка долины р. Уба, которое является самым крупным нижним правобережным притоком р. Иртыш. Отработка месторождения начата карьерным способом в начале 80-х годов, отвалы вскрышных пород и окисленных руд размещены неподалеку от карьера на восточном фланге месторождения. Еще в период разведки в 70-х годах на месторождении пройдено две штольни, порталы которых открыты в сторону р. Уба. Сброс дренажных вод со штолен осуществляется непосредственно в русло реки.

3.1.2 Режим работы цехов и расчёт производительности

Производство проектируемой фабрики составляет 1600000 тонн руды в год. 305 дней в году работает дробильный цех, в 2 смены по 7 часов. Рассчитывается по формуле (1) часовая производительность цеха дробления:

$$Q_0 = \frac{Q_{\Gamma}}{N * m * n * K_{\text{в}}}, \text{ т/ч}; \quad (1)$$

где: Q_0 – часовая производительность цеха, т/ч;
 Q_{Γ} – годовая производительность фабрики, т/г;
 N – число рабочих дней в году;
 m – число рабочих смен в сутки;
 n – число рабочих часов в смену;
 $K_{\text{в}}$ – коэффициент использования оборудования [3].

Часовая производительность цеха дробления составит: $K_{\text{в}} = 0.95$. $N=305$.
 $m=2$. $n=7$.

$$Q_0 = \frac{1600000}{305 * 2 * 7 * 0.95} = 394 \text{ т/ч};$$

Рассчитывается по формуле (2) суточная производительность цеха дробления:

$$Q_0 = \frac{Q_{\Gamma}}{305}, \text{ т/сут}; \quad (2)$$

где: Q_{Γ} – годовая производительность фабрики, т/г.

$$Q_{0\text{дроб.}} = \frac{1600000}{305} = 5246 \text{ т/сут;}$$

Главный корпус измельчения работает 340 дней в году в три смены по 8 часов.

Часовая производительность цеха измельчения составит:

$$Q_{0\text{изм.}} = \frac{1600000}{340 * 3 * 8 * 0.99} = 198 \text{ т/ч}$$

Суточная производительность цеха измельчения составит:

$$Q_{0\text{ изм.}} = \frac{1600000}{340} = 4706 \text{ т/сут;}$$

3.1.3 Выбор и обоснование технологической схемы обогащения и основных технологических показателей

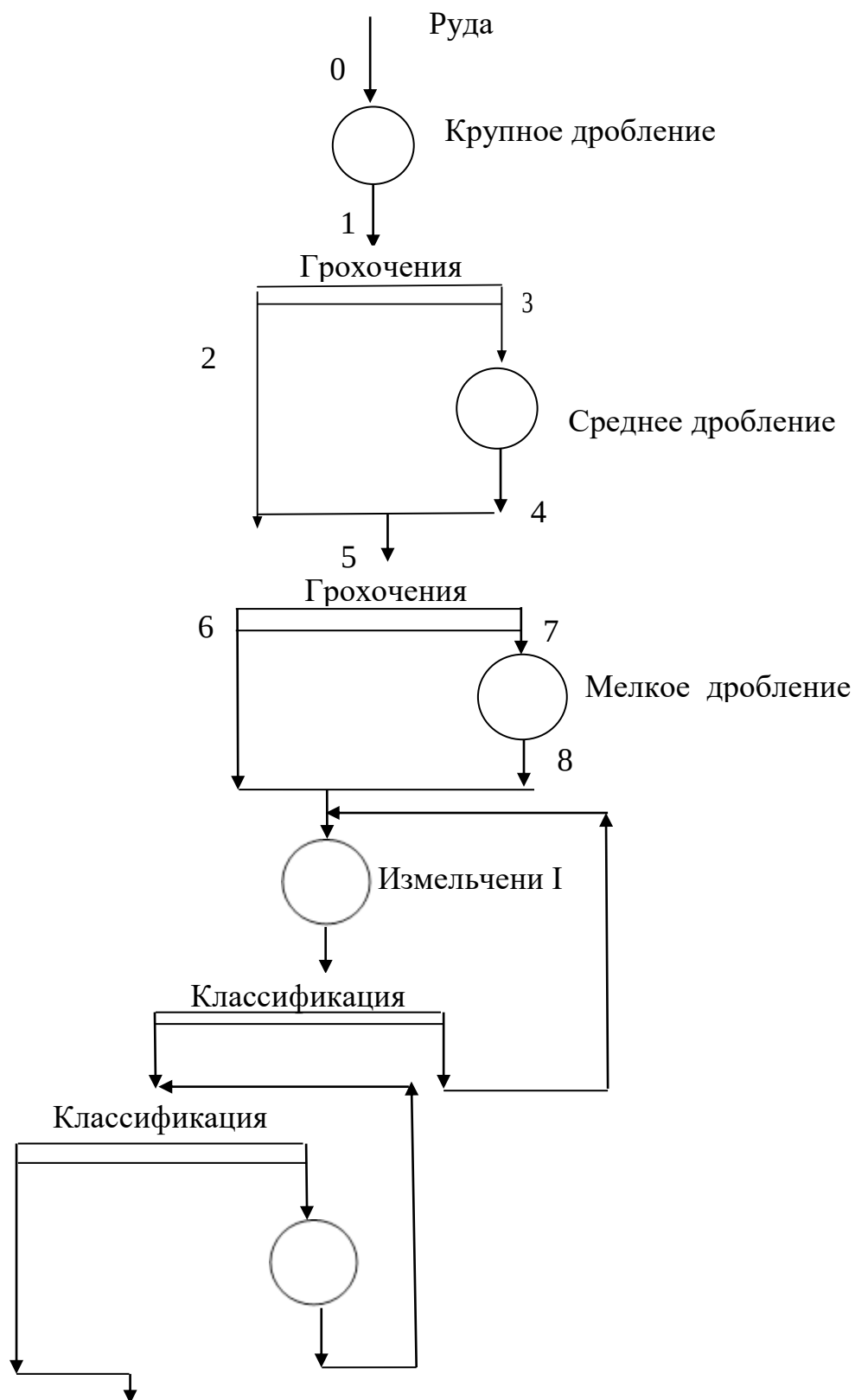


Рисунок 1 - Трехстадиальная схема дробления

3.2 Выбор и расчёт схемы дробления

Для проектируемой фабрики принимается трёхстадиальная схема дробления с предварительным.

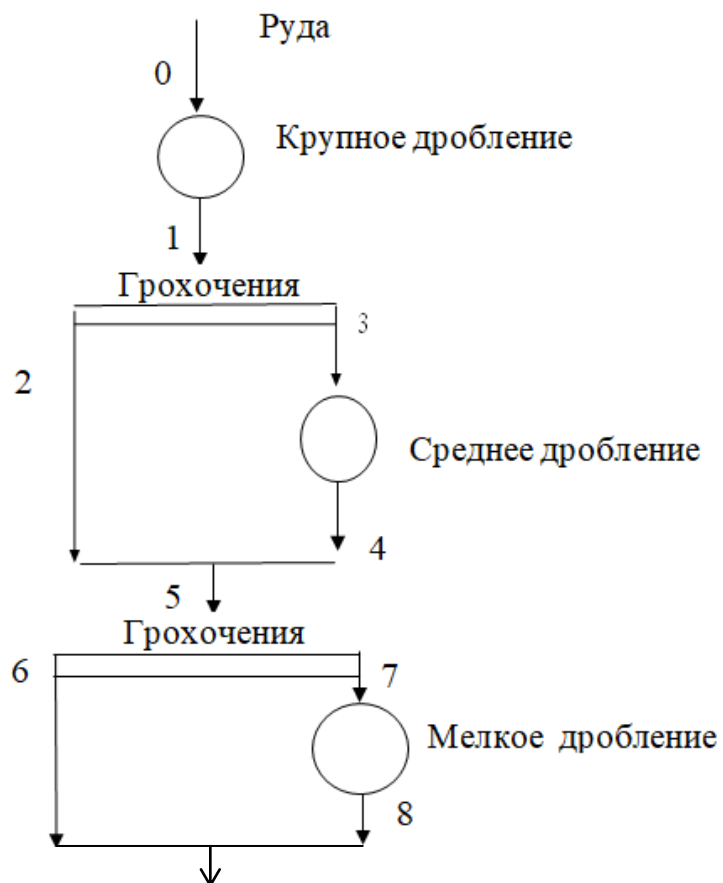


Рисунок 2 - Схема дробления

Схема принята по следующим причинам:

- крепость руды по Протоdjяконова – 12;
- начальная крупность руды 800 мм;
- конечная крупность – мм;
- плотность руды – 2.6 т/м³;
- насыпная плотность – 1.58 т/м³;
- влажность руды – 5 %.

Расчёт схемы

1. Общая степень дробления определяется по формуле 3:

$$S_{\text{общ}} = \frac{D_{\text{max}}}{d_{\text{н}}} \quad (3)$$

$$S_{\text{общ}} = \frac{800}{12} = 66,67$$

и по формуле 4 определяется средняя степень дробления:

$$S_{\text{II}} = S_{\text{ср}} = (S_{\text{общ}})^{1/3} \quad (4)$$

$$S_{\text{II}} = 66,67^{1/3} = 4,05.$$

2. Номинальная крупность продуктов дробления по стадиям:

$$d_{\text{I}} = D_{\text{max}} / S_{\text{I}} = 800 / 3,14 = 255 \text{ мм};$$

$$d_{\text{II}} = d_{\text{I}} / S_{\text{II}} = 255 / 4,05 = 63 \text{ мм};$$

$$d_{\text{III}} = d_{\text{II}} / S_{\text{III}} = 63 / 5,2 = 12 \text{ мм}.$$

3. Частные степени дробления:

$$S_{\text{I}} = D_{\text{max}} / d_{\text{I}} = 800 / 255 = 3,14;$$

$$S_{\text{II}} = S_{\text{ср}} = 4,05;$$

$$S_{\text{III}} = \frac{S_{\text{общ}}}{S_{\text{I}} * S_{\text{II}}} = \frac{66,67}{3,14 * 4,05} = 5,2.$$

4. Размеры щелей дробилок:

$$i_{\text{p}} = d_{\text{I}} / Z_{\text{I}} = 255 / 1,7 = 150 \text{ мм};$$

$$i_{\text{p}} = d_{\text{II}} / Z_{\text{к}} = 63 / 1,7 = 25 \text{ мм}.$$

Величину принимаем по типовым характеристикам для соответствующих стадии и крепости руды.

5. Размеры отверстий сеток грохота:

$$a_{II} = d_{II} = 63 \text{ мм};$$

$$a_{III} = d_{III} = 12 \text{ мм}.$$

Принимаем эффективность грохочения во второй стадии $E_{II} = 80\% (0.8)$, в третьей стадии $E_{III} = 85\% (0.85)$.

6. Типовые и расчетные характеристики продуктов поступающие на обогащение

Ситовой состав руды приведен в таблице 2.

Таблица 2 – Ситовой состав руды

Крупность классов, мм	Частный выход, %	Суммарный выход по «+», % (R)	Суммарный выход по «-», % (Y)
+800	0	0	-
-800 +600	5	5	100.0
-600 +400	11	16	95
-400 +200	34	50	84
-200 +100	21	71	50
-100 +50	17	88	29
0	12	100.0	12

Для второй и третьей стадий дробления расчет величины разгрузочного отверстия для $d_I = 208$ мм выбираем дробилку КСД–2200–Т. Для $d_{II} = 63$ мм значение $Z_k = 1,5$ для руды средней твердости. Разгрузочное отверстие дробилки КСД–2200–Т составит: $i_p = d_{II} / Z_k = 63 / 1,5 = 42$ мм.

Принимаются показатели грохочения для второй стадии: $a_{II} = d_{II} = 63$ мм, $E_{II} = 80\%$.

Таблица 3 – Таблица типовой характеристики крупности продукта 3

Определяемый класс, в долях i_p	Крупность класса, мм	Выход класса по «+», %	Выход класса по «-», %
$0.2 * i_p$	30	95	5
$0.4 * i_p$	60	75	25
$0.8 * i_p$	120	40	60
$1.2 * i_p$	180	18	82
$Z_l * i_p$	255	5	95

Таблица 4 – Расчетной характеристики крупности продукта 4

Крупность класса, мм	Расчетный выход класса по «-», %	Выход класса по «+», %
30	$\beta_4^{-30} = \beta_0^{-30} + b_0^{+150} * \beta_3^{-30} = 7 + 0.58*5 = 10$	90
60	$\beta_4^{-60} = \beta_0^{-60} + b_0^{+150} * \beta_3^{-60} = 17 + 0.58*25 = 32$	68
120	$\beta_4^{-120} = \beta_0^{-120} + b_0^{+150} * \beta_3^{-120} = 35 + 0.58*60 = 70$	30
180	$\beta_4^{-180} = \beta_0^{-180} + b_0^{+180} * \beta_3^{-180} = 49 + 0.51*82 = 91$	9
255	$\beta_4^{-255} = \beta_0^{-255} + b_0^{+255} * \beta_3^{-255} = 61 + 0.39*95 = 98$	2

Таблица 5 – Таблица типовой характеристики крупности продукта 7

Определяемый класс, в долях d_H	Крупность класса, мм	Выход класса по «+», %	Выход класса по «-», %
$0.2 * d_H$	13	65	35
$0.4 * d_H$	25	40	60
$0.6 * d_H$	38	22	78
$0.8 * d_H$	50	10	90
$1.0 * d_H$	63	6	94

Таблица 6 – Расчетной характеристики крупности продукта 8

Крупность класса, мм	Расчетный выход класса по «-», %	Выход класса по «+», %
13	$\beta_8^{-13} = \beta_4^{-13} + b_4^{+25} * \beta_7^{-13} = 3 + 0.93*35 = 36$	64
25	$\beta_8^{-25} = \beta_4^{-25} + b_4^{+25} * \beta_7^{-25} = 7 + 0.93*60 = 63$	37
38	$\beta_8^{-38} = \beta_4^{-38} + b_4^{+38} * \beta_7^{-38} = 14 + 0.86*78 = 81$	19
50	$\beta_8^{-50} = \beta_4^{-50} + b_4^{+50} * \beta_7^{-50} = 24 + 0.76*90 = 92$	8
63	$\beta_8^{-63} = \beta_4^{-63} + b_4^{+63} * \beta_7^{-63} = 37 + 0.63*94 = 96$	4

3.2.1 Выбор и расчёт схемы измельчения

В проекте выбираем двухстадиальную схему измельчения с закрытым циклом в первой и во второй стадиях.

Для получения хороших результатов в процесее флотации необходимо получить помол 80% класса-0,074мм.

Выбранная схема измельчения представлена на рисунке 5.

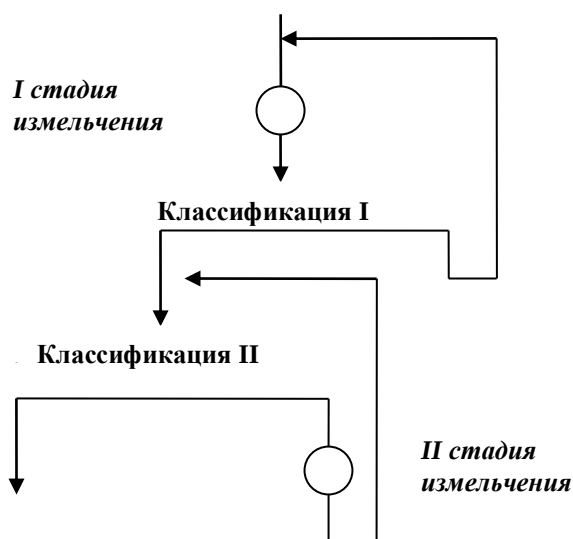


Рисунок 5- схема измельчения

Содержание готового класса в продукции 3: β_3^{-74} определяется по формуле (7):

$$\beta_3^{-74} = \beta_0^{-74} + \frac{\beta_6^{-74} - \beta_0^{-74}}{1 + k m}, \% \quad (7)$$

$$\beta_3^{-74} = 22 + \frac{80 - 22}{1 + 1 \cdot 0.7} = 56 \%$$

Для проектируемой фабрики принимаются исходные данные:
 $\gamma_0 = 100 \%$; $\beta_0^{-74} = 22\%$; $\beta_6^{-74} = 80\%$.

Уравнения баланса по операциям классификации:

по твердому 1) $\gamma_5 = \gamma_6 + \gamma_7$;
 по расчетному классу 2) $\gamma_5 \beta_5^{-74} = \gamma_6 \beta_6^{-74} + \gamma_7 \beta_7^{-74}$

Имея ввиду, что $\gamma_5 = \gamma_3 + \gamma_8 = \gamma_0 + \gamma_8$ и $\gamma_7 = \gamma_8$.

$$\gamma_1 = \gamma_0 + \gamma_4 = 100 + 194 = 294\%;$$

$$\gamma_2 = \gamma_1 = 294\%;$$

$$\gamma_0 = \gamma_3 = \gamma_6 = 100\%;$$

$$\gamma_5 = \gamma_3 + \gamma_8 = 100 + 218 = 318\%;$$

$$\gamma_7 = 218\%.$$

Перерасчёт выходов на абсолютную массу продуктов по формуле:

$$Q_n = \frac{Q_0 \cdot \gamma_n}{100} \text{ т/ч,}$$

где Q_n – количество продукта, т/ч;

Q_0 – количество исходной руды, т/ч;

γ_n – выход n-го продукта, %.

Полученные результаты схемы измельчения приводим в таблице 6

Таблица 6 -Результаты расчета схемы измельчения

Выход продукта	Производительность
$\gamma_0 = 100\%$	$Q_0 = 198 \text{ т/ч}$
$\gamma_1 = 294\%$	$Q_1 = 582 \text{ т/ч}$
$\gamma_2 = 294\%$	$Q_2 = 582 \text{ т/ч}$
$\gamma_3 = 100\%$	$Q_3 = 198 \text{ т/ч}$
$\gamma_5 = 318\%$	$Q_5 = 630 \text{ т/ч}$
$\gamma_6 = 100\%$	$Q_6 = 198 \text{ т/ч}$
$\gamma_7 = 218\%$	$Q_7 = 432 \text{ т/ч}$
$\gamma_8 = 218\%$	$Q_8 = 432 \text{ т/ч}$

3.2.2 Расчет баланса металлов и количественной схемы обогащения

Расчет баланса металлов и количественной схемы обогащения приведен в таблице 7.

Таблица 7 – Баланс металлов

	Выход, γ , %	Содержание, β , %			Произведение $\gamma \cdot \beta$			Извлечение, ε , %		
		Cu	Pb	Zn	Cu	Pb	Zn	Cu	Pb	Zn
Cu концентрат	1.72	23.0	5.0	7.0	39,56	8,6	12,04	66.0	4.6	6.6
Pb концентрат	1.83	2.4	53	9.5	4,39	96,99	17,39	7,0	76.0	5.5
Zn концентрат	2.76	0.6	1.7	62.0	1,66	4,69	170	2.7	7.3	74.0
Хвосты отвальные	93.69	0.046	0.168	0.17	16.2	15,74	32,79	24.3	12.1	13.9
Руда	100	0.6	1.3	2.3	60	130	230	100	100	100

В целом по месторождению отношение меди, свинца и цинка составляет 0,16:1,0:3,0. Среднее содержание свинца - 0,80%, цинка - 2,12%, меди - 0,22%, барита - 3,93%, золота - 0,3 г/т, серебра - 12,1 г/т. Состав руд: сфалерит, пирит, галенит, халькопирит, блеклая руда, арсенопирит, магнетит, гематит, самородные золото и серебро, электрум, аргентит, пирротин, макинавит, марказит, кварц, серицит. Элементы-примеси: золото, серебро, висмут, кадмий, селен, теллур, мышьяк, сурьма, индий.

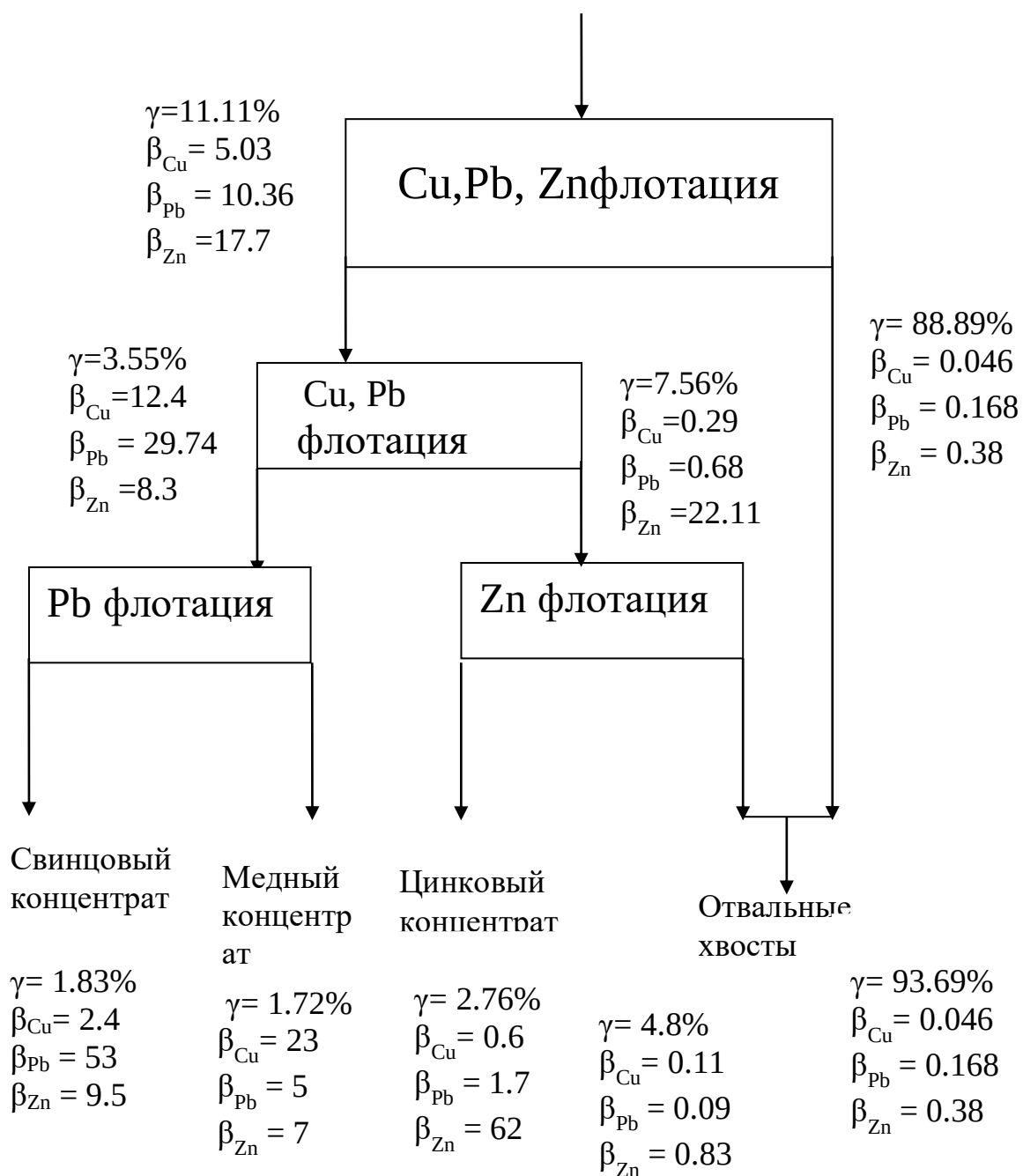


Рисунок 6 – Принципиальная схема обогащения

Расчет принципиальной схемы рассчитывается по отдельному циклу, исходя из конечных данных таким образом :

Цикл №1 приводим на рисунке 7

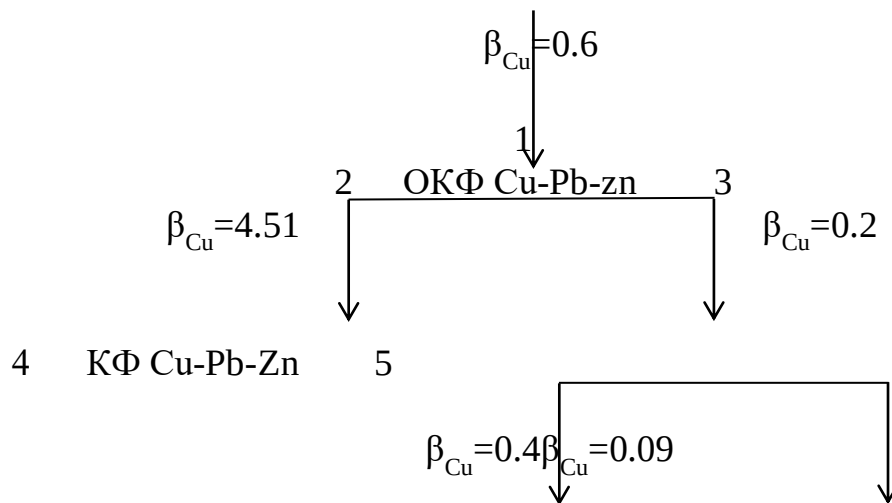


Рисунок 7 – схема обогащения цикла 1

1. Составляем систему уравнений:

$$\begin{cases} \gamma_3 = \gamma_4 + \gamma_5 \\ \gamma_3 \beta_3 = \gamma_4 \beta_4 + \gamma_5 \beta_5 \end{cases}$$

2. Решаем методом подставления:

$$\begin{aligned} \gamma_4 \beta_3 + \gamma_5 \beta_3 &= \gamma_4 \beta_4 + \gamma_5 \beta_5 \\ \gamma_4 (\beta_3 - \beta_4) &= \gamma_5 (\beta_5 - \beta_3) \end{aligned}$$

$$\gamma_4 = \frac{\gamma_5 (\beta_5 - \beta_3)}{(\beta_3 - \beta_4)} = 88.89 * \frac{0.09 - 0.2}{0.2 - 0.4} = 48.9$$

3. Находим γ_3 :

$$\gamma_3 = 48.9 + 88.89 = 137.79$$

$$\gamma_2 = \gamma_0 + \gamma_4 - \gamma_3 = 100 + 48.9 - 137.79 = 11.11$$

Цикл №2

1. Составляем систему уравнений:

$$\begin{cases} \gamma_9 = \gamma_{11} + \gamma_{12} \\ \gamma_9 \beta_9 = \gamma_{11} \beta_{11} + \gamma_{12} \beta_{12} \end{cases}$$

2. Решаем методом подставления:

$$\begin{aligned} \gamma_{11} \beta_9 + \gamma_{12} \beta_9 &= \gamma_{11} \beta_{11} + \gamma_{12} \beta_{12} \\ \gamma_{11} (\beta_9 - \beta_{11}) &= \gamma_{12} (\beta_{12} - \beta_9) \end{aligned}$$

$$\gamma_{12} = \frac{\gamma_{11} (\beta_9 - \beta_{11})}{(\beta_{12} - \beta_9)} = 3.55 * \frac{15.24 - 12.7}{12.7 - 10.16} = 3.55$$

3. Находим γ_9 :

$$\gamma_9 = 3.55 + 3.55 = 7.1$$

4. Находим γ_7 и γ_{10} :

$$\begin{aligned} \gamma_7 + \gamma_{12} &= \gamma_9 + \gamma_{10} \\ \gamma_7 &= \gamma_9 + \gamma_{10} - \gamma_{12} \end{aligned}$$

5. Используем метод подставления:

$$\begin{aligned} \gamma_7 \beta_7 + \gamma_{12} \beta_{12} &= \gamma_9 \beta_9 + \gamma_{10} \beta_{10} \\ \gamma_7 \beta_7 + \gamma_{10} \beta_7 - \gamma_{12} \beta_7 + \gamma_{12} \beta_{12} &= \gamma_9 \beta_9 + \gamma_{10} \beta_{10} \\ \gamma_{10} &= 5.18 \\ \gamma_7 &= 8.73 \end{aligned}$$

6. Находим γ_6 и γ_8 :

$$\begin{aligned} \gamma_6 + \gamma_{10} &= \gamma_7 + \gamma_8 \\ \gamma_6 &= \gamma_7 + \gamma_8 - \gamma_{10} \end{aligned}$$

$$\begin{aligned} \gamma_6 \beta_6 + \gamma_{10} \beta_{10} &= \gamma_7 \beta_7 + \gamma_8 \beta_8 \\ \gamma_7 \beta_6 + \gamma_8 \beta_6 - \gamma_{10} \beta_6 + \gamma_{10} \beta_{10} &= \gamma_7 \beta_7 - \gamma_8 \beta_8 \end{aligned}$$

$$\begin{aligned} \gamma_8 &= 9.04 \\ \gamma_6 &= 12.59 \end{aligned}$$

7. Находим γ_{13} и γ_{11} :

$$\begin{aligned} \gamma_{13} &= \gamma_{14} + \gamma_{15} \\ \gamma_{13} \beta_{13} &= \gamma_{14} \beta_{14} + \gamma_{15} \beta_{15} \end{aligned}$$

$$\gamma_{14} = \frac{\gamma_{15}(\beta_{15} - \beta_{13})}{(\beta_{13} - \beta_{14})} = 3.23$$

$$\gamma_{13} = 3.23 + 7.56 = 10.79$$

8.Проверяем уравнением:

$$\gamma_{14} + \gamma_2 + \gamma_8 = \gamma_6 + \gamma_{13}$$

$$\gamma_{14}\beta_{14} + \gamma_2\beta_2 + \gamma_8\beta_8 = \gamma_6\beta_6 + \gamma_{13}\beta_{13}$$

$$107 = 107$$

Таблица 8 – Соотношение выхода продуктов и производительности.

Выхода продуктов, %	Производительность, т/ч
$\gamma_1 = 100$	Q=298
$\gamma_2 = 11.11$	Q=33.1
$\gamma_3 = 137.79$	Q=410.6
$\gamma_4 = 48.9$	Q=145.7
$\gamma_5 = 88.89$	Q=264.85
$\gamma_6 = 12.59$	Q=37.5
$\gamma_7 = 8.73$	Q=26
$\gamma_8 = 9.04$	Q=27
$\gamma_9 = 7.1$	Q=21.15
$\gamma_{10} = 5.18$	Q=15.43
$\gamma_{11} = 3.55$	Q=10.4
$\gamma_{12} = 3.55$	Q=15.43
$\gamma_{13} = 10.79$	Q=46.9
$\gamma_{14} = 3.23$	Q=14.04
$\gamma_{15} = 7.56$	Q=23.67
$\gamma_{16} = 5.6$	Q=32.87
$\gamma_{17} = 3.9$	Q=22.9
$\gamma_{18} = 3.7$	Q=21.7
$\gamma_{19} = 3.63$	Q=21.3
$\gamma_{20} = 2.5$	Q=14.67
$\gamma_{21} = 2.1$	Q=12.3
$\gamma_{22} = 1.53$	Q=8.98
$\gamma_{23} = 2.4$	Q=14.09

Продолжение таблицы 8

Выхода продуктов, %	Производительность, т/ч
$\gamma_{25}=1,7$	Q=10
$\gamma_{26}=16,86$	Q=98.96
$\gamma_{27}=14.1$	Q=82.76
$\gamma_{28}=14.58$	Q=85.6
$\gamma_{29}=11.02$	Q=64.7
$\gamma_{30}=11.5$	Q=67.5
$\gamma_{31}=6.18$	Q=36.27
$\gamma_{32}=8.3$	Q=48.7
$\gamma_{33}=2.68$	Q=15.73
$\gamma_{34}=3.5$	Q=20.54
$\gamma_{35}=7.24$	Q=42.5
$\gamma_{36}=2.44$	Q=14.3
$\gamma_{37}=4.8$	Q=28.17

3.2.3 Выбор схемы обезвоживания

Обезвоживанию подвергаются флотационные концентраты крупностью 95% класса -74 мкм. В связи с тем, что готовый концентрат транспортируется на ближайший медьзавод содержание влаги в концентрате может составить 13%. Такая степень обезвоживания достигается в 2 стадии. Схема обезвоживания приведена на рисунке 11

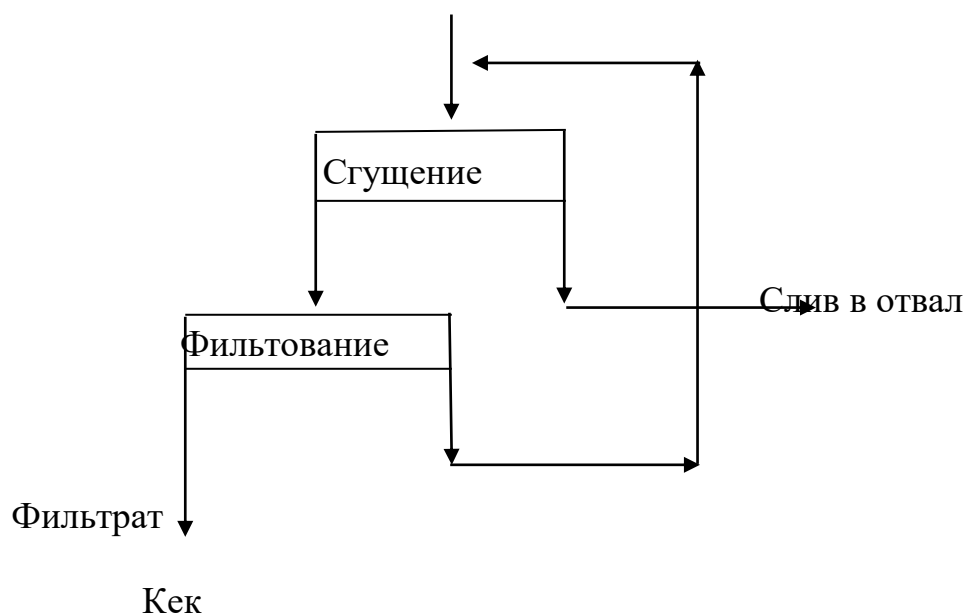


Рисунок 11 – Схема обезвоживания

3.2.4 Расчёт водно-шламовой схемы

Шламовая схема рассчитана часовой производительность по руде 297 т/ч. Выхода и количество продуктов обогащения приняты по результатам расчета количественной схемы. Содержание твердого в продуктах переработки принято:

Наименование	% твердого в пульпе
Исходная руда	95%
Пески гидроциклона I классификации	81%
Выгрузка мельницы I стадии	70%
Пески гидроциклона II классификации	72%
Выгрузка мельницы II стадии	65%
Пески делительной классификации	60%
Концентраты:	
Основная коллективная флотация Cu-Pb-Zn	30%
Контрольной коллективной флотации Cu-Pb-Zn	28%
Основная коллективная Cu-Pb флотация	31%
I Перчистка	33%
II Перечистка	35%
III Перечистка	37%
Контрольной коллективная Cu-Pb флотация	28%
Основная селективная Pb флотация	30%
I Перчистка	32%
II Перечистка	36%

III Перечистка	38%
Контрольной селективная Pb флотация	28%
Основная селективная Zn флотация	30%
I Перчистка	32%
II Перечистка	34%
III Перечистка	36%
IV Перечистка	38%
Контрольной селективная Zn флотация	28%

Содержание твердого в сливе гидроциклонов рассчитывается по формуле 8:

$$T_c = \frac{\gamma T_n * (1 - 0.7 \beta_c^{-74} \frac{(2.7)^{0.25}}{(\delta)^{0.25}})}{T_n - (1 - 0.7 \beta_c^{-74} \frac{(2.7)^{0.25}}{(\delta)^{0.25}})(1 - \gamma)} \% \quad (8)$$

где T_n - содержание твердого в песках, в долях единицы;
 γ – частный выход слива от операции, в долях единицы;
 β_c^{-74} - содержание -74 мм в сливе, в долях единицы;
 δ – плотность твердого;

Расчет схемы выполнен стандартным методом, результаты приведены в таблице 9

Таблица 9–Результаты расчета количественной и водно-шламовой схемы

ПОСТУПАЕТ						ВЫХОДИТ					
Наименование продуктов	Выход, %	Содержание твердого, %	Масса твердого, т/ч	Масса воды, т/ч	Объем пульпы, м ³ /ч	Наименование продуктов	Выход, %	Содержание твердого, %	Масса твердого, т/ч	Масса воды, т/ч	Объем пульпы, м ³ /ч
I. Измельчение I стадии											
Руда	100	95	198	10.4	86.6	Выгрузка мельницы I стадии	294	70	582.12	249.5	473.4
Пески гидроциклона–I	194	81	384.12	79.89	237.8						
Вода	—	—	—	159.21	159.1						
Итого	294	70	582.12	249.5	473.4	Итого	294	70	582.12	249.5	473.4
II. Классификация I стадии измельчения											
Слив мельницы I стадии	294	70	582.12	249.5	473.4	Слив гидроциклона–I	100	54	198	178.9	244.9
Вода	—	—	—	57.3	57.3	Пески гидроциклона–I	194	81	384.12	79.89	237.8
Итого	294	69	582.12	306.8	530.7	Итого	294	69	582.12	306.8	530.7
III. Классификация II стадии измельчения											
Слив гидроциклона–I	100	54	198	178.9	244.9	Слив гидроциклона–II	100	32	198	631,1	531.4
Слив мельницы II стадии	294	67	582.12	286.7	510.6	Пески гидроциклона–II	294	72	582.12	183.8	457.5

Продолжение таблицы 9

Вода	—	—	—	226.64	226.64						
Итого	394	48	780.12	692.24	982.14	Итого	394	48	780.12	692.2	982.14
IV. Измельчение II стадии											
Пески гидроциклона–II	294	72	582.12	183.8	457.5	Слив мельницы II стадии	294	67	582.12	286.7	510.6
Вода	—	—	—	121.2	121.2						
Итого	294	72	582.12	305	578,7	Итого	294	72	582.12	305	578,7
V. Основная коллективная Cu-Pb-Zn флотация											
Слив мельницы II стадии	294	67	582.12	286.7	510.6	Концентрат ОКФ	11.11	30	406.08	51.3	179.9
Концентрат КФ Cu-Pb-Zn	48.9	28	96.82	270.44	307.2	Хвосты ОКФ	137.79	27	272.82	737.6	795.7
Вода				157.8	157.8						
Итого	342.9	27	678.9	714.94	975.6	Итого	342.9	27	678.9	714.9	975.6
VI. Контрольная Cu-Pb-Zn флотация											
Хвосты ОКФ Cu-Pb-Zn	137.79	27	272.82	737.6	795.7	Концентрат КФ Cu-Pb-Zn	48.9	28	96.82	270.4	307.2
Вода	—	—	—	—		Хвосты КФ Cu-Pb-Zn	88.89	27	176	467.2	488.5
Итого	137.79	27	272.82	737.6	795.7	Итого	137.79	27	272.82	737.6	795.7
VII. Основная коллективная Cu-Pb флотация											
Концентрат ОКФ Cu-Pb	11.11	30	22	79.33	91.2	Концентрат ОКФ Cu-Pb флотации	12.59	31	24.93	90.82	105.1
Концентрат КФ Cu-Pb	3.23	28	6.4	22.76	25.8	Хвосты ОКФ Cu-Pb флотации	10.79	17	21.34	155.38	166.7
Хвосты I перерешетки	9.04	19	17.9	127.12	137.5						

Вода				17	17						
Итого	23.37	23	46.27	246.21	271.8	Итого	23.37	23	46.27	246.2	271.8
I перечистка											
Концентрат ОКФ	12.59	31	24.93	90.82	105.1	Концентрат I перечистка	8.73	33	17.29	57.68	67
Хвосты II перечистки	5.18	18	10.26	71	76.4	Хвосты I перечистка	9.04	19	17.9	127.12	137.5
Вода	—	—	—	23	23						
Итого	17.77	24	35.18	184.82	204.5	Итого	17.77	24	35.18	184.8	204.5
II перечистка											
Концентрат I перечистка	8.73	33	17.29	57.68	67	Концентрат II перечистка	7.1	35	14.06	46.4	54.42
Хвосты III перечистка	3.55	22	7.03	41.5	45.6						
Вода	—	—	—	18.22	18.22	Хвосты II перечистка	5.18	18	10.26	71	76.4
Итого	12.28	25	24.31	117.4	130.82	Итого	12.28	25	24.31	117.4	130.82
III перечистка											
Концентрат II перечистка	7.1	35	14.06	46.4	54.42	Концентрат III перечистка	3.55	37	7.03	24.1	28.02
Вода	—	—	—	19.2	19.2	Хвосты III перечистка	3.55	22	7.03	41.5	45.6
Итого	7.1	27	14.06	65.6	73.62	Итого	7.1	27	14.06	65.6	73.62
VIII. Контрольная Cu-Pb флотация											
Хвосты ОКФ Cu-Pb флотации	10.79	17	21.36	155.38	166.7	Концентрат КФ Cu-Pb	3.23	28	6.4	22.78	25.8

Продолжение таблицы 9

Вода						Хвосты КФ Cu-Pb	7.56	15	14.97	132.6	140.9
Итого	10.7 9	17	21.36	155.38	166.7	Итого	10.79	17	21.36	155.3	166.7
IX.Основная селективная Рбфлотация											
ККФ РВ	0.7	28	1.39	3.83	4.35	Концентрат ОСФ Рб	5.6	30	11.09	36.9	42.35
Концентрат III перечистки ОФ Cu-Pb	4	37	7.92	17.7	21.3	Хвосты ОСФ Рб	2.4	15	4.75	37.38	39.7
Хвосты I перечистки Рб фл	3.5	17	6.93	52.05	55.7						
Вода				0.7	0.7						
Итого	8.2	23	16.24	74.28	82.05	Итого	8.2	23	16.24	74.28	82.05
I перечистка											
Концентрат ОСФ Рб	5.6	30	11.09	36.9	42.35	Концентрат I перечистка	3.9	32	7.72	26.44	30.8
Хвосты II перечистки	2.5	17	4.95	33.8	32.3	Хвосты I перечистка	3.7	17	7.33	52.05	55.7
Вода				7.57	7.57						
Итого	8.1	23	16.04	75.27	79.5	Итого	7.6	23	15.05	78.49	85.5
II перечистка											
Концентрат I перечистка	3.9	32	7.72	26.44	30.8	Концентрат II перечистка	3.63	36	7.19	16.53	19.8
Хвосты III перечистки	1.53	21	3.03	15.19	16.5	Хвосты II перечистка	2.5	17	4.95	33.8	36.2
Вода				9.04	9.04						
Итого	5.43	25	10.75	50.33	56	Итого	6.13	25	12.14	50.33	56
III перечистка											
Концентрат II перечистка	3.63	36	7.19	16.53	19.8	Концентрат III перечистка	2.1	38	4.16	8.78	10.7
Вода				7.44	7.44	Хвосты III	1.53	21	3.03	15.19	16.5

						перечистка						
<i>Итого</i>	3.63	36	7.19	23.97	27.2	<i>Итого</i>	3.63	36	7.19	29.97	27.2	
Х.Контрольная Рb флотация												
<i>Хвосты ОСФ Рb</i>	2.4	15	4.75	37.38	36.7	<i>Концентрат контрольной Рb фл</i>	0.7	28	1.39	3.86	4.4	
<i>Вода</i>						<i>Хвосты контрольной Рb фл</i>	1.7	13	3.37	33.52	35.2	
<i>Итого</i>	2.4	15	4.75	37.38	39.7	<i>Итого</i>	2.4	15	4.75	37.38	39.7	
Сгущение Рb концентрат												
Концентрат III перечистка	2.1	38	4.16	8.78	10.7	Сгущенный концентрат	2.1	65	4.16	2.9	4.78	
Фильтрат				1.55	1.55	Слив в сгуститель				7.47	7.47	
Итого	2.1	34	4.16	10.33	12.25	Итого	2.1	34	4.16	10.33	12.25	
Фильтрация Рb концентрат												
Сгущенный концентрат	2.1	65	4.16	2.9	4.78	Кек	2.1	80	4.16	1.35	3.23	
						Фильтрат				1.55	1.55	
Итого	2.1	65	4.16	2.9	4.78	Итого	2.1	65	4.16	2.9	4.78	
Сушка Рb концентрат												
Кек	2.1	80	4.16	1.35	3.23	Концентрат Рb	2.1	95	4.16	0.28	2.16	
						Пар				1.07	1.07	
Итого	2.1	80	4.16	1.35	3.23	Итого	2.1	80	4.16	1.35	3.23	
XI.Основная селективная Zn флотация												
<i>Хвосты контрольной Си-Рb фл</i>	7.56	15	14.97	132.62	140.9	<i>Концентрат ОСФ Zn</i>	16.86	30	33.38	121.08	139.2	
<i>Хвосты I перечистки</i>	14.58	18	28.87	196.2	211.4	<i>Хвосты ОСФ Zn</i>	7.24	9	14.34	229.83	237.6	
<i>ККФ Zn</i>	2.44	28	4.83	18.49	21							
<i>Вода</i>				4.2	4.2							
<i>Итого</i>	24.58	17	48.67	350.91	376.9	<i>Итого</i>	24.1	17	47.72	350.91	376.9	

Продолжение таблицы 9

I перечистка											
Концентрат ОСФ Zn	16.86	30	33.38	121.08	139.2	Концентрат I перечистка	14.1	32	27.92	89	103.6
Хвосты II перечистка	11.5	20	22.77	138.17	149.56	Хвосты I перечистка	14.58	18	28.87	196.2	211.4
Вода				27.76	27.76						
<i>Итого</i>	28.36	23	56.15	285.2	315	<i>Итого</i>	28.68	23	58.83	285.2	315
II перечистка											
Концентрат I перечистка	14.1	32	27.92	89	103.6	Концентрат II перечистка	11.02	34	21.82	63.24	74.53
Хвосты III перечистки	8.3	22	16.43	87.28	95.7	Хвосты II перечистка	11.5	20	22.77	138.17	149.9
Вода				23.42	23.42						
<i>Итого</i>	22.4	25	44.35	201.4	224.45	<i>Итого</i>	22.52	25	44.59	201.4	224.45
III перечистка											
Концентрат II перечистка	11.02	34	21.82	63.24	74.53	Концентрат III перечистка	6.18	36	12.24	33.64	40.3
Хвосты IV перечистки	3.5	23	6.93	34.88	38.52	Хвосты III перечистка	8.3	22	16.43	87.28	95.7
Вода				20.6	20.6						
<i>Итого</i>	14.52	26	28.75	120.92	135.9	<i>Итого</i>	14.48	26	28.67	120.92	135.9
IV перечистка											
Концентрат III перечистка	6.18	36	12.24	33.64	40.3	Концентрат IV перечистка	2.68	38	5.3	13.9	16.92
Вода				17.35	17.35	Хвосты IV перечистка	3.5	23	6.93	34.88	38.52
<i>Итого</i>	6.18	36	12.24	48.78	55.44	<i>Итого</i>	6.18	36	12.24	48.78	55.44
XII. Контрольная Zn флотация											

Продолжение таблицы 9

Хвосты ОСФ Zn	7.24	9	14.34	229.83	237.6	ККФ Zn	2.44	28	4.83	18.49	21
Вода						ХКФ Zn	4.8	7	9.5	211.34	216.6
Итого	7.24	9	14.34	229.83	237.6	Итого	7.24	9	14.34	229.83	237.6
Сгущение Zn концентрат											
Концентрат IVперечистка	2.68	38	5.31	13.9	16.92	Сгущенный концентрат	2.68	65	5.3	4.59	7.57
Фильтрат				2.47	2.47	Слив в сгуститель				11.78	11.78
Итого	2.68	34	5.31	16.37	19.39	Итого	2.68	34	5.3	16.37	19.39
Фильтрация Zn концентрат											
Сгущенный концентрат	2.68	65	5.31	4.59	7.57	Кек	2.68	80	5.3	2.12	5.1
						Фильтрат				2.47	2.47
Итого	2.68	65	5.31	4.59	7.57	Итого	2.68	65	5.3	4.59	7.57
Сушка Zn концентрат											
Кек	2.68	80	5.31	2.12	5.1	Концентрат Zn	2.68	95	5.3	0.44	3.4
						Пар				1.7	1.7
Итого	2.68	80	5.31	2.12	5.1	Итого	2.68	80	5.3	2.12	5.1
Сгущение Cu концентрат											
Хвосты КФ Рb	1.7	13	3.37	33.52	35.2	Сгущенный концентрат	1.7	65	3.37	2.7	4.44
Фильтрат				1.44	1.44	Слив в сгуститель				32.2	32.2
Итого	1.7		3.37	34.96	36.64	Итого	1.7		3.37	34.96	36.64
Фильтрация Cu концентрат											
Сгущенный концентрат	1.7	65	3.37	2.7	4.44	Кек	1.7	80	3.37	1.25	3
						Фильтрат				1.44	1.44
Итого	1.7	65	3.37	2.7	4.44	Итого	1.7	65	3.37	2.7	4.44
Сушка Cu концентрат											
Кек	1.7	80	3.37	1.25	3	Концентрат Cu	1.7	95	3.37	0.25	2
						Пар				1	1
Итого	1.7	80	3.37	1.25	3	Итого	1.7	80	3.37	1.25	3

Частный выход слива от операции находим через пропорцию:

$$\frac{294-100}{100-x(\gamma)}$$

$$X = \frac{100 \cdot 100}{294} = 34\%.$$

$$T_c = \frac{0.34 \cdot 0.81 \cdot (1 - 0.7 \cdot 0.32 \cdot \frac{(2.7)^{0.25}}{(2.8)^{0.25}})}{0.81 - (1 - 0.7 \cdot 0.32 \cdot \frac{(2.7)^{0.25}}{(2.8)^{0.25}}) \cdot (1 - 0.34)} = 0.54$$

Содержание твердого в сливе гидроциклона равно 54%. Расчет схемы выполнен стандартным методом.

Таблица 10- Баланс воды

ПОСТУПАЕТ		ВЫХОДИТ	
Наименование продуктов	Масса продукт ов, т/ч	Наименование продуктов	Масса продуктов, т/ч
Вода с рудой	17.2	Хвосты Контрольной Рb флотации	37.04
Вода в Измельчение I стадии	159.21		
Вода в Классификацию I стадии	57.3		
Вода в Классификацию II стадии измельчения	226.64		
Вода в Измельчение II стадии	121.2		
Основная коллективная Cu-Pb-Zn флотацию	157.8		
Основная коллективная Cu-Pb флотацию	17		
I перечистка	23		
II перечистка	18.22		
III перечистка	19.2		
Основная селективная Рb флотация	0.7		

Продолжение таблицы 10

В I перечистку	7.57		
В II перечистку	9.04		
В IIIперечистку	7.44	Вода с концентратом III перечистки ОСФ Pb	12.22
Основная селективная Zn флотация	4.2	Вода с концентратом IV перечистки ОСФ Zn	15.3
В I перечистку	27.76	Хвосты с водой КФ Zn	194.7
В II перечистку	23.42	Хвосты Cu-Pb-Zn с водой КФ	675.54
В III перечистку	20.6		
В IVперечистку	17.35		
Итого	934.8	Итого	934.8

3.3 Выбор и технологический расчёт основного оборудования

3.3.1 Оборудование для дробления

Для крупного дробления, при максимальной крупности исходной руды $D_{\max} = 800$ мм, подходят стандартные дробилка ЩДП. Часовая производительность крупного дробления составляет 394 т/ч. Устанавливаем дробилку ЩДП 12х15.

Для получения предварительных данных расчет проводится для коэффициента загрузки $K_3 = 0.85$. В этом случае производительность дробилки должна составить: $Q_P = Q_0 / 0.85 = 394 / 0.85 = 463.5$ т/ч.

Для $K_3 = 0.85$ по формуле (10) рассчитаем разгрузочное отверстие:

$$i_p = i_{\min} + \frac{\frac{Q_p}{K_3} - K_f * K_k * K_w * \delta_n * q_{\min}}{(q_{\max} - q_{\min}) * K_f * K_k * K_w * \delta_n} * (i_{\max} - i_{\min}), \text{ мм.} \quad (10)$$

Где, i_p – размер разгрузочного отверстия дробилки, мм;
 K_f – коэффициент, учитывающий крепость руды по М. Протодяконову;
 K_k – коэффициент, учитывающий крупность питания;
 K_w – коэффициент, учитывающий влажность руды;
 $K_{\text{ц}}$ – коэффициент замкнутого цикла дробления;

$Q_{\min}$ – производительность дробилки при минимальной величине разгрузочного отверстия, м³/ч;

$Q_{\max}$ – производительность дробилки при максимальной величине разгрузочного отверстия, м³/ч;

δ_n – насыпная плотность руды, т/м³.

$$i_p = 110 + \frac{463.5 - 1 * 1.03 * 0.9 * 1.58 * 230}{(400 - 230) * 1.0 * 1.03 * 0.9 * 1.58} * (190 - 110) = 150 \text{ мм.}$$

Т.к. $i_{\min} < i_p < i_{\max}$, то принимаем $i_p = 150$ мм.

В этом случае крупность дробленого продукта в первой стадии по формуле (11) составит:

$$d_n = i_p * Z_1, \text{ мм;} \quad (11)$$

$$d_I = 150 * 1.7 = 255 \text{ мм.}$$

Для этого варианта степени дробления составят:

$$S_I = 800 / 255 = 3.14;$$

$$S_{II} = 4.05;$$

$$S_{III} = \frac{66.67}{3.14 * 4.05} = 5.2.$$

Производительность дробилки, рассчитанная в соответствии с формулой (20), составит:

$$Q_p = 461.37;$$

Коэффициент загрузки, рассчитанный в соответствии с формулой (13), составит:

$$K_z = \frac{Q_{II}}{Q_p} \quad (13)$$

Где Q_{II} – часовая производительность цеха дробления, т/ч;

Q_p – расчетная производительность дробилки.

$$K_3 = \frac{394}{461.37} = 0.85.$$

Для среднего дробления, при крупности питания 25 мм, выбираю дробилку КСД-2200-Т.

Рассчитываю выход продуктов и загрузку дробилок II стадии дробления. Отсеваемый класс –60 мм. Содержание отсеваемого класса в продукте $4 \beta_4^{-60} = 68\%$. Масса отсеваемого класса определяется в соответствии с формулой (14):

$$Q_5 = Q_4 * \beta_4^{-75} * E_{II}(14)$$

$$Q_5 = 394 * 0.47 * 0.8 = 148 \text{ т/ч.}$$

Загрузка дробилки составит:

$$Q_6 = Q_4 - Q_5 = 394 - 148 = 246 \text{ т/ч.}$$

Для мелкого дробления, при крупности питания 55 мм, выбираю дробилку КИД-2200.

Дробилка КИД предназначены для мелкого дробления со степенями дробления 15-18.

Отсеваемый класс –13 мм. $\beta_8^{-13} = 36\%$. Масса отсеваемого класса составит:

$$Q_9 = Q_0 * \beta_8^{-12} * E_{III} = 394 * 0.35 * 0.85 = 117.2 \text{ т/ч.}$$

Нагрузка на дробилку:

$$Q_{10} = Q_8 - Q_9 = 394 - 117.2 = 276.8 \text{ т/ч.}$$

Производительность дробилки КИД рассчитывается по формуле:

$$Q_p = K_f * Q_n * \delta_n$$

$$Q_p = 0.95 * 150 * 1.58 = 225.15 \text{ т/ч.}$$

Количество дробилок:

$$N = 500.6 / 225.15 = 2 \text{ шт.}$$

Коэффициент загрузки:

$$K_3 = 500.6 / (3 * 242.2) = 0.69.$$

Полученные данные приводим в сводной таблице дробилок 11

Таблица 11 –Сводная таблица устанавливаемых дробилок

Показатели	I стадия дробления	II стадия дробления	III стадия дробления
Типоразмер дробилки	ЩДП 12х15	КСД 2200-Г	КИД-2200
Ширина приемной щели (В), мм	150	275	40
Пределы регулирования разгрузочного отверстия, мм	110-190	15-30	----
Наибольший размер куска в питании, мм	1000	250	50
Крупность дробленного продукта, мм	255	50	4
Расчетная производительность на одну дробилку, т/ч	394	360	145
Расчетная производительность всех дробилок, т/ч	695	449	500.6
Количество дробилок	1	1	3
Коэффициент загрузки дробилок	0.85	0.80	0.69

3.3.2 Выбор оборудования грохотов

В стадиях среднего и мелкого дробления к установке принимаются вибрационные грохоты тяжелого типа. Необходимая площадь грохочения рассчитывается по формуле (17):

$$F_p = \frac{Q_p}{q_0 * \delta_n * K * L * M * N * O * P}, \text{ м}^2 \quad (17)$$

1) Грохот для стадии среднего дробления. Размер отверстия сетки грохота $a_{II} = 60$ мм. Значение q_0 составляет $q_0 = 42 + (55 - 42) * (60 - 50) / (80 - 50) = 46.3$ т/(м³ * ч).

Для определения коэффициента K находим по ситовой характеристике продукта 4 содержание класса $a/2 = 60/2 = 30$ мм — $\beta_4^{-30} = 12$ %. % значение коэффициента K составит:

$$K = 0.8$$

$$L = 1.32$$

$$M = 1.35$$

Значения коэффициентов N , O , P принимаются равными 1. По формуле рассчитаем необходимую площадь грохочения:

394

$$F_p = \frac{394}{46.3 * 1.58 * 0.8 * 1.32 * 1.35 * 1 * 1 * 1} = 3.78 \text{ м}^2.$$

Исходя из полученных расчетов принимаем грохот типа ГИТ–51Нс $F = 3.78 \text{ м}^2$.

2) Грохот для стадии мелкого дробления. Размер отверстия сетки грохота $a_{III} = 13 \text{ мм}$. Значение q_0 составляет $q_0 = 26.25 \text{ м}^2 * \text{ч}$

Значения буквенных показателей формулы (17) составят:

$$q_0 = 26.25 \text{ м}^2 * \text{ч};$$

$$\delta_n = 1.58 \text{ т/м}^3;$$

$$K = 0.53;$$

$$\beta_8^{+13} = 64 \%, L = 0.94 + (0.97 - 0.97) * (13 - 10) / (20 - 10) = 0.95$$

$$E_{III} = 85 \%, M = 1.18;$$

$$M = 1.18$$

$$N, O, P = 1.0.$$

394

$$F_p = \frac{394}{26.2 * 1.58 * 0.53 * 0.95 * 1.18 * 1 * 1 * 1} = 16.02 \text{ м}^2$$

Исходя из полученных расчетов принимаем грохот типа ГСТ–81Р с $F = 16.02 \text{ м}^2$. Полученные данные приводим в сводной таблице 12.

Таблица 12 – Сводная таблица устанавливаемых грохотов

Показатели	II стадия дробления	III стадия дробления
Типоразмер грохота	ГИТ-51Н	ГСТ–81Р
Площадь сита, м^2	6.12 м^2	24 м^2
Количество грохотов	1	1

3.3.3 Выбор оборудования измельчения

В соответствии с принятой схемой измельчения $d_n = 13 \text{ мм}$ и исходной крупностью питания равной 13мм, наиболее целесообразно в первой стадии измельчения применить шаровые мельницы с разгрузкой через решетеку.

Расчет мельницы выполнен по методу института «Механобр».

За эталон принимаем шаровую мельницу, установленную на Жезказганской фабрики размерами 3200х3100.

Эталонные условия:

- диаметр $D=3$ мм;
- объем $V=22.5$ м³;
- шаровая загрузка $\Phi=46\%$ от объема мельницы;
- число оборотов $\psi=80\%$ от критической;
- удельная производительность по готовому классу -74 мкм $q_{\text{Э}}=1.1$ т/ м³ ч.
- $K_{\text{изм}}=1.0$ - коэфф. измельчаемости для руды, подлежащий переработке на проектируемой фабрики по отношению к Джекказг. руде.

I стадия измельчения. Часовая производительность по исходной руде $Q_{\text{ч}}=591$ т/ч, содержание готового класса -74 мкм в исходной руде $\beta_{\text{н}}^{-74}=9\%$; содержание готового класса -74мкм после I стадии $\beta_{\text{к}}^{-74}=51\%$.

Расчет выполняется по удельной производительности мельниц I стадии измельчения для трех типоразмеров мельниц.

Удельная производительность принятых мельниц рассчитывается по формуле:

$$q_{-74} = q_{\text{Э}} * K_{\text{и}} * K_{\text{к}} * K_{\text{т}} * K_{\text{Д}} * K_{\text{Л}} * K_{\text{Ф}} * K_{\text{П,Т}} / (\text{м}^3 * \text{ч}).$$

Определим поправочные коэффициенты для мельницы МШР-45х50.

Коэффициент $K_{\text{и}}$ определяем по формуле:

$$K_{\text{и}} = K_{\text{фпр}} / K_{\text{фэ}} = 0.88 / 1.41 = 0.62$$

Коэффициент $K_{\text{к}}$ определяем по формуле:

$$K_{\text{к}} = m_2 / m_1 = 0.90 / 0.975 = 0.92$$

Коэффициент $K_{\text{т}}=1.0$, т.к. проектируемая и эталонная мельницы одноступенчатые.

Коэффициенты $K_{\text{Ф}}$ и $K_{\text{П}}$ принимаем равными 1.0, т.к. проектируемая и эталонная мельницы работают одноступенчато.

Для мельницы МШР–36х50 коэффициент $K_{\text{Д}}$ определяем по формуле:

$$K_{\text{Д}} = \sqrt{\frac{D_{\text{пр}} - 0.15}{D_{\text{эт}} - 0.15}} = \sqrt{\frac{4.5 - 0.15}{3.2 - 0.15}} = 1.19. \quad (19)$$

Коэффициент $K_{\text{Л}}$ определяем по формуле (20):

$$K_{\text{Л}} = \left(\frac{L_{\text{пр}}^{0.15}}{L_{\text{эт}}^{0.15}} \right) = \left(\frac{5.0^{0.15}}{3.6^{0.15}} \right) = 1.52. \quad (20)$$

Удельная производительность мельницы МШР–45х50 составит:

$$q_{74} = 1.1 * 0.62 * 0.92 * 1.0 * 1.19 * 1.52 * 1.0 * 1.0 = 1.13 \text{ т/(м}^3\text{*ч)}.$$

Производительность мельницы по руде для мельницы МШР 45*50

V

$$Q_m = \frac{q_{74} * V}{(\beta_k - \beta_n)} = 191.8 \text{ т/ч, где } V=71 \text{ м}^3\text{- объем мельницы;}$$

$\beta_k=51\%$ - содержание готового класса в конечном продукте после Iстадии измельчения.

$\beta_n=9\%$ - содержание готового класса в питании мельницы Iстадии.

Необходимое количество мельниц Iстадии.

$$Q_0 \quad 297$$

$$N = \frac{Q_0}{Q_m} = \frac{297}{191.8} = 2 \text{ шт, где } Q_0 \text{ часовая производительность}$$

измельчения;

Производим проверку мельницы по пропускной способности:

$$\frac{Q_0 + Q_0 * C}{V^2 * 71} = \frac{297 + (297 * 2.5)}{71^2} = 7.3 < 12 \text{ т/м}^3$$

Коэффициент загрузки определяем по формуле:

$$K_z = \frac{Q_n}{N * Q_0} = \frac{297}{2 * 191.8} = 0.77$$

Аналогичным образом производим расчет остальных типоразмеров мельниц. Экономическое сравнение вариантов установки различных типоразмеров мельниц приведено в таблице 10.

Таблица 13 – Таблица сравнения мельниц

Типоразмер мельницы	Кол-во, шт.	Мощность, кВт		Коэффициент загрузки	Пропускная способность, т/(м ³ *ч)
		Единицы	Всех		
МШР–45х50	2	2500	2500	0.77	7.3
МШР–40х50	3	2000	4000	0.7	6.3
МШР–36х50	3	1250	2500	0.90	7.5
МШР–36х40	6	1100	3300	0.83	4.8

Из таблицы 13 видно, что наиболее оптимальным вариантом является установка двух мельниц МШР–45х50, имеющих лучшие показатели по пропускной способности и коэффициенту загрузки. Установка в первой стадии мельниц МШР–45х50 в количестве 2 шт. является наиболее целесообразным.

II стадия измельчения. Во второй стадии наиболее целесообразно установить мельницы МШР–45х50 в количестве 2 штук, это предусмотрено при расчёте количественной схемы измельчения.

Производительность мельниц второй стадии рассчитывается по формуле (22):

$$Q_P = \frac{q_{-74} * m * V}{\beta_K^{-74} - \beta_H^{-74}}, \text{ т/ч, (22)}$$

значение “m” в формуле (22) рекомендуется принимать в пределах 0.6÷0.8 при среднем значении m = 0.7.

$$Q_P = \frac{1.13 * 0.7 * 71}{0.80 - 0.51} = \frac{56.2}{0.29} = 193.7 \text{ т/ч.}$$

Количество мельниц составит $N = 297 / 193.7 = 2$ шт., коэффициент загрузки составит $K_3 = 297 / (2 * 193.7) = 0.77$.

Установка во второй стадии мельниц МШР–45х50 в количестве 2 шт. обеспечивает необходимую производительность.

3.3.4 Выбор гидроциклонов.

По данным водно-шламовой схемы рассчитываем гидроциклон для классификации I стадии:

$$V_{\Pi} = V_{ж} + V_{тв} = W_2 + L_{\Pi} + \frac{Q}{\delta_T} = 334.1 + 53.3 + \frac{779.6}{2.86} = 660 \text{ м}^3/\text{ч.}$$

Содержание твердого в питании гидроциклона составит:

$$T_{\Pi} = \frac{Q_{\text{пит}}}{Q_{\text{пит}} + W_{\Pi} + L} = \frac{779.6}{779.6 + 334.1 + 53.3} = 66.8\%.$$

На одну секцию измельчения объем пульпы в питании составит:

$$V_{\text{секц}} = V_{\text{п}} / N = 660 / 2 = 330 \text{ м}^3/\text{ч}.$$

Номинальная крупность слива гидроциклона с содержанием 51% класса - 0.074мм в соответствии составит:

$$R_{+74} = 100 - \beta_c^{-74} = 100 - 51 = 49\%,$$

$$d_H = \frac{96.274}{2 - \lg R_{+74}} = \frac{96.274}{2 - \lg 49} = 311 \text{ мкм}.$$

Граничная крупность слива в соответствии составит:

$$d_{\Gamma} = d_H / 1.75 = 178 \text{ мкм}.$$

Исходя из ответа такая граничная крупность обеспечивается гидроциклоном с $D = 710 \text{ мм}$.

Объемная производительность гидроциклона для $P_0 = 0.1 \text{ МПа}$ составит:

$$V = 3 * K_{\alpha} * K_D * d_{\Pi} * d_C * P_0^{0.5} = 3 * 1.0 * 0.95 * 15 * 20 * 0.1^{0.5} = 270.4 \text{ м}^3/\text{ч}.$$

Необходимое количество гидроциклонов $\emptyset = 710$ на одну секцию составит:

$$N = V_{\text{секц}} / V = 330 / 270.4 = 2 \text{ шт}.$$

С учетом двух резервных гидроциклонов в каждой секции устанавливается четыре гидроциклона ГЦ-710.

Граничная крупность слива определяется по формуле:

$$d_{\Gamma} = 1.5 * \sqrt{\frac{D * d_C * T_{\Pi}}{\Delta * K_D * P_0^{0.5} * (\delta_T - 1)}}, \text{ мкм}; \quad (23)$$

Где, d_{Γ} – граничная крупность слива, мкм;

D – диаметр гидроциклона, см;

V – объемная производительность гидроциклона, $\text{м}^3/\text{ч}$;

K_D – поправка на диаметр гидроциклона. Принимается по таблице 50;
 d_C – диаметр сливного отверстия, см;
 P_0 – рабочее давление пульпы на входе в гидроциклон, МПа;
 T_{II} – содержание твердого в питании гидроциклона, %;
 Δ – диаметр песковой насадки, см;
 δ_T – плотность твердого в пульпе, т/м³.

Фактическая номинальная крупность слива для гидроциклона $\Phi=1000$:

$$d_{\Gamma} = 1.5 * \sqrt{\frac{71 * 20 * 67}{7.5 * 0.95 * 0.1^{0.5} * (2.86 - 1)}} = 150 \text{ мкм.}$$

Нагрузка по пескам выбранных гидроциклонов составляет $482.6/2=241.3$ т/ч.
 Удельная нагрузка в соответствии с формулой составит:

$$q = \frac{Q_{II} * 4}{N * \pi * \Delta^2} = \frac{241.3 * 4}{2 * 3.14 * 15^2} = 0.68 \text{ т/(см}^2\text{/ч)},$$

Удельная песковая нагрузка по твердому должна находиться в диапазоне 0.5-2.5 на 1 см² площади песковой насадки.

Таким образом, Выбранный гидроциклон справляется по производительности обеспечивает нужную крупность слива. К установке принимаем два гидроциклона, по одному на секцию и два резервных.

Аналогичным образом решаем подбираем гидроциклон для классификации II стадии измельчения.

Таблица 14 –Сводная таблица гидроциклонов

Показатели	Гидроциклоны I стадии ГЦ-710	Гидроциклоны II стадии ГЦ-500
Номинальная крупность слива, мкм	0.15мм	0.113мм
Диаметр гидроциклона	71см	50см
Давление на выходе	0.1	0.25
Расчетная производительность по питанию 1г/ц, м ³ /ч.	270.4	197.3
Количество питания по водно-шламовой схеме, м ³ /ч.	659.9	1313.7
Количество рабочих гидроциклонов на 2 секции	4	6
Количество резервных гидроциклонов на 2 секции	4	6

3.3.5 Выбор оборудования флотационного обогащения

Для основных и контрольных флотаций принимаем к установке флотомашину механического типа объемом камер $V_k=12.5\text{ м}^3$ типа ФМ-12.5.

Для перемешивающих операций принимаем флотомашину пневмомеханического типа с равными по объему с предыдущими $V_k=12.5\text{ м}^3$ ФМ-12,5.

Необходимое количество камер выбранного типоразмера определяем по формуле:

$$n = \frac{V \cdot t}{60 \cdot V_k \cdot k} \quad (25)$$

Где, V –суточный объем пульпы, м^3 , принимается из рассчитанной шламовой схемы;

t – время флотации, мин;

V_k –объем одной камеры флотомашины, м^3 ;

k – коэффициент использования объема камеры $k=0.75$.

Основная коллективная Cu-Pb-Zn флотация:

$$n = \frac{1204.5 \cdot 20}{60 \cdot 12.5 \cdot 0.75} = \frac{29320}{562.5} = 2 \text{ шт.}$$

Результаты расчета приведены в таблице 15.

Таблица 15 – Сводная таблица флотомашин

Наименование операции	V пульпы, м^3 /сут	Типоразмер флотомашин	V камеры, м^3	Время флотации, мин	Количество камер
Основная коллективная Cu-Pb-Zn флотация	1204.5	ФПМ-12.5	12.5	20	43
Контрольная Cu-Pb-Zn флотация	1113.2	ФПМ-12.5	12.5	18	36

Продолжение таблицы 15

Наименование операции	V пульпы, м ³ /сут	Типоразмер флотомашин	V камеры, м ³	Время флотации, мин	Количество камер
Основная Cu-Pb флотация	269.5	ФПМ-12.5	12.5	18	9
Контрольная Cu-Pb флотация	199.2	ФПМ-12.5	12.5	5	2
I перерешетка	125.6	ФМ-12.5	12.5	15	4
II перерешетка	67	ФМ-12.5	12.5	12	2
III перерешетка	166.7	ФМ-12.5	12.5	10	3
Основная селективная Pb флотация	82	ФПМ-12.5	12.5	15	3
Контрольная селективная Pb флотация	85.5	ФПМ-12.5	12.5	15	3
I перерешетка	56	ФМ-6.3	6.3	10	2
II перерешетка	27.2	ФМ-6.3	6.3	8	1
III перерешетка	39.7	ФМ-6.3	12.5	6	1
Основная селективная Zn флотация	376.9	ФПМ-12.5	12.5	15	10
Контрольная селективная Zn флотация	315	ФПМ-12.5	12.5	12	7
I перерешетка	224.43	ФМ-12.5	12.5	12	5
II перерешетка	135.9	ФМ-12.5	12.5	8	2
III перерешетка	55.44	ФМ-6.3	12.5	6	2
IV перерешетка	237.6	ФМ-12.5	12.5	4	2

3.3.6 Оборудование для обезвоживания

Для сгущения подбираем оборудование по:

Потребная площадь сгущения определяется по формуле:

$$S = Q \cdot S_{\text{уд}}, \text{ где}$$

Q – производительность по концентрату т/ч;

$S_{\text{уд}}$ - удельная площадь сгущения, т/м²;

Часовая производительность сгущенного концентрата Cu по водно-шламовой схеме составляет 5 т/ч.

Потребная площадь для сгущения хвостов Cu равна:

$$F = 24 \cdot 5 = 120 \text{ м}^2$$

Принимаем сгуститель с периферическим приводом 18м, площадь сгущения которого равна 255 м²

Часовая производительность сгущенного концентрата Zn по водно-шламовой схеме составляет 8.52 т/ч.

Потребная площадь для сгущения хвостов Zn равна:

$$F = 24 \cdot 8.52 = 205 \text{ м}^2$$

Принимаем сгуститель с периферическим приводом 18м.

Часовая производительность сгущенного концентрата Z_n по водно-шламовой схеме составляет 5.38 т/ч.

Потребная площадь для сгущения хвостов $Z_{\text{правна}}$:

$$F = 24 \cdot 5.38 = 129 \text{ м}^2$$

Принимаем сгуститель с периферическим приводом 18м.

Оборудования для фильтрования

Выбор и расчет фильтров производим по удельной нагрузке

Для P_b удельная нагрузка - 100 кг $\text{м}^2/\text{час}$

Для C_u удельная нагрузка - 100 кг $\text{м}^2/\text{час}$

Для Z_n удельная нагрузка - 200 кг $\text{м}^2/\text{час}$

Площадь фильтра определяется по формуле:

$$F = \frac{Q}{g},$$

Где, Q производительность по концентрату, кг/ч;

g - удельная производительность фильтров, кг/ $\text{м}^2 \cdot \text{ч}$. Значение $g = 100 \text{ кг}/\text{м}^2 \cdot \text{ч}$.

$$F_{pb} = \frac{5380}{100} = 53.8 \text{ м}^2$$

Для C_u концентрата:

$$F_{Cu} = \frac{5000}{100} = 50 \text{ м}^2$$

Для Z_n концентрата:

$$F_{Zn} = \frac{8520}{100} = 85.2 \text{ м}^2$$

К установке принимаем барабанных фильтры с внешней фильтрующей поверхностью БОУ 40-3, в количестве 3 штуки. Общая фильтрующая поверхность 100 м^2 .

3.4 Выбор и расчёт вспомогательных оборудования

3.4.1 Насосы

Для перекачки пульпы принимаю песковые насосы. Все насосы, кроме дренажных дублированы.

Расчет насосов производится по производительности воды, рассчитывается по формуле 28:

$$Q = Q_0 * (1 + v), \text{ м}^3/\text{ч} \quad (28)$$

где, Q – производительность насоса по воде, $\text{м}^3/\text{ч}$;

Q_0 – производительность насоса по пульпе, $\text{м}^3/\text{ч}$;

v – содержание твердого в перекачиваемом продукте в долях единиц. $v = 0.43$

Расчет насоса для перекачки медного концентрата на сгущение.

$Q_0 = 28 \text{ м}^3/\text{ч}$.

$$Q = 28 * (1 + 0.43) = 40.04 \text{ м}^3/\text{ч}$$

Определяю манометрический напор по формуле 29:

$$H_M = H_r + H_{п.у.} + H_{изг.} + H_{изл.} \quad (29)$$

где, H_M – полный манометрический напор, $\text{м}/\text{вод} * \text{сут}$;

H_r – геометрический напор (высота подъема), определяется по данным отметках оси насоса и точной. $H_r = 10 \text{ м}$;

$H_{п.у.}$ – потеря напора на прямых участках трубопроводах, м. в. ст. ;

$H_{изг.}$ – потеря напора на изгибах труб;

$H_{изл.}$ – потери напора при изливании и всасывании пульпы м. в. ст.

$H_{изл.} = 1.5 \text{ м}$.

Потеря напора на прямых участках трубопроводах определяется по формуле 30:

$$H_{п.у.} = \alpha \frac{e * v^2}{d * 2g} \quad (30)$$

где, α – коэффициент сопротивления для пульпы. $d = 0.04$;

e – длина трубопровода, $e = 38 \text{ м}$;

d – диаметр трубы, $d = 0.2 \text{ м}$;

$g = 9.81 \text{ м}/\text{сек}^2$;

$v = 2 \text{ м}/\text{с}$;

$$H_{п.у.} = 0.04 \frac{38 * 2^2}{0.2 * 2 * 9.81} = 0.8 \text{ м}$$

Потеря напора на изгибах труб находим по формуле 31:

$$H_{изг.} = K * n_u * \frac{90}{\alpha_0}, \quad (31)$$

где k – коэффициент сопротивления, $k=0.2$;
 p_u – шело изгибов на трассе трубопровода;
 α_0 – угол изгиба трубопровода

$$H_{\text{Изг}} = 0.2 \cdot 4 \cdot \frac{90}{90} = 0.8 \text{ м.}$$

$$H_M = 10 + 0.8 + 0.8 + 1.5 = 13.1 \text{ м. вод. столба.}$$

3.4.2 Транспортеры

Расчет транспортеров производится по стандартной методике и имеет целью определение ширины ленты и мощности двигателя. На основании этих данных выбирается транспортер по каталогу.

Расчет транспортера для транспортировки руды в мельницу.

Определяем мощность электродвигателя транспортера 32:

$$N = \frac{(K_0 V + 1.2) \cdot K_1 \cdot K_2 \cdot K_3 \cdot K_4 \cdot K_5 \cdot L}{10000}, \text{ кВт;} \quad (32)$$

где: K_0 – коэффициент, зависящий от ширины ленты;
 K_1 – коэффициент запаса мощности двигателя;
 K_2 – коэффициент, учитывающий длину конвейера;
 K_3 – коэффициент, учитывающий перегибы конвейеров;
 K_4 – коэффициент условий работы конвейера;
 K_5 – коэффициент, используемый в формуле, если есть тележка;
 L – длина навески ленты, м;
 V – скорость движения ленты, м/с;
 $N = 6.8 \text{ кВт.}$

Определяем ширину ленты 33:

$$B = 60 \cdot (Q / (k_y \cdot V \cdot \delta_n))^{0.5} + 75, \text{ м,} \quad (33)$$

где: B – ширина ленты, м;
 Q – перемещаемая масса, т;
 k_y – коэффициент, учитывающий угол наклона конвейера;
 V – скорость движения ленты, м/с;
 δ_n – насыпная плотность, т/м³.
 $B = 60 \cdot (322,5 / (1.1 \cdot 2.25 \cdot 1.8))^{0.5} + 75 = 570 \text{ мм. Принимаем } B = 800 \text{ мм.}$

Аналогично рассчитываются другие транспортеры. Результаты расчета приведены в таблице 16

Таблица 16 – Сводная таблица расчета и выбора транспортеров

Назначение транспортера	Длин а, м	Угол наклона, градус	Шири на, мм	Кол- во, штук	Мощнос ть эл. дв., кВт/ч
С крупного дробления в среднее	30	20	1600	2	75
С бункера в среднее дробление	13	0	800	2	25
С мелкого дробления в гл. корпус	130	15	1200	2	135
С мелкого дробления на грохочение	13	18	800	1	10
Транспортер над бункером главного корпуса	110	0	1600	1	50
Горизонтальный транспортер на измельчение	20	0	800	2	25
Наклонные транспортеры на измельчение	10	15	800	2	25
Транспортер с фильтрации в сушку	22	5	600	3	10
Для сушенного концентрата на склад	20	10	600	2	10
Питатель пластинчатый после крупного дробления	9	0	1200	1	75

3.4.3 Расчет воздуходувок

Расход воздуха для одной камеры флотомашин ФПМ-12,5 составляет $1,8 \text{ м}^3/\text{мин}$. Для всех флотомашин составить:

$$46 \cdot 1,8 = 83 \text{ м}^3/\text{мин}$$

Выбираем воздуходувку ВК – 25, в количестве 4 штук.

Расход воздуха для вакуум-фильтров площадью 78 м^2 при $q = 0,1 \div 0,4 \text{ м}^3/(\text{м}^2 \cdot \text{мин})$ составит:

$$78 \cdot 0,2 = 15,6 \text{ м}^3/\text{мин}$$

Выбираем воздуходувку ТВ-41-1,4 в количестве 2 штук (1 рабочий, 1 резервный) по одной рабочей на каждый вакуум-фильтр.

Расход сжатого воздуха для вакуум-насосов вакуум-фильтров при $q=0,5 \div 1,5 \text{ м}^3/(\text{м}^2 \cdot \text{мин})$ составит:

$$78 \cdot 1,2 = 93,6 \text{ м}^3/\text{мин}$$

Выбираем вакуум-насос РМК- 2А в количестве 2 штук по одному на каждый вакуум-фильтр.

Результаты расчета прочего вспомогательного оборудования приведены в таблице 17.

Таблица 17 – Сводная таблица расчета прочего вспомогательного оборудования

Наименование и назначение	Типоразмер	Количество		Производительность		Мощность, кВт.
		раб	Рез	фактическая	необходимая	
Воздуходувки для флотомашин ФПМ-12,5	ВК-25	4	4	200	805	200
Воздуходувки подачи воздуха в вакуум-фильтр	ТВ-41-1,4	1	1	41	15.6	50
Вакуум-насосы для фильтра	РМК – 2А	2	2	35	56	50

3.5 Реагентное хозяйство

Реагентное отделение представлено складами для хранения реагентов, отделением растворных чанов и системой реагентопроводов.

В состав реагентного хозяйства обогатительной фабрики входят склады сухих и жидких реагентов, реагентное отделение, предназначенное для приготовления растворов реагентов требуемой концентрации дозированная площадка, размещающая вблизи флотационного цеха с расходными бачками для растворов и питателями реагентов. Погрузочно-разгрузочные работы и транспорт внутри реагентного склада механизмируется автопогрузчиками и мостовыми кранами.

При проектировании реагентного отделения руководствовались следующими приложениями:

- приготовления растворов организовано в одну смену для уменьшения числа рабочих;
- при приготовлении реагентов вместимость чанов для готовых растворов запроектирована, равной суточному расходу реагента;
- для каждого реагента запроектированы два чана-один, оборудованный мешалкой, для растворения реагентов и другой, расходный для чанового раствора.

Реагентное отделение расположено на верхней площадке обогатительной фабрики, выше главного корпуса. [6]

Суточный расход реагентов приведен в таблице 18

Таблица 18 – Суточный расход реагентов

Наименование	Расход, т/сут	Рабочая конц., %	Суточный объем раствора, м ³
Сернистый натрий	90-110	0.88-2.94	20.59
Изопропиловый кс+антогнат	11-23	0.59	3.53-14.12
Бутиловый ксантогенат	60-90	0.59	3.53-14.12
Машинное масло	10-15		4.12

Оборудование для приготовления растворов реагентов.

Выбор и расчет оборудования для приготовления и перекачки реагентов выполняется из условия, что растворение производится в одну смену при непрерывной рабочей неделе с одним выходным днем. Перекачка реагентов на дозировочную площадку производится круглосуточно по мере необходимости. Насосы для перекачки работают в среднем 3-4 часа в сутки. [6]

Результаты расчета и выбора оборудования для приготовления реагентов сведены в таблицу 19.

Таблица 19 – Сводная таблица оборудования реагентного отделения

Назначение оборудования	Наименование	Типоразмер	Кол-во
Хранение раствора	Расходный чан	22	4
Дозировка извести	питатель	2ПРС – 1	3
Дозировка ксантогената	жидкого реагента	2ПРС – 1	1
Дозировка Т – 66		2ПРС – 1	1
Дозировка жидкого стекла		2ПРС – 1	1

3.6 Опробование и контроль

Опробование продуктов производства должно осуществляться, как правило, механическими пробоотборниками в автоматическом режиме или дистанционно управляемыми. Ручное опробование может проводиться только в установленных точках технологической схемы, определяемых распоряжением руководителя фабрики. Для отбора пробы должны оборудоваться удобные и безопасные места, имеющие ограждение. Производить опробование со случайных, необорудованных точек запрещается.

Обычная процедура опробования составляет достаточно длинную цепочку технологических операций, выполняемых в трех различных местах работниками различной классификации. На объекте опробования трудятся пробоотборщики, отбирая пробы на обогатительной фабрике и доставляя их проборазделочную. В проборазделочной лаборанты подготавливают пробу к анализу, уменьшая её массу и крупность. В аналитической лаборатории

анализируют пробу, отбирая от подготовленного пакета навески и выполняя на них необходимый вид анализа. После обработки результатов анализа по указанным в методиках правилам выдаётся результат анализа.

Опробование на проектируемой фабрике будет производиться по схеме, соответствующей цепи процесса.

Организация опробования на обогатительной фабрике возлагается на отдел технического контроля (ОТК).

Задачи ОТК:

- отбор, подготовка и передача на анализ или выполнение анализа проб руды и продуктов обогащения - хранение контрольных и арбитражных проб;
- обработка результатов опробования и передача этих результатов в соответствующей форме заинтересованным лицам;
- составление технологического и товарного балансов;
- обеспечение необходимой информацией руководства предприятия, участие в оформлении документов, в т.ч. рассмотрение претензий;
- составление схемы опробования и контроля, составление инструкций по отбору и подготовке проб для каждой точки опробования;
- контроль за обеспеченностью опробования необходимыми техническими средствами, контроль за их состоянием, совершенствование системы и средств опробования;
- организация хранения готовой продукции. [7]

3.7 Хвостовое хозяйство

Сооружения хвостового хозяйства с системой оборотного водоснабжения представлены хвостохранилищем и совокупностью пульпонасосных агрегатов, обеспечивающих использование оборотной воды в технологическом процессе.

1. Хвостовое хозяйство исходные данные для расчета

2. Производительность фабрики по руде 5 000 000 т/г

3. Число лет работы фабрики – 80 лет

4. Выход хвостов – 97.7 %

5. Плотность твердого хвостов – 2,8 т/м³

6. Расход воды на технологические нужды – 4 т/м³

Коэффициент заполнения хвостов для $\mu = 0,42$; $\delta_t = 2,8$ т/м³, $\delta_n = 1,6$ т/м³

1. Отметка распределительного бака на хвостохранилище 190 м.

1. Определяем расход хвостовой пульпы.

Суточная масса хвостов.

$$Q = \frac{5000000 * 0,959}{340} = 14103 \text{ т/сут}$$

Суточная масса воды с учетом расход воды 4 м³ на тонну перерабатываемой руды.

$$14103 * 4.0 = 56412 \text{ м}^3/\text{сут}$$

$$2. \quad \text{Процент твердого в пульпе} \\ (14103 / (14103 + 56412)) * 100 = 20$$

$$3. \quad \text{Суточный объем пульпы} \\ V_{\text{сут}} = 14103 / 2,8 + 56412 = 61449 \text{ м}^3/\text{сут}$$

$$4. \quad \text{Часовой объем пульпы} \\ V_{\text{час}} = 61449 / 24 = 2458 \text{ м}^3/\text{ч}$$

$$5. \quad \text{Секундный объем пульпы} \\ V_{\text{сек}} = 2458 / 3600 = 0,68 \text{ м}^3/\text{с}$$

$$6. \quad \text{Рассчитываем максимальный секундный } V_{\text{пульпы}} \text{ по формуле:} \\ V_{\text{пф}} = K_i * V_n, \text{ где } K_i - \text{коэффициент неравномерного сброса хвостовой} \\ \text{пульпы по фабрике } K_i = 1,1 / 1,2$$

$$V_{\text{пф}} = 1,1 * 0,68 = 0,75 \text{ м}^3/\text{с}$$

$$0,75 * 3600 = 2704 \text{ м}^3/\text{час}$$

$$7. \quad \text{Плотность пульпы} \\ \delta_n = (14103 + 56412) / 61449 = 1,15 \text{ т/м}^3$$

$$8. \quad \text{Определяем средневзвешанный диаметр хвостов по формуле :}$$

$$9.$$

$$d_{\text{ср}} = \frac{\sum \gamma_i * d_{i\text{ср}}}{\sum \gamma_i} = \frac{\left(\frac{d_1+d_2}{2}\right)\gamma_1 + \left(\frac{d_2+d_3}{2}\right)\gamma_2 + \dots + \left(\frac{d_i+d_i}{2}\right)\gamma_n}{\gamma_1 + \gamma_2 + \dots + \gamma_n} \\ d_{\text{ср}} = \frac{\left(\frac{0,15+0,105}{2}\right) * 15 + \left(\frac{0,105+0,074}{2}\right) * 25 + \dots + \left(\frac{0,074+0,074}{2}\right) * 60}{15 + 25 + 60}$$

$$d_{\text{ср}} = 0,085 \text{ мм}$$

$$10. \quad \text{Гидравлическая крупность хвостов при } t=20^\circ\text{C} \text{ по} \\ \text{средневзвешанному диаметру по табличным данным составляет для } \delta_t = 2,8$$

$$W_n = \frac{\sum W_n \gamma_i}{\sum \gamma_i}; \text{ где}$$

$$W_n - \text{средневзвешанный гидравлический диаметр}$$

$$W_n = 1,49 + [(1,492-1,49) / 0,003] * 0,151$$

$$W_n = 1,59 \text{ или } 1,59/100 = 0,0159 \text{ м/с}$$

$$11. \quad \text{Определяем коэффициент неоднородности}$$

$$\Delta_0 = 3d_{10} / d_{90} = 3*0,1 / 0,075 = 4,1$$

$$12. \quad \text{Определяем емкость хвостохранилища}$$

$$V_{\text{хв}} = Q_{\text{год}} * T / K_{\text{зап}} * \delta_n; \text{ м}^3$$

$$V_{\text{хв}} = 5\,000\,000 * 15 / 0,8 * 1,4 = 66\,964\,285,7 \text{ м}^3$$

Хвосты флотации, после опробования, по самотечному пульпопроводу поступают в зумпфы пульпо-насосной станции, который находится в главном корпусе, отсюда насосом ГРА-900-67 перекачиваются в распределительную камеру.

Намывочная дамба обвалования сооружается экскаватором и бульдозером из хвостов, отложившихся у гребня дамбы на верховом откосе, последующей присыпкой гребня и низового откоса валуногалечником

толщиной 30 м. Перенос пульпопровода производится через 3 м по высоте дамбы обвалования раз в 3 года.

Способ намыва и заполнения хвостохранилища – зенитный. В теплый период года сброс пульпы ведется последовательно через 8-10 выпусков одновременно на верховой откос для намыва пляжа.

В зимний период заполнение хвостохранилища производится под лед сосредоточенным способом.

Борьба с пылением водохранилища производится путем присыпки гребня и откоса валуногалечником, а также орошения пляжа в летний период водой из специальной системы водопроводов.

Осветленные воды из хвостохранилища через водосбросный колодец выходят в окислительный пруд. В окислительном пруду создаются благоприятные условия для разложения органических реагентов за счет интенсивного развития микроорганизмов и водных растений – рогоза и тростника. Под действием щелочной среды растворенные металлы, перешедшие из анионной формы в катионную, осаждаются в виде нерастворимых соединений.

3.8 Ремонтное хозяйство

Поддержание устойчивости непрерывной работы оборудования является главной задачей ремонтно-механической службы фабрики. В составе фабрики предусмотрены ремонтно-механические мастерские общего и специализированного назначения по ремонту узлов машин-грохотов, насосов, флотационных машин, роlikоопор и других задач.

Ремонтно-механические мастерские расположены в непосредственной близости к фабрике, чтобы максимально упростить транспортные связи.

Ремонтно-монтажные площадки (РМП) и ремонтные пункты запроектированы во всех производственных корпусах обогатительной фабрики. Они размещены в пролетах, где установлено наиболее тяжелое оборудование, и обслуживается мостовым краном.

Графиком планово-предупредительных ремонтов предусмотрены: ремонт дробильного оборудования с остановкой цеха дробления на 36 часов один раз в год; посекционный ремонт оборудования главного корпуса (перефутеровка мельниц) или его замена с остановкой секции раз в 6 месяцев на 16 часов; поагрегатный ремонт оборудования отделения обезвоживания, приурочиваемый к ремонту секций главного корпуса. Капитальный ремонт дробилки крупного дробления предусматривается один раз в 4 года с остановкой на 48 часов; измельчительного и классифицирующего оборудования – один раз в 4 года с остановкой секции на 36 часов, капитальный ремонт сгустителей – один раз в 5 лет с остановкой сгустителя на 48 часов. Кроме того, предусматривается ежегодная остановка всей фабрики на 8 часов

для профилактического осмотра и ремонта безрезервного электрического оборудования, магистральных водопроводов, кабельной сети и шинопроводов.

3.9 Бункера и склады

В корпусе крупного дробления предусмотрена воронка для приема руды.

В корпусе среднего мелкого дробления предусмотрен распределительный бункер.

Склад для хранения концентрата примыканий к корпусу фильтрации. Склад оборудован мостовым краном через склад прохода железнодорожная кален

Бункер в соответствии с нормами проектирования предусмотрен для создания запаса руды, ее усреднения по химическому и гранулометрическому составу, и обеспечение равномерной загрузки цикла измельчения.

Бункер силосного типа.

$$V = \frac{Q \cdot 1,5}{1,6} = \frac{1200 \cdot 1,5}{1,6} = 1125 \text{ м}^3$$

Склад концентрата рассчитан на 36 часов работы с количеством руды 5580т. Он примыкает к корпусу фильтрации и сушки и имеет два отсека для хранения медного концентрата. Склад оборудован двумя грейферными кранами грузоподъемностью по 5 т каждый. Отгрузка осуществляется в контейнерах СК – 2.5.

3.10 Вспомогательные службы

Фабричная механическая мастерская расположена в здании цеха металлоконструкций и предназначена для выполнения капитальных ремонтов оборудования, изготовления запасных частей, реставрации старых запасных частей и ремонта отдельных узлов оборудования.

Склад шаров устроен на ремонтной площадке главного корпуса с емкостью на месячный расход шаров.

Фабричная лаборатория предназначена для: предварительных испытаний на обогатимость отдельных полезных ископаемых, исследования отдельных операций и узлов в фабричной технологической схеме.

В состав бытового комбината входят: общие бытовые помещения – гардеробные, умывальные, душевая; специальные – помещения для сушки рабочей одежды, для обезвреживания рабочей одежды, прачечная.

3.11 Методы переработки концентратов

Медные концентраты перерабатываются пирометаллургическим способом. Концентрат подвергается шихтовке с флюсами. Шихта плавится на штейн в отражающих печах. Продукты плавки штейн; шлак в (отвал) и газы на (выброс).

Штейн подвергается конвертированию в конверторах. Продукты процесса: черновая медь, шлак (в оборот) и газы на производство серной кислоты.

Черновая медь подвергается огневому рафинированию. В результате получается катодная медь высокой чистоты.

4. БЕЗОПАСНОСТЬ И ОХРАНА ТРУДА

4.1 Общая характеристика предприятия

Источниками выбросов загрязняющих веществ на ЖОФ № 1,2 являются:

- корпуса дробления, в которых выделяется пыль в результате дробления и транспортировки руды;
- главные корпуса, применяющие водные растворы реагентов для технологического процесса, которые выделяют газообразные вредные вещества;
- хвостовое хозяйство, где при складировании хвостов обогащения так же происходит выделение пыли.

Все источники выбросов загрязняющих веществ делятся на организованные и неорганизованные. Организованными источниками выбросов являются трубы аспирационных и вытяжных систем, высотой от 14 до 48 м.

Вредные вещества, отводимые для рассеивания в атмосферу через указанные источники выбросов, образуются при работе технологического оборудования. При этом в атмосферу выбрасываются: пыль неорганическая, содержащая двуокись кремния от 20 до 70 %, медь сернистая, свинец сернистый, сероводород, сероуглерод, высшие спирты, углеводороды, пары серной кислоты, мышьяковистый водород, фтористый водород, фосфорный ангидрид, сварочный аэрозоль и другие вещества.

Все источники пылевыведения оснащены пылеулавливающими установками – 78 аспирационных систем.

Реагентные отделения ЖОФ № 1,2, где производится растворение реагентов и приготовление растворов, главные корпуса, в которых установлены расходные баки и реагентные питатели для дозирования реагентов по точкам процесса флотации, а так же сварочные посты, снабжены вытяжными вентиляционными системами, которые обеспечивают содержание вредных веществ на рабочих местах в пределах допустимых норм.

Неорганизованные источники выбросов – это выбросы пыли неорганической в корпусах дробления и на хвостохранилище, выбросы соединений марганца, кремния, фтористого водорода, сварочного аэрозоля, фторидов и др. при производстве сварочных работ в цехах.

4.2 Трудовой Кодекс

Статья 2. Трудовое законодательство Республики Казахстан

1. Трудовое законодательство Республики Казахстан основывается на Конституции Республики Казахстан и состоит из настоящего Кодекса, законов Республики Казахстан и иных нормативных правовых актов Республики Казахстан.

2. Запрещается включение в другие законы Республики Казахстан норм, регулирующих трудовые отношения, отношения социального партнерства и охраны труда, кроме случаев, предусмотренных настоящим Кодексом.

3. Если международным договором, ратифицированным Республикой Казахстан, установлены иные правила, чем те, которые содержатся в настоящем Кодексе, то применяются правила международного договора. Международные договоры, ратифицированные Республикой Казахстан, к трудовым отношениям применяются непосредственно, кроме случаев, когда из международного договора следует, что для его применения требуется издание закона.

Статья 3. Цель и задачи трудового законодательства Республики Казахстан

1. Целью трудового законодательства Республики Казахстан является правовое регулирование трудовых отношений и иных отношений, непосредственно связанных с трудовыми, направленное на защиту прав и интересов сторон трудовых отношений, установление минимальных гарантий прав и свобод в сфере труда.

2. Задачами трудового законодательства Республики Казахстан являются создание необходимых правовых условий, направленных на достижение баланса интересов сторон трудовых отношений, социальной стабильности, общественного согласия.

Статья 4. Принципы трудового законодательства Республики Казахстан

Принципами трудового законодательства Республики Казахстан являются:

- 1) недопустимость ограничения прав человека и гражданина в сфере труда;
- 2) свобода труда;
- 3) запрещение дискриминации в сфере труда, принудительного труда и наихудших форм детского труда;
- 4) обеспечение права на условия труда, отвечающие требованиям безопасности и гигиены;
- 5) приоритет жизни и здоровья работника;
- 6) обеспечение права на вознаграждение за труд не ниже минимального размера заработной платы;
- 7) обеспечение права на отдых;
- 8) равенство прав и возможностей работников;
- 9) обеспечение права работников и работодателей на объединение для защиты своих прав и интересов;

10) содействие государства в укреплении и развитии социального партнерства;

11) государственное регулирование вопросов безопасности и охраны труда.

Статья 5. Свобода труда.

Каждый имеет право свободно выбирать труд или свободно соглашаться на труд без какой бы то ни было дискриминации и принуждения к нему, право распоряжаться своими способностями к труду, выбирать профессию и род деятельности.

4.3 Электро и пожаробезопасность предприятия

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

Для защиты от поражения электрическим током применяются отдельно или в сочетании друг с другом следующие технические способы и средства: защитное заземление, защитное отключение, изоляция токоведущих частей, оградительные устройства, знаки безопасности, средства защиты и предохранительные приспособления.

Защитное заземление - преднамеренное электрическое соединение с землей эквивалентом металлических нетоковедущих частей, которые могут оказаться под напряжением. Оно предохраняет человека от поражения током в случае прикосновения к корпусу под напряжением в результате случайного соединения с токоведущими частями. В помещениях с повышенной опасностью и особо опасных, заземление металлических частей оборудования является обязательным.

Защитные заземления - быстродействующая защита, обеспечивающая автоматическое отключение электроустановки при возникновении в ней опасности поражения током. Его применяют тогда, когда защитное заземление и зануление не обеспечивают полной безопасности работ.

Для уменьшения опасности поражения электротоком, ручной инструмент и переносные лампы питаются от источников напряжения до 42в.

Для защиты человека от поражения электрическим током используют различные виды изоляции: электрическую изоляцию токоведущих частей электроустановки, обеспечивающую ее нормальную работу и защиту от поражения электротоком, называемую рабочей изоляцией; кроме того - дополнительную; двойную; усиленную.

Для предупреждения электротравматизма применяют оградительные устройства, знаки безопасности, вспомогательные и изолирующие средства перчатки, калоши, сапоги, коврики.

4.4 Оценка воздействия на окружающую среду технологических процессов предприятия

В соответствии с Лимитами на размещение отходов в процессе деятельности ЖОФ-и образуются отходы производства и потребления 44 видов, в том числе:

класса опасности - 1 вид;

класса опасности - 8 видов;

класса опасности - 8 видов;

класса опасности - 24 вида.

Образующиеся на предприятии отходы используются, обезвреживаются и захораниваются, а также передаются на утилизацию сторонним лицензированным организациям.

Основными отходами на ЖОФ-а являются технологические отходы производства: вскрышные породы (отходы при добыче рудных полезных ископаемых) и отходы переработки руды (отходы добывающей промышленности).

Отвальные отходы переработки руд являются основным отходом производства, образующиеся при работе обогатительных фабрик. Расчет объема образования отвальных отходов произведен на основании данных технологической схемы и условий технического задания.

Образовавшиеся отходы обогатительных фабрик складировются: в секции №1,2 накопителя; на полигоне "сухих" отходов, а также используются при возведении намывной и разделительной дамб и ложа накопителя.

Количество отходов, идущих на возведение дамб и устройства ложа накопителя принимается в размере 50% от общего объема объединенных отходов ОФ-1 и ОФ-2, поступающих в 1-ую секцию накопителя, что составит 2,19 т/год.

Основной вид отходов, образующийся при работе обогатительных фабрик, составляют отвальные отходы переработки руд. При проектной схеме складирования отходов условно выделяются:

-основные отходы, складированные в 1 и 2 секциях накопителя;

отходы сорбции - временное складирование на полигоне (3 секция).

5. ЭКОНОМИКА ПРОИЗВОДСТВА

5.1 Главный корпус

Строительный объём главного корпуса составляет 217728 м³ по цене 35 000 тенге за 1 м³.

1. Стоимость корпуса составит:
 $217728 * 35\ 000 = 7\ 620\ 480\ 000$ тенге.
2. Стоимость строительных металлоконструкции составит при цене 80 000 тенге за 1 тонну металлоконструкций:
 $(217728 * 2 / 1000) * 80000 = 34\ 836\ 480$.
3. Стоимость технологических металлоконструкции составит:
 $(217728 * 1 / 1000) * 80000 = 17\ 418\ 240$.
4. Общая стоимость корпуса составит: 7 672 734 720 тенге.
5. Накладные расходы составляют 22% и равны :
 $7\ 672\ 734\ 720 * 0.22 = 1\ 688\ 001\ 638.4$ тенге.
6. Плановые накопления составляет 3% и равны: 230182041.6 тенге.
7. Монтаж электроосвещения по цене 20200 тенге за 1кВт установочной мощности равен:
 $97.2 * 20200 = 2\ 012\ 040$ тенге.
8. Стоимость сантехнических работ составляет 15% от стоимости здания и равна: 1 150 910 208 тенге.

Всего стоимость строительных работ по главному корпусу составит 1 005 152 101 тенге.

5.2 Стоимость энергозатрат

Годовой расход электроэнергии составляет 27005853 кВт по цене 9 тенген за 1кВт. Стоимость электроэнергии составит:

$27005853 * 9 = 243\ 052\ 677$ тенге.

Годовой расход воды составляет 1455254 м³, из нее свежей воды 4000000 м³ по цене 4 тенге за 1 м³, и оборотной воды 800000 м³ по цене 1.8 тенге за 1м³.

Стоимость – $4000000 * 4 = 16\ 000\ 000$ тенге.

Оборотной – $800000 * 1.8 = 1\ 440\ 000$ тенге.

Всего– 161400000 тенге.

5.3 Заработная плата

Определение численного профессионального состава трудящихся. Расстановочные основны производственных рабочих, ремонтной службы, руководителей специалистов и служающих приняты по аналогии с

действующей ОФ, на основе нормативов численности рабочих обогатительных фабрик предприятий горнодобывающей промышленности.

Таблица 21– Штатное расписание ИТР ЗИФ

Должность	Количество штатных единиц	Должностной оклад, в тенге	Месячный ФЗП, в тенге	Годовой ФЗП, в тенге
Производственный персонал				
Машинист питателя	3	52300	156900	1882800
Машинист конвейера	3	52300	156900	1882800
Машинист насосов	3	52300	156900	1882800
Дежурный слесарь	3	52300	156900	1882800
Машинист грохочения	3	52300	156900	1882800
Рабочий по отборке проб	1	52300	156900	1882800
Инженер по ТБ	1	58500	58500	702000
Машинист ЦДП	3	58500	175500	2106000
Машинист КСД	3	58500	175500	2106000
Машинист КИД	3	58500	175500	2106000
Машинист мельниц	3	58500	175500	2106000
Гидроциклонщик	3	58500	175500	2106000
Концентраторщик	3	58500	175500	2106000
Дежурный электрик	3	58500	175500	2106000
Слесарь КИП	2	58500	117000	1404000
Сменный мастер	4	65000	260000	3120000
Административный персонал (ИТР)				
Начальник гл. корпуса	1	80000	80000	960000
Главный механик	1	80000	80000	960000
Главный инженер	1	80000	80000	960000
Должность	Количество штатных единиц	Должностной оклад, в тенге	Месячный ФЗП, в тенге	Годовой ФЗП, в тенге

Продолжение таблицы 21

Главный энергетик	1	80000	80000	960000
МОП				
Уборщик	1	52300	52300	627600
Всего ФЗП	49	1277600	2977700	33626400

5.4 Расчет расходов на содержание и эксплуатацию оборудования

Эксплуатация оборудования составляет 0,5% от стоимости всего оборудования без монтажа:

$$36409390 \times 0,005 = 1820469 \text{ тенге.}$$

Стоимость текущего ремонта составляет 3,5% от стоимости всего оборудования:

$$36409390 \times 0,035 = 12743286 \text{ тенге.}$$

Съемные части и быстроизнашивающийся инвентарь составляют 3% от стоимости всего оборудования:

$$36409390 \times 0,03 = 10922817 \text{ тенге.}$$

Амортизационные отчисления составляют 25% от стоимости всего оборудования:

$$36409390 \times 0,25 = 91023475 \text{ тенге.}$$

Сменные части и быстроизнашивающееся оборудование и инвентарь из расчета 10000 тенге в год на одного рабочего составляет:

$$77 \times 10000 = 770000 \text{ тенге.}$$

5.5 Расчет цеховых расходов

1) Содержание аппарата и МОП – 4461268 тенге.

2) Амортизация зданий и сооружений составляет 2,9% от их полной стоимости:

$$5297250000 \times 0,029 = 153620250 \text{ тенге.}$$

3) Текущий ремонт зданий и сооружений составляет 3,5% от полной стоимости зданий и сооружений:

$$5297250000 \times 0,035 = 185403750 \text{ тенге.}$$

4) Расходы на исследования и испытания составляют 1% от годового фонда заработной платы:

$$33626400 \times 0,01 = 336264 \text{ тенге.}$$

5) Затраты на охрану труда составляют 5% от годового фонда заработной платы:

$$33626400 \times 0,05 = 1681320 \text{ тенге.}$$

6) Стоимость износа малоценного и быстроизнашивающегося инвентаря составляет 0,2% от стоимости зданий и сооружений:

$$5297250000 \times 0,002 = 10594500 \text{ тенге.}$$

Таблица 5.5 – Калькуляция себестоимости переработки руды

Наименование статей	Цена за единицу, тенге	Количество в год	Сумма в год, тенге
Исходная руда	350	9000000	18000000000
Транспортировка	18	950000	17100000
Дизтопливо	55000	119	6545000
Бронь ЩДП	85000	25	5525000
Бронь мельниц	85000	540,5	5525000
Транспортерная лента	1500	505	11250
Сетка	2000	1215,5	80000
Итого			18028823750
Электроэнергия	12	11346195	20563116
Вода свежая	5	2694880	9251776
Вода оборотная	2.8	2565578	6344096
Итого	-	-	36158988
Зарплата основная	-	-	42980400
Эксплуатация оборудования	-	-	869510
Текущий ремонт	-	-	6086570

Наименование статей	Цена за единицу, тенге	Количество в год	Сумма в год, тенге
Износ малоценного и быстроизнашивающегося оборудования	-	-	550000
Амортизация оборудования	-	-	138785737
Прочие расходы	-	-	3621839
Итого	-	-	192894056
Содержание аппарата и МОП	-	-	4461268
Амортизация зданий и сооружений	-	-	310828917
Текущий ремонт	-	-	375138348
Исследования и испытания	-	-	429804

Продолжение таблицы 5.5

Износ малоценного и быстроизнашивающегося инвентаря	-	-	1289000
Итого	-	-	694491635
Всего по калькуляции	-	-	189523684,3

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

В соответствии с полученным заданием разработан проект обогатительной фабрики с производительностью 1 600 000 тонн руды в год по переработке полиметаллической руды Чекмарского месторождения.

Основным методом обогащения сульфидной медной руды является процесс флотации. Проектом предусмотрено:

- дробление без предварительного грохочения в I стадии
- двухстадиальная схема измельчения
- обезвоживание продуктов.

В результате выполненных расчетов получены следующие технико-экономические показатели:

- количество получаемых концентратов:
Cu– 4 500 000 т/г;
- прибыль –155 250 000 тысяч тенге;
- рентабельность – 22 %;
- срок окупаемости капитальных затрат– 4 года.

СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННОЙ ЛИТЕРАТУРЫ

1. Справочник по обогащению руд. Т.1,2,3. М.: Недра, 1978. 1979
2. Ревазашвили Б.И., Сажин Ю.Г. Методические указания по расчету схем рудоподготовки и выбору дробильно-измельчительного оборудования. Алматы.: КазПТИ, 1985.
3. Сажин Ю.Г. Расчеты схем рудоподготовки и выбор оборудования для дробления, грохочения, измельчения и классификации. Учебное пособие для руководителей курсового и дипломного проектирования и студентов специальности 2404 «Обогащение полезных ископаемых» – Алматы: КазНТУ, 2005, с. 1–179.
4. Ревазашвили Б.И., Сажин Ю.Г. Расчеты схем рудоподготовки и выбор дробильно-измельчительного оборудования. Измельчение - А.: Каз ПТИ, 1985г.
5. Сажин Ю.Г. Ревазашвили Б. И. Методическое указание по выбору и реагенту схем и оборудования. Алматы.: КазПТИ, 1979.
6. Полькин С. И., Адамов Э. В. Обогащение руд цветных и редких металлов. – М.: Недра, 1975.
7. Охрана труда и промышленная экология: В. Т. Медведев, С. Г. Новиков, А. В. Каралюнец, Т. Н. Маслова -Москва, Academia, 2012 г.
8. Производственная безопасность. Практические работы: С. С. Тимофеева, С. А. Миронова - Санкт-Петербург, Инфра-М, Форум, 2014 г.
9. Производственная безопасность: С. С. Тимофеева, Ю. В. Шешуков - Москва, Форум, Инфра-М, 2014 г.
10. Безопасность жизнедеятельности. Производственная безопасность и охрана труда. Издательство: Высшая школа.
11. Трудовой Кодекс РК с изменениями и дополнениями по состоянию на 16.04.2018 г.
12. Мажкенов учета несчастных случаев, используемые в международной практике // Журнал «Охрана труда. Казахстан». – № 6. – 2006. – С. 55-62.
13. Аманжолов труда и промышленная безопасность: Учебник для вузов. – Караганда: Изд-во КарГТУ, 2004. – 356 с.

Приложение А

23	Насос									
22	Дисковый фильтр	Вакум	БОУ 40-3			14				
21	Дисковый фильтр	Вакум	БОУ 40-3			1				
20	Дисковый фильтр	Вакум	БОУ 40-3			1				
19	Сгуститель					1				
18	Сгуститель					1				
17	Сгуститель					1				
16	Флотомашина		ФМ-6,3			4				
15	Флотомашина		ФМ-12,5			6				
14	Флотомашина		ФПМ-12,5			8				
13	Гидроциклон		ГЦ-500			6				
12	Гидроциклон		ГЦ-720			4				
11	Мельница		МШР 45х50			2				
10	Мельница		МШР 45х50			2				
9	Бункер	главного корпуса				1				
8	Конвейер					1				
7	Дробилка		КИД-2200			1				
6	Дробилка		КСД-2200 Т			1				
5	Грохот		ГСТ–81Р			1				
4	Грохот		ГИТ-51Н							
3	ЩДП 12х15		Щековая дробилка			1				
2	Транспортер					3				
1	Бункер					1				
№ поз	Тип, марка		Наименование			Кол.		Примечание		
					СПЕ Ц И Ф И К А Ц И Я О П И - 15 – 1р					
					Схема цепи аппаратов	Лит.	Масс а	Масшт		
Изм	Лист	№ докум.	Подп.	Дата		у				
Разработал		Кадырсызо в								
Руководит.		Телков								
Проверил		Телков				Лист	Листов			
					Проект обогажительной фабрики Чекмаркого месторождения	КазНИТУ кафедра М и ОПИ				