

МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ И НАУКИ РЕСПУБЛИКИ КАЗАХСТАН

Казахский национальный исследовательский технический университет имени  
К.И. Сатпаева

Институт горно-металлургический

Кафедра металлургии и обогащения полезных ископаемых

Галиев Ислам Серикович

Проект обогатительной фабрики по переработке медной руды Актогайского  
месторождения с производительностью 3000000 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

« 17 » 05 2019 г.

### ПОЯСНИТЕЛЬНАЯ ЗАПИСКА

к дипломному проекту

на тему: Проект обогатительной фабрики по переработке медной руды  
Актогайского месторождения с производительностью 3000000 тонн в год

по специальности 5В073700

Выполнил

Галиев И.С.

Научный руководитель  
Ассоциированный профессор  
Ш.А.Телков

« 17 » 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  
2018 г.

**ЗАДАНИЕ**

**на выполнение дипломного проекта**

Обучающемуся Галиеву Исламу Сериковичу

На тему: "Проект обогатительной фабрики переработке медной руды

Актогайского месторождения с производительностью 3000000 тонн в год

Утверждена приказом ректора университета №1113-б от «08» октября 2018г

Срок сдачи законченного проекта:

«13» мая 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

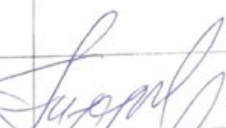
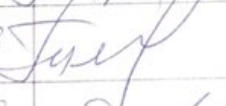

### ГРАФИК

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 принял к исполнению \_\_\_\_\_

И.С. Галиев

Дата \_\_\_\_\_

«17» мая \_\_\_\_\_

2019 г.



**ОТЗЫВ  
НАУЧНОГО РУКОВОДИТЕЛЯ**

На дипломный проект

(наименование вида работы)

Галиева Ислам Серикович

(Ф.И.О. обучающегося)

5В073700 – Обогащение полезных ископаемых

(шифр и наименование специальности)

Тема: Проект обогатительной фабрики по переработке медной руды месторождения Актогай с производительностью 3 млн. т/год.

Студенту Галиеву И.С. на период дипломного проектирования была поставлена задача, выполнить проект обогатительной фабрики по переработке медной руды месторождения Актогай.

Для выбора и обоснования технологической схемы обогащения медной руды студент Галиев И. выполнил литературный анализ работ описывающих технологии переработки медных сульфидных руд. На основании данного анализа и с учетом опыта переработки медных руд месторождения Актогай, им была выбрана технологическая схема обогащения.

В процессе выполнения дипломного проекта студент Галиев И. выполнил необходимый объем расчетов по технологической и водно-шламовой схемам (рудоподготовка, флотационное обогащение и вспомогательные процессы). По результатам расчетов был выполнен выбор основного технологического оборудования.

Работа над дипломным проектом выполнялась согласно графика дипломного проектирования и выполнена в необходимом объеме.

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

Студент Галиев И. подготовлен к самостоятельной работе по специальности «Обогащение полезных ископаемых». Дипломная работа допущена к защите и заслуживает оценки «Хорошо» (78 баллов).

Студент Галиев И.С. заслуживает присвоения ему квалификации «бакалавр» по специальности 5В073700 «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:** Галиев И.С

**Название:** Проект обогатительной фабрики по переработке медной руды Актогайское месторождения с производительностью 3000000 тонн в год

**Координатор:** Шамиль Телков

**Коэффициент подобия 1:** 22,5

**Коэффициент подобия 2:** 8,4

**Тревога:** 309

**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:

..... Допущен к защите .....  
.....  
.....  
.....  
.....

..... 08.05.2018 .....

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:** Галиев И.С

**Название:** Проект обогатительной фабрики по переработке медной руды Актогайское месторождения с производительностью 3000000 тонн в год

**Координатор:** Шамиль Телков

**Коэффициент подобия 1:**22,5

**Коэффициент подобия 2:**8,4

**Тревога:**309

**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:

*обнаруженные заимствования не являются плагиатом*

*08.05.2015*

*[Подпись]*

Дата

Подпись заведующего кафедрой /

начальника структурного подразделения




Окончательное решение в отношении допуска к защите, включая обоснование:

..... Допускать к защите .....

..... 08.05.2018 .....

Дата

..... Барменщиков М.Б.  .....

Подпись заведующего кафедрой /

начальника структурного подразделения

## АННОТАЦИЯ

Дипломдық жобаның нысаны жылына 3000000 тонна өнімділігі бар Ақтоғай кен орнының кендерін қайта өңдеуге арналған байыту фабрикасы.

Жобаны жасау барысында ішіне үш сатылы кенді ұсақтау, екі сатылы ұнтақтау, негізгі бақылау және ұжымдық мыс концентратын алу арқылы 3 қайта тазалау флотация операциялары кіретін кенді қайта өңдеудің технологиялық сұлбасы таңдалды. Мынадай сызбалар сызылды: технологиялық сұлба, тізбектер мен аппараттар диаграммасы және қойылтқыш сызбасы.

Технологияның ақырғы өнімі құрамында 20% мыс концентраты болып табылады.

Концентраттағы мыс өндірісі 85%

Өндірілетін концентраттың жылдық салмағы жылына 110,4 мың тоннаны құрайды.

Руданы қайта өңдеудің өзіндік құны 1255 теңгені, 1 тонна концентраттың өзіндік құны 179,200 мың теңгені құрды.

Кәсіпорын құрылысына күрделі шығындардың өтелімділігі мерзімі - 3 жыл.

## АННОТАЦИЯ

Объектом дипломного проекта является обогатительная фабрика по переработке руд Актогайского месторождения с производительностью 3000000 тонн в год.

В процессе разработки проекта выбрана технологическая схема переработки руды, включающая: трехстадиальное дробление руды, двухстадиальное измельчение, основную контрольную и 3 перечистные операции флотации с получением медного концентрата. Выполнены чертежи: технологическая схема, схема цепей и аппаратов и чертеж мельницы.

Конечным продуктом технологии является медный концентрат, с содержанием меди 20 %, при извлечении меди в концентрат 85 %.

Годовая масса полученного концентрата 110,400 тонн в год.

Себестоимость переработки руды составила 13925, себестоимость 1 тонны концентрата 1100000тыс.тенге.

Срок окупаемости капитальных затрат на строительство предприятия 3 года.

## **LEAD**

The object of diploma project is Ore Processing Concentrating Plant for Aktogai deposit with a capacity of 3000000 tons per year.

During the project development, ore processing flow chart was chosen, including: three-stage ore breaking, two-stage grinding, the basic control one and 3 cleaning floatation operations in obtaining bulk copper concentrate. The drawings performed: process flow chart, circuit and apparatus chart and thickener chart.

Final product of the technical process was bulk gold and copper concentrate, with a copper content of 20%.

When extracting copper into the concentrate of 85%

Annual mass of obtained concentrate is 110 400 tons per year.

The prime cost of ore processing is 1255, prime cost of 1 ton of concentrate is 179.200 thousand tenge.

Payback period of capital costs for the construction of the enterprise is 3 years



## 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	14
3.1 Технология производства	14
3.1.1 Сырьевая база, характеристика сырья	14
3.1.2 Режим работы цехов и расчет производительности	14
3.1.3 Анализ работ действующей фабрики	15
3.1.4 Выбор и обоснование технологической схемы	16
3.1.5 Выбор и расчет схемы дробления	16
3.1.6 Выбор и расчет схемы измельчения	21
3.1.7 Расчет баланса металлов и количественной схемы обогащения	23
3.1.8 Выбор схемы обезвоживания	30
3.1.9 Расчет водно-шламовой схемы	31
3.3 Выбор и технологический расчет основного оборудования	43
3.3.1 Оборудование для дробления	43
3.3.2 Выбор оборудования для грохочения	46
3.3.3 Выбор оборудования для измельчения	48
3.3.4 Выбор гидроциклонов	51
3.3.5 Выбор оборудования для флотационного обогащения	53
3.3.6 Выбор оборудования для обезвоживания	55
3.4 Выбор и расчет вспомогательного оборудования	56
3.4.1.Насосы	56
3.4.2 Транспортёры	58
3.4.3 Расчет воздуходувок	59
3.4.5 Реагентное хозяйство	60
3.4.6 Опробование и контроль	62
3.4.7 Хвостовое хозяйство	63
3.4.8 Методы переработки концентратов	63
4 Безопасность и охрана труда	64
4.1 Анализ производственных опасностей и вредностей в цехах фабрики	64
4.2 Шум и вибрация оборудования	64

4.3 Противопожарные мероприятия	65
4.3.1 Расчеты искусственного-естественного освещения	65
5. Экономика производства	65
5.1 Главный корпус	65
5.2 Расчёт стоимости основного и вспомогательного оборудования	66
5.3 Расчёт стоимости вспомогательных материалов	66
5.4 Стоимость энергозатрат	68
5.5 Заработная плата	69
5.6 Расчет расходов на содержание и эксплуатацию оборудования	69
5.7 Расчет цеховых расходов	70
5.8 Расчет себестоимости концентратов	70
Заключение	61
Список литературы	62
Приложение А	63

## ВВЕДЕНИЕ

Актога́й — большой рудник открытого типа на юго-востоке Казахстана, примерно в 250 км от казахстанско-китайской границы. Расположено в Алакольском районе Алматинской области, в 22 км к востоку от железнодорожной станции Актогай.

Месторождение разрабатывается компанией KAZ Minerals PLC и является вторым крупным горнорудным проектом роста Группы. Проект будет включать в себя рудник и обогатительную фабрику. Актогайское рудное тело состоит из месторождения окисленных руд, залегающего над сульфидным месторождением. Последние залежи также содержат молибден в качестве попутного компонента. Срок эксплуатации рудника и обогатительной фабрики на месторождении Актогай составит свыше 50 лет.

Руды заключаются в штокверковых месторождениях диоритового и гранодиоритового массива и примыкающих к ним вулканогенных отложениях верхнего каменноугольного и нижне-пермского периодов.

Руды содержат медь и молибден. Попутные компоненты: сера, свинец, цинк. Глубина штокверковых зон 800 м, длина 2500 м, ширина 50—830 м. Главные минералы: халькопирит, борнит, халькозин. Содержание меди в рудах 0,2—1,6 %, ср. сод. 0,39 %. Руды легко обогатимы. Минеральные ресурсы месторождения оцениваются в размере 121 млн окисленных и 1 597 млн тонн сульфидной руд при среднем содержании меди 0,33 % и 0,37 % соответственно. В качестве попутной продукции на месторождении будет добываться молибден, запасы которого составляют 115 тысяч тонн. Разработка месторождения начнется с добычи и переработки окисленной руды, залегающей над сульфидным рудным телом.

# **1 ОБЩАЯ ПОЯСНИТЕЛЬНАЯ ЗАПИСКА**

## **1.1 Краткая характеристика предприятия**

Месторождение Актогай открыто в 1974 году. В 1975–1980 годах были выполнены поисково-оценочные работы и детальная разведка. Рудное тело месторождения составляют в большинстве сульфидные руды, над пластом сульфидной руды залегает окисленная медная руда (5 % общих запасов месторождения). Актогайский ГОК расположено в степной зоне на стыке Восточно-Казахстанской и Карагандинской областей.

От г. Жезказган Актогай отделяет тысяча километров, от предприятий «Востокцветмета» — более шестисот. Ближайший населённый пункт — железнодорожная станция с одноимённым названием — расположена в 20 км от месторождения. В ста тридцати километрах находится районный центр Аягоз. Район экономически мало освоен и слабо заселён. Основным источником электроэнергии ЛЭП-500, соединяющая Шульбинскую и Капчагайскую ГЭМ. Хозяйственное и питьевое водоснабжение может быть обеспечено за счёт Жузагашского и Жанарского месторождения подземных вод. Заданная производительность предприятия составляет 3 000 000 тонн руды в год. Содержание основных металлов в руде: меди – 1.2%

## **1.2 Основные технологические проектные решения**

Годовая производительность по руде 3 000 000 млн тонн. Выбираем основной метод обогащения руды – флотация. Схема флотации – прямая селективная с получением медного концентрата.

Подготовительные процессы: трехстадиальное дробление с предварительным грохочением во II и III стадиях, двухстадиальное измельчение и классификация в гидроциклонах.

Вспомогательные процессы:

- двухстадиальное сгущение медного концентратов, путем сгущения и последующего фильтрования.

Все процессы осуществляется с применением стандартного технологического оборудования зарубежного производства.

## **1.3 Состав обогатительной фабрики**

В состав обогатительной фабрики входят: главный корпус, корпус дробления, цех сгущения, цех фильтрации, реагентный цех, вспомогательная служба и служба быта.



#### 1.4 Комплексность использования сырья

Первоначальная полная программа геологоразведочных работ месторождения Актогай была проведена экспедицией Южно-Казахстанского геологоуправления с 1974 по 1980 годы и включала 412 скважин (общей длиной 140 713 м). В результате после всех проведенных работ месторождение прослежено в длину на 2100 м, в ширину – на 1650 м. По вертикали мощность балансового оруденения более 630 м, с единичными мелкими разрывами – 767 м. Подсчет запасов выполнен по кондициям, утвержденным ГКЗ СССР протоколом № 366-к от 29 июня 1979 года, основные параметры которых следующие.

Для подсчета балансовых запасов: Сульфидные руды - бортовое содержание меди в пробе и по рудному интервалу – 0,2 %; - минимальное промышленное содержание условной меди в подсчетном блоке – 0,31 %; - минимальная мощность рудного тела – 15 м; - максимальная мощность внутрирудных прослоев пустых пород и некондиционных руд, включаемых в подсчет запасов – 15 м; - наряду с запасами меди в балансовых запасах руд подсчитать запасы попутных компонентов – молибдена, сульфидной серы, золота, серебра, рения, селена. Окисленные руды - бортовое содержание меди в пробе и по рудному интервалу – 0,2 %; - минимальное промышленное содержание меди – 0,31 %; - минимальная мощность рудного тела – 7,5 м; - подсчет запасов балансовых сульфидных и окисленных руд произвести в контурах карьера, принятых в ТЭО проекта кондиций.

## **2 ГЕНЕРАЛЬНЫЙ ПЛАН, ТРАНСПОРТ И РЕКУЛЬТИВАЦИЯ НАРУШЕННЫХ ЗЕМЕЛЬ**

### **2.1. Генеральный план**

#### **2.1.1 Характеристика площадки для строительства**

Актогайский ГОК расположен на территории Аягозского района Восточно-Казахстанской области. ГОК находится в благоприятном регионе с точки зрения географического расположения и экономических условий неподалеку от транспортных и энергетических коммуникаций. Актогайский ГОК находится в 25 км к востоку от железнодорожной станции Актогай, с которой оно связано автомобильной дорогой. Рельеф местности в районе промплощадки мелкопочный (горы Колдар). Склоны сопки с углами наклона 10–15°, отметки рельефа колеблются от 360 до 470 м. Относительное превышение высот 30–50 м. Климат Аягозского района резко континентальный, для района характерна продолжительная холодная зима и жаркое засушливое лето.

#### **2.1.2 Решения по инженерным сетям и коммуникациям**

Почти все инженерные сети и коммуникации расположены под землей за исключением хвостового коллектора, который начинается от угла главного корпуса и установлен на железобетонных опорах. К наружной трансформаторной подстанции подведена воздушная ЛЭП на напряжение 10 Кв.

#### **2.1.3 Благоустройство и озеленение**

На территории планируемой фабрики рассчитываются зеленое строительство: посадка кустарников и деревьев местных пород, на свободной территории будет построен авто-паркинг и засеяны газонами.

Все автотранспортные дороги, тротуары и площадки будут укрыты асфальтным покрытием.

#### **2.1.4 Природоохранные мероприятия**

«КазМинералс» является компанией-природопользователем, чья деятельность направлена не только на получение готовой продукции, но и на сохранение биоразнообразия и минимизации негативного воздействия на

окружающую среду. Об этом говорят и планы природоохранных мероприятий компании, в соответствии с которыми средства, выделяемые на охрану окружающей среды, увеличиваются из года в год.

За прошедшие 9 месяцев 2018 года фактические затраты медного подразделения компании «КазМинералс» на выполнение природоохранных мероприятий составили более 3 млрд тенге. В Аягозском регионе расположены предприятия по добыче, переработке и получению готовой продукции, а также вспомогательные производства

## **2.2. Транспорт**

Транспортные перевозки проектируемой ОФ предусматриваются по существующим и проектируемым железным и автомобильным дорогам. Станцию «Актогай» с промплощадкой ОФ соединяет существующая автомобильная дорога со щебеночным покрытием. На промплощадке обогатительной фабрики предусматриваются технологические, межплощадочные и служебные автодороги, обеспечивающие перевозки технологических, вспомогательных, хозяйственных грузов, ремонтное и противопожарное обслуживание. Грузоперевозки осуществляются вновь приобретаемым, привлеченным или существующим автомобильным транспортом.

## **2.3. Рекультивация нарушенных земель**

### **2.1.1 Перечень нарушенных земель, подлежащих рекультивации**

В результате строительства обогатительной фабрики почвенно-растительный слой будет снят. Почва будет складирована и впоследствии использована для восстановления и рекультивации участков работ. В РК действуют специальные руководства и нормы, касающиеся рекультивации нарушенных земель. Рекультивация нарушенных земель, повышение их плодородия, снятие и сохранение плодородного слоя почвы является природоохранным мероприятием. Восстановление нарушенных земель и их последующее освоение направлено на устранение неблагоприятного влияния на окружающую среду, улучшение санитарногигиенических условий жизни населения, повышение эстетической ценности ландшафтов.

### **3 ТЕХНОЛОГИЯ ПРОИЗВОДСТВА, ОБЕСПЕЧЕНИЕ ЭНЕРГОРЕСУРСАМИ**

#### **3.1 Технология производства**

##### **3.1.1 Сырьевая база, характеристика сырья**

Медно-порфировое месторождение Актогай – крупнейшее в Республике Казахстан по разведанным запасам меди. Месторождение располагается в восточной части вулканического глубинного пояса, в северном Прибалхашье, в центральной части Колдарского интрузивного массива. С двух сторон месторождения Актогай находятся два сопутствующих медно-порфировых месторождения: Айдарлы – 3 км на запад-северо-запад и Кызылкия – 5 км на восток-северо-восток. Жильные породы комплекса представлены диоритовыми и диабазовыми порфиритами, кварцевыми и дацитовыми порфирами. Руды месторождения представляют собой минерализованные гидротермально-измененные граниты и вулканиты, содержащие молибденит-халькопирит-пиритовую, реже – молибденитборнит-пирит-халькопиритовую минерализацию прожилково-вкрапленного, гнездововкрапленного и брекчиевого типов.

Для Актогайского месторождения характерна традиционная концентрическая зональность в размещении прерудных метасоматитов. Наиболее широкое распространение получили пропилиты, биотитовые и кварц-калишпатовые, кварц-серицитовые метасоматиты с внутренней зоной штокверкового прокварцевания до монокварцитов. Рудный штокверк месторождения Актогай является составной частью обширного ареала сульфидной (преимущественно пиритовой) минерализации, включающего в себя также рудный штокверк месторождения Айдарлы.

Для месторождения Актогай присуща традиционная схема вертикальной минералогической зональности руд: - подзона выщелачивания; - зона окисленных руд; - подзона смешанных руд; - подзона развития вторичных сульфидов; - зона первичных сульфидных руд.

Зона первичных сульфидных руд концентрирует в себе свыше 95 % общих запасов штокверка. Окисленные руды образуют над сульфидными рудами выдержанную плащеобразную залежь, концентрирующую в себе 5 % балансовых запасов месторождения. Мощность окисленных руд – средняя 18 м, максимальная – 60 м. Площадь развития окисленных руд составляет 1,77 км<sup>2</sup>. Подзона выщелачивания проявлена спорадически в верхней части зоны окисленных руд. Мощность ее составляет 7–8 до 22–26 м.

Смешанные руды выделяются как маломощная (2–4 м) невыдержанная подзона в приподошвенной части окисленных руд. Ниже подзоны смешанных руд, на границе окисленных и первичных сульфидных руд, развита подзона вторичных сульфидов. Мощность подзоны крайне не выдержана и колеблется от 1–2 до 35 м, не превышая в среднем 3,8 м. В подсчете запасов выделены два промышленных типа руд: окисленные руды (включая в них и смешанные



руды) и сульфидные руды (включая в них руды зоны развития вторичных сульфидов).

### 3.1.2 Режим работы цехов и расчёт производительности

Производство проектируемой фабрики составляет 3000000 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;

$Q_{\Gamma}$  – 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:  $K_{\text{в}} = 0.95$ .  $N=305$ .  
 $m=2$ .  $n=7$ .

$$Q_0 = \frac{3000000}{305 * 2 * 7 * 0.95} = 740 \text{ т/ч};$$

Рассчитывается по формуле (2) суточная производительность цеха дробления:

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

где:  $Q_{\Gamma}$  – годовая производительность фабрики, т/г.

$$Q_{0\text{дроб.}} = \frac{3000000}{305} = 9836 \text{ т/сут};$$

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

Часовая производительность цеха измельчения составит:

$$Q_{0\text{изм}} = \frac{3000000}{340 * 3 * 8 * 0.99} = 372 \text{ т/ч}$$

Суточная производительность цеха измельчения составит:

$$Q_{0\text{изм.}} = \frac{3000000}{340} = 8823 \text{ т/сут;}$$

### 3.1.3 Анализ работ действующей фабрики

### 3.1.4 Выбор и обоснование технологической схемы обогащения и основных технологических показателей

## 3.2 Выбор и расчёт схемы дробления

Для проектируемой фабрики принимается трёхстадиальная схема дробления с предварительным грохочением на стадии среднего и мелкого дробления.

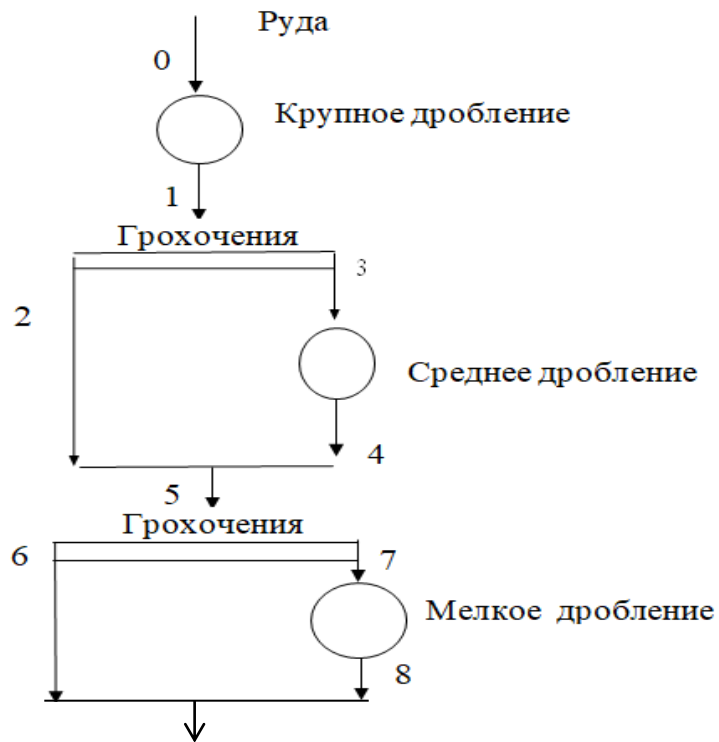


Рисунок 2 – Схема дробления

Схема принята по следующим причинам:

- крепость руды по Протодяконова – 13;
- начальная крупность руды 650 мм;
- конечная крупность – 13 мм;
- плотность руды – 3.15 т/м<sup>3</sup>;
- насыпная плотность – 1.85 т/м<sup>3</sup>;
- влажность руды – 5 %.

#### Расчёт схемы

1) Общая степень дробления определяется по формуле 3:

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

$$S_{\text{общ}} = \frac{800}{13} = 62$$

и по формуле 4 определяется средняя степень дробления:

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

$$S_{\text{II}} = 50^{1/3} = 3.9.$$

2. Номинальная крупность продуктов дробления по стадиям:

$$d_{\text{I}} = D_{\text{max}} / S_{\text{I}} = 800 / 4.1 = 195 \text{ мм};$$

$$d_{\text{II}} = d_{\text{I}} / S_{\text{II}} = 195 / 3.9 = 50 \text{ мм};$$

$$d_{\text{III}} = d_{\text{II}} / S_{\text{III}} = 50 / 3.9 = 13 \text{ мм}.$$

3. Частные степени дробления:

$$S_{\text{I}} = D_{\text{max}} / d_{\text{I}} = 800 / 195 = 4.1;$$

$$S_{\text{II}} = S_{\text{ср}} = 3.9;$$

$$S_{\text{III}} = \frac{S_{\text{общ}}}{S_{\text{I}} * S_{\text{II}}} = \frac{62}{4.1 * 3.9} = 3.9$$

4. Размеры щелей дробилок:

$$i_p = d_I / Z_I = 195 / 1.7 = 115 \text{ мм};$$

$$i_p = d_{II} / Z_k = 50 / 1.7 = 29 \text{ мм}.$$

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

5. Размеры отверстий сеток грохота:

$$a_{II} = d_{II} = 50 \text{ мм};$$

$$a_{III} = d_{III} = 13 \text{ мм}.$$

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

2) Ситовой состав руды приведен в таблице 2.

Таблица 2 – Ситовой состав руды

Крупность классов, в долях $D_{max}$	Крупность классов, мм	Частный выход, %	Суммарный выход по «+», % (R)	Суммарный выход по «-», % (Y)
$+D_{max}$	+800	0	0	0
$-D_{max} + \frac{3}{4}D_{max}$	-800 +600	23	23	100.0
$-\frac{3}{4}D_{max} + \frac{1}{2}D_{max}$	-600 +400	23	46	98
$-\frac{1}{2}D_{max} + \frac{1}{4}D_{max}$	-400+200	26	72	85
$-\frac{1}{4}D_{max} + \frac{1}{8}D_{max}$	-200 +100	15	87	76
$-\frac{1}{8}D_{max} + \frac{1}{16}D_{max}$	-100+50	8	95	64
$\frac{1}{16}D_{max}$	+50	5	100	0

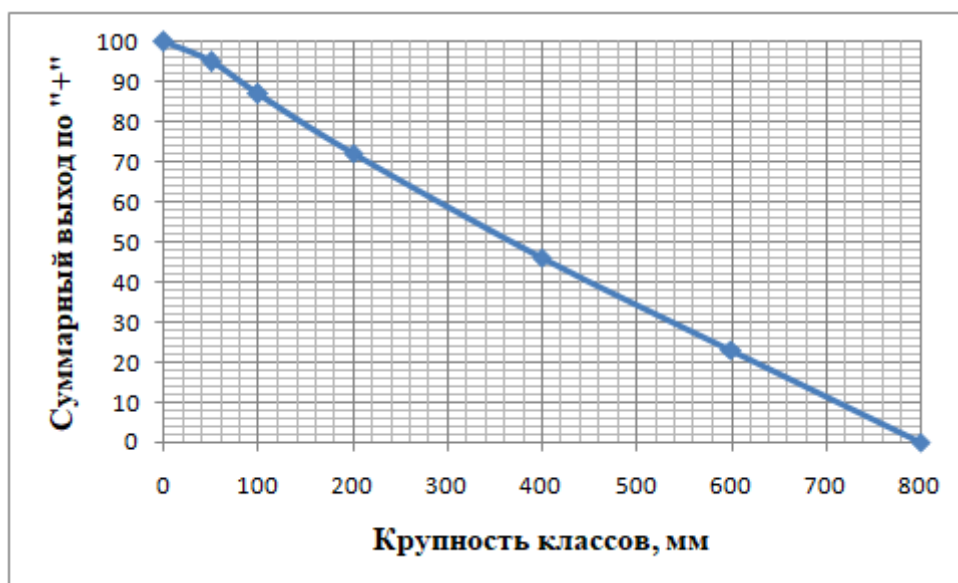


Рисунок 3 – График ситовой характеристики по плюсу

Для второй и третьей стадий дробления расчет величины разгрузочного отверстия для  $d_I = 195$  мм выбираем дробилку КСД–1750–ГР. Для  $d_{II} = 50$  мм значение  $Z_k = 1.5$  для твердой руды. Разгрузочное отверстие дробилки КСД–175–ГР составит:  $i_p = d_{II} / Z_k = 50 / 1.5 = 33$  мм.

Принимаются показатели грохочения для второй стадии:  $a_{II} = d_{II} = 50$  мм,  $E_{II} = 80$  %.

Таблица 3 – Таблица типовой характеристики крупности продукта 3 ( $d_n = 208$  мм,  $i_p = 160$  мм)

Определяемый класс, в долях $i_p$	Крупность класса, мм	Выход класса по «+», %	Выход класса по «-», %
$0.2 * i_p$	26	90	10
$0.4 * i_p$	52	70	30
$0.8 * i_p$	104	40	60
$1.2 * i_p$	156	18	75
$Z_I * i_p$	195	0	100

Таблица 4 – Расчетной характеристики крупности продукта 4

Крупность класса, мм	Расчетный выход класса по «-», %	Выход класса по «+», %
26	$\beta_4^{-26} = \beta_0^{-23} + b_0^{+130} * \beta_1^{-26} = 2 + 0.85*18 = 17$	83
52	$\beta_4^{-52} = \beta_0^{-52} + b_0^{+130} * \beta_3^{-52} = 8 + 0.85*30 = 33$	67
104	$\beta_4^{-104} = \beta_0^{-104} + b_0^{+130} * \beta_3^{-104} = 15 + 0.85*60 = 66$	34
156	$\beta_4^{-156} = \beta_0^{-156} + b_0^{+156} * \beta_3^{-156} = 18 + 0.81*75 = 78$	22
195	$\beta_4^{-195} = \beta_0^{-195} + b_0^{+195} * \beta_3^{-195} = 22 + 0.70*100 = 92$	8

По данным таблицы 4 строится характеристика крупности продукта 4, представленная на рисунке 4.

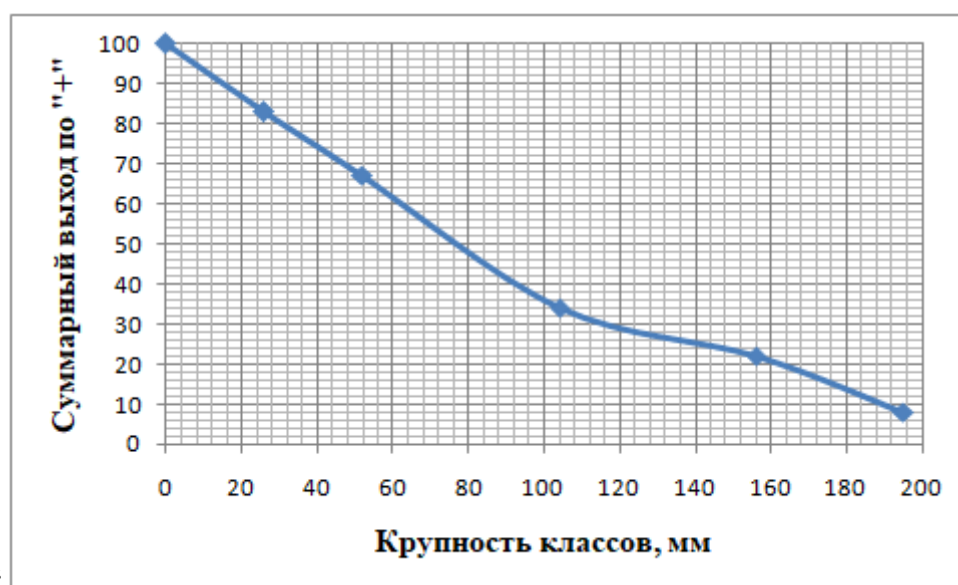


Рисунок 4 – Характеристика крупности продукта 4

Таблица 5 – Таблица типовой характеристики крупности продукта 7

Определяемый класс, в долях $d_H$	Крупность класса, мм	Выход класса по «+», %	Выход класса по «-», %
$0.2 * d_H$	10	83	17
$0.4 * d_H$	20	67	27
$0.6 * d_H$	30	40	60
$0.8 * d_H$	40	22	78
$1.0 * d_H$	50	7	93

Таблица 6 – Расчетной характеристики крупности продукта 8

Крупность класса, мм	Расчетный выход класса по «-», %	Выход класса по «+», %
10	$B_8^{-10} = \beta_4^{-11} + b_4^{+29} * \beta_2^{-10} = 10 + 0.80*17 = 23,6$	76,4
20	$\beta_8^{20} = \beta_4^{-20} + b_4^{+29} * \beta_4^{-29} = 15 + 0.80*27 = 36,6$	63,4
30	$\beta_8^{-30} = \beta_4^{-30} + b_4^{+29} * \beta_6^{-30} = 20 + 0.80*60 = 68$	32
40	$\beta_8^{-40} = \beta_4^{-40} + b_4^{+40} * \beta_7^{-40} = 25 + 0.76*78 = 84$	16
50	$\beta_8^{-50} = \beta_4^{-50} + b_4^{+50} * \beta_2^{-50} = 30 + 0.75*93 = 99$	1

По данным таблицы 6 строится характеристика крупности продукта 8, представленная на рисунке 5.

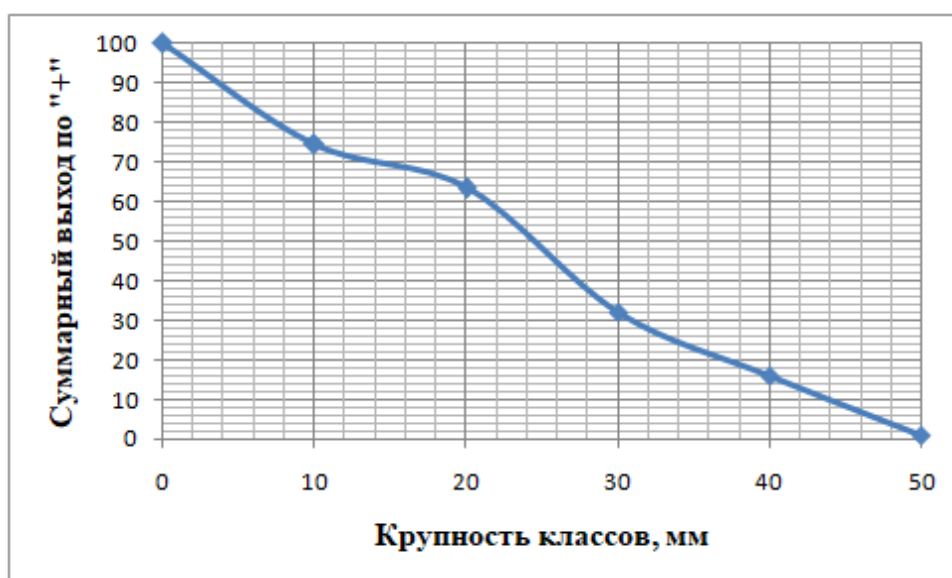


Рисунок 4–Характеристика крупности продукта 5



### 3.2.1 Выбор и расчёт схемы измельчения

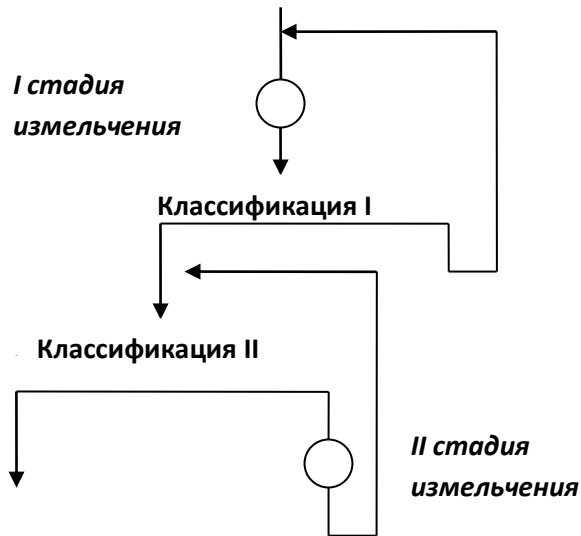


Рисунок 5 – Схема измельчения

Рассчитываем схему измельчения

Исходные данные:  $Q_0 = 372$  т/ч  $\gamma_0 = 100\%$

$$\beta_0^{-74} = \beta_1^{-74} = 8\%$$

Содержание класса  $-74$  мкм в продукте измельчения составляет  $85\%$

Содержанию класса  $-74$  мкм в сливе мельницы I стадии определяют по формуле:

$$\beta_3^{-74} = \beta_0^{-74} + \frac{V_7^{-74} - \beta_0^{-74}}{1 + k m}, \%$$

где:  $k$  – отношение приведенного объема мельниц второй стадии к объему мельниц первой стадии;

$m$  – отношение удельной производительности по расчетному классу мельницы второй стадии к удельной производительности по расчетному классу мельницы первой стадии.

$$\beta_3^{-74} = 8 + \frac{85 - 8}{1 + 1 * 0.8} = 51\%$$

Назначим циркулирующую нагрузку для I и II стадии :  $C=150$ ;  $C=200$

$$Q_n = \frac{Q_0 * \gamma_n}{100} \text{ т/ч ;}$$

где,  $Q_n$ – количество продукта, т/ч;  
 $Q_0$ – количество исходной руды , т/ч;  
 $\gamma_n$ - выход n-го продукта , %.

Таблица 6 - Результаты расчета схемы измельчения

№ продукта	Выход, %	Количество т/ч
$\gamma_0$	100	372
$\gamma_1$	250	930
$\gamma_2$	250	930
$\gamma_3$	100	372
$\gamma_5$	300	1116
$\gamma_6$	200	744
$\gamma_7$	100	372
$\gamma_8$	200	744

Таблица 7 - Баланс металлов

	Выход, $\gamma$ ,%	Содержание $\beta$ , %	Произведение $\gamma*\beta$	Извлечение, $\epsilon$ , %
Си концентрат	5	20	100	85
Хвосты	95	0.21	20	18
Руда	100	1.2	120	100

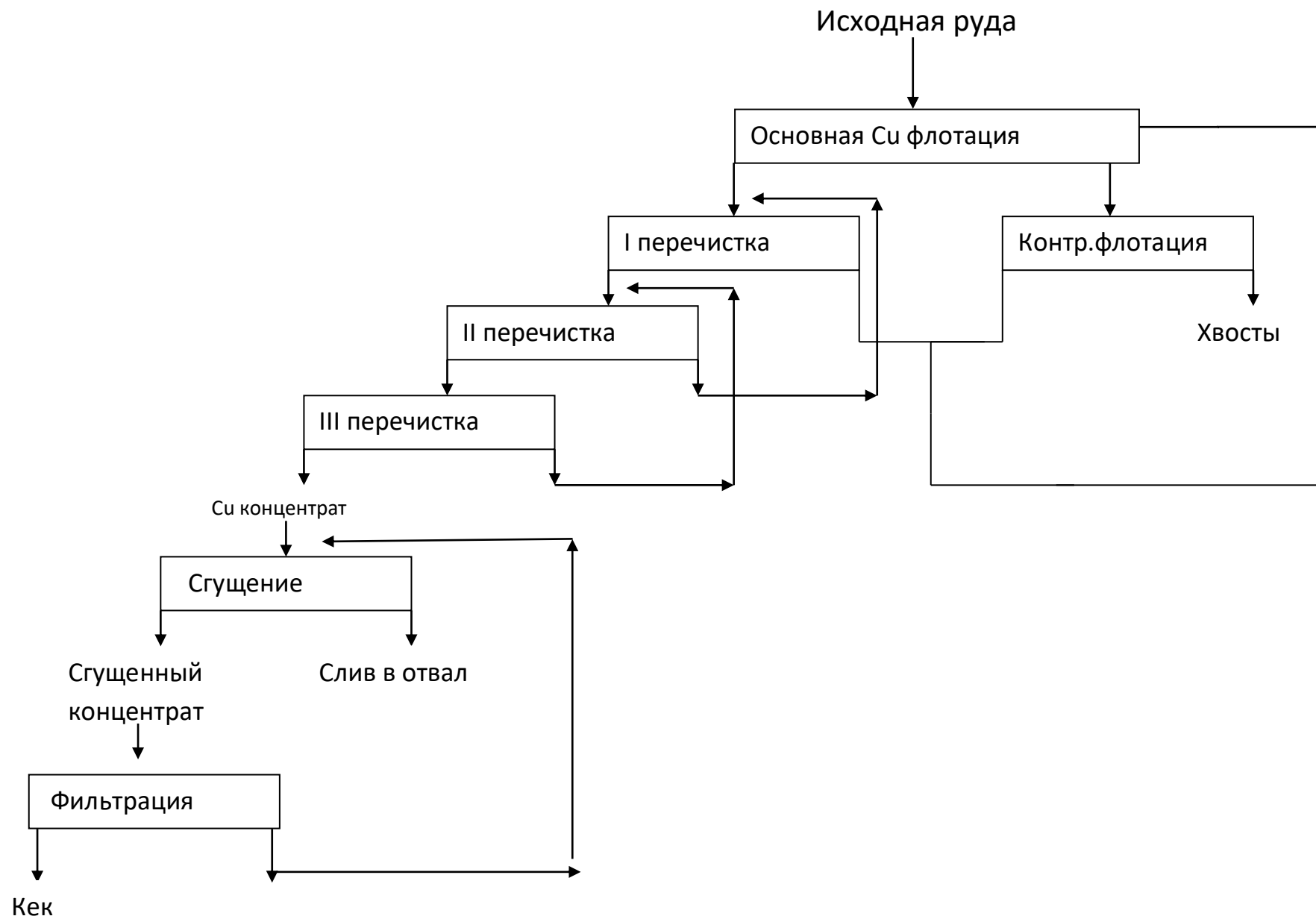


Рисунок 6 – Схема флотации (Cu)

Г

### 3.4.1 Расчет водно-шламовой схемы

Водно-шламовая схема рассчитана на часовую производительность 372 т/ч. Выхода и количество продуктов обогащения приняты по результатам расчетов качественно-количественной схемы. Так же необходимо назначить содержание твердого в продуктах переработки - продукты разгрузки мельниц I и II стадий, пенные продукты операций флотации, пески гидроциклонов и рассчитать содержание твердого в сливе гидроциклонов.

Содержание твердого в продуктах обогащения принято:

исходная руда	95%
слив мельницы I стадии	70%
пески I классификации	82%
пески II классификации	75%
слив мельниц II стадии	65%
слив I классификации	55%
слив II классификации	40%
Концентраты:	
Основной Сu флотации	32 %
контрольной Сu флотации	31 %
ICu перечистки	34 %
IIСu перечистки	36 %
IIIСu перечистки	38 %
сгущенный Сu концентрат	60 %
фильтрованный Сu концентрат	88 %

Расчет схемы выполнен стандартным методом, результаты приведены в таблице 8.

Таблица 8 - Расчет водно-шламовой схемы

ПОСТУПАЕТ						ВЫХОДИТ					
Наименование продуктов	Выход, %	Масса твердого, т/ч	Содержание твердого, %	Масса воды, т/ч	Объем пульпы, м <sup>3</sup> /ч	Наименование продуктов	Выход, %	Масса твердого, т/ч	Содержание твердого, %	Масса воды, т/ч	Объем пульпы, м <sup>3</sup> /ч
Измельчение I стадии											
Руда	100	372	95	19.5	137.5	Слив I мельницы	250	930	70	398.5	697.9
Пески классификации I	150	558	82	122.4	299.5						
Вода	—	—	—	256.6	256.6						
Итого	250	930		398.5	697.9	Итого	250	930		398.5	697.9
I стадия классификации в гидроциклоне											
Слив I мельницы	250	930	70	398.5	697.9	Слив I классификации	100	372	55	304.3	426.6
Вода	—	—	—	28.2	28.2	Пески классификации I	150	558	82	122.4	299.5
Итого	250	930		426.7	726.1	Итого	250	930		426.7	726.1
II стадия классификации в гидроциклоне											
Слив I классификации	100	372	55	304.3	426.6	Слив II классификации	100	372	40	558	676
Слив II мельницы	200	744	65	400	636	Пески II классификации	200	744	75	247.9	488.1
Вода	-	-	-	101.5	101.5						
Итого	300	1116		805.9	1164.1	Итого	300	1116		805.9	1164.1
II стадия измельчения											
Пески II классификации	200	744	75	247.9	488.1	Слив II мельницы	200	744	65	400	636
Вода	—	—	—	147.9	147.9						
Итого	200	744		400	636	Итого	200	744		400	636

Продолжение Таблицы 8

ПОСТУПАЕТ						ВЫХОДИТ					
Наименование продуктов	Выход, %	Масса твердого, т/ч	Содержание твердого,	Масса воды, т/ч	Объем пульпы, м <sup>3</sup> /ч	Наименование продуктов	Выход, %	Масса твердого, т/ч	Содержание твердого,	Масса воды, т/ч	Объем пульпы, м <sup>3</sup> /ч
Основная флотация											
Слив II классификации	100	372	40	558	676	Конц. осн. флотации	14.98	55.6	32	118.1	135.7
Конц. контр. флот.	27.55	102.4	31	227.9	260	Хвосты осн. флотации	122.55	449.7	29	1025	1168.3
Хвосты I перечистки	9.98	30.9	20	171.26	182.96						
Вода			-	186	186						
Итого	137.55	505.3		1143.1	1304.9	Итого	137.55	505.3		1143.1	1304.9
I перечистка											
Конц. осн. Флотации	14.98	55.6	32	118.1	135.7	Конц. I перечистки	13.32	49.5	34	96	111.7
Хвосты II перечистки	8.32	30.9	21	115.8	125.6	Хвосты I перечистки	9.98	30.9	20	171.26	182.96
Вода			-	33.36	33.36						
Итого	23.3	86.5		267.26	294.66	Итого	23.3	86.5		267.26	294.66
II перечистка											
Конц. I перечистки	13.32	49.5	34	96	111.7	Конц. II перечистки	7.85	29.2	36	63.9	73.1
Хвосты III перечистки	2.85	10.6	21	54	57.3	Хвосты II перечистки	8.32	30.9	21	115.8	125.6
Вода			-	29.7	29.7						
Итого	16.17	60.1		179.7	198.7	Итого	16.17	60.1		179.7	198.7
III перечистка											
Конц. II перечистки	7.85	29.2	36	63.9	73.1	Конц. III перечистки	5	18.6	38	30.3	36.2
Вода			-	20.4	20.4	Хвосты III перечистки	2.85	10.6	21	54	57.3
Итого	7.85	29.2		84.3	93.5						
Контрольная флотация											
Хвосты осн. флотации	122.5	449.7	29	1025	1168.3	Конц. контр. флотации	27.55	102.4	31	227.9	260
Вода			-			Хвосты контр. флотации	95	347.7	29	797.1	908.3
Итого	122.5	449.7		1025	1168.3						
Сгущение											
Конц. III перечистки	5	18.6	38	30.3	36.2	Сгущенный продукт	5	18.6	60	12.4	18.3
Фильтрат			-	9.87	9.87	Слив			-	27.6	27.6
Итого	5	18.6		40.1	46	Итого	5	18.6		40.1	46
Фильтрация											
Сгущенный продукт	5	18.6	60	12.4	18.3	Кек	5.8	18.6	88	2.53	8.43
						Фильтрат			-	9.87	9.87
Итого	5	18.6		12.4	18.3	Итого	5	18.6		12.4	18.3

Таблица 9 – Баланс воды

ПОСТУПАЕТ		ВЫХОДИТ	
Наименование продуктов	Масса продукт ов, т/ч	Наименование продуктов	Масса продукт ов, т/ч
Вода с рудой	19.5	Слив сгустителя	27.6
Вода в измельчение I стадии	256.6	Хвосты контр. флотации	797.1
Вода в классификацию I	28.2		
Вода в классификацию II	101.5		
Вода в измельчение II стадии	147.9		
В основную Сифлотацию	186		
В I перечистку	33.36		
Во II перечистку	29.7		
В III перечистку	20.4		
Итого	823.19	Итого	823.19

### 3.5 Выбор и технологический расчет основного оборудования

#### 3.5.1 Оборудования для дробления

Проверка дробилки ЩДП–12х15

Расчетный размер отверстия находится по формуле:

$$i_p = 110 + \frac{870 - 1 * 1.03 * 0.9 * 1.85 * 230}{(400 - 230) * 1 * 1.03 * 0.9 * 1.85} * (190 - 110) = 130$$

130 > 190 вариант принимается

Производительность дробилки определяется по формуле:

$$Q_p = 0.9 * 1.03 * 1.0 * [230 + \frac{400-230}{190-110} * (130 - 110)] * 1.85 = 465 \text{ т/ч.}$$

Коэффициент загрузки:  $K_3 = 0.8$

Количество дробилок:  $N = 1$  шт

Для второй и третьей стадий дробления расчет величины разгрузочного отверстия для  $d_1 = 195$  мм выбираем дробилку КСД–1750–ГР. Для  $d_{II} = 50$  мм



значение  $Z_k = 1.5$  для твердой руды. Разгрузочное отверстие дробилки КСД–1750–ГР составит:  $i_p = d_{II} / Z_k = 50 / 1.5 = 33$  мм.

$$Q_p = 0.9 * 1.03 * [170 + \frac{320 - 170}{60 - 25} * (33 - 25)] * 1.85 = 349 \text{ т/ч.}$$

Рассчитываем подобным же образом для III стадии дробления и принимаем дробилку КИД – 2200.

Производительность дробилки КИД :

$$Q_p = K_f * Q_n * \delta_n = 1.03 * 150 * 1.85 = 285.8 \text{ т/ч.}$$

Количество дробилок:  $N = 1$  шт.

Коэффициент загрузки:  $K_3 = 0.8$ .

Таблица 10 - Сводная таблица устанавливаемых дробилок

Показатели	Крупное дробление	Среднее дробление	Мелкое дробление
Типоразмер дробилок	ЩДП–12х15	КСД–1750–Гр	КИД–2200
Производительность дробилки	465	349	285.8
Крупность дробленого продукта	195	33	13
Коэффициент загрузки	0.8	0.7	0.8
Количество дробилок	1	1	1

### 3.5.2 Оборудования для грохочения

Рабочая площадь грохочения определяется по формуле:

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

где ,  $q_0$  - удельная производительность, т/(м<sup>3</sup> \* ч);

K- коэффициент учитывающий влияние мелочи;

L- коэффициент учитывающий влияние крупных;

M – коэффициент учитывающий эффективность грохочения;

N- коэффициент учитывающий форму зерен и материала;

O- коэффициент учитывающий влияние влажности;

P- коэффициент учитывающий способ грохочения.

Буквенные показатели грохочения на вторую стадию дробления:

$$q_0 = 42 \text{ т}/(\text{м}^3 * \text{ч}); K = 0.6; L = 1.03; M = 1.35; N=1; O=1; P=1.$$

Необходимая площадь грохочения:

$$F_p = \frac{740}{42 * 1.85 * 0.6 * 1.03 * 1.35 * 1 * 1 * 1} = 11.4 \text{ м}^2 .$$

Принимается к установке грохот ГИТ -51 в количестве двух штук.

Значения буквенных показателей на третью стадию дробления:

Отсеваемый класс -13мм

$$q_0 = 21 \text{ м}^3/(\text{м}^2 * \text{ч});$$

$$\delta_n = 1.85 \text{ т}/\text{м}^3;$$

$$K = 0.47;$$

$$L = 2.54;$$

$$M = 1.35;$$

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

$$F_p = \frac{740}{21 * 1.85 * 0.47 * 2.54 * 1.35 * 1 * 1 * 1} = 11.8 \text{ м}^2 .$$

Принимаем к установке два грохота ГИТ – 51 с  $F = 6.12 \text{ м}^2$

### 3.5.3 Выбор и расчет оборудования для процесса измельчения

Данные для расчета:

Производительность: 372 т/ч

Крупность питания: 8% 0.074мм

Плотность руды: 3.15 т/м<sup>2</sup>

Циркулирующая нагрузка: 150% , 200%

За эталонную мельницу принята мельница МШР–32х31.

Ориентировочный объем типоразмеров мельницы определяется:

$$V_{OP} = Q_0 / (2.5 \div 3) = 372 / (2.5 \div 3) = 148.8 \div 124 \text{ м}^3.$$

Для сравнения принимаются следующие типоразмеры мельниц:

1) МШР–55х65 с  $V = 141 \text{ м}^3$ ;

2) МШР–45х65 с  $V = 86 \text{ м}^3$ ;

3) МШР–45х50 с  $V = 71 \text{ м}^3$ ;

Удельная производительность мельниц рассчитывается:

$$q_{-74} = q_{Э} * K_{И} * K_{К} * K_{Т} * K_{D} * K_{L} * K_{Ф} * K_{\Psi}, \text{ т}/(\text{м}^3 * \text{ч}).$$

$K_{И} = 0.6$ ;  $K_{К} = 0.9$ ;  $K_{Т} = 1.0$ ;  $K_{Ф}$  и  $K_{\Psi}$  принимаем равными 1.0

для МШР–55х65:

$$K_D = \sqrt{\frac{5.5 - 0.15}{3.2 - 0.15}} = 1.32 .$$

Коэффициент  $K_L$  определяется:

$$K_L = \left( \frac{6.5}{3.1} \right)^{0.15} = 1.12.$$

$$q_{-74} = 1.73 * 0.6 * 0.9 * 1 * 1.32 * 1.12 * 1 * 1 * 1 = 1.3$$

для МШР–45х65:

$$K_D = \sqrt{\frac{4.5 - 0.15}{3.2 - 0.15}} = 1.19 .$$

$$K_L = 1.12.$$

$$q_{-74} = 1.73 * 0.6 * 0.9 * 1 * 1.19 * 1.12 * 1 * 1 * 1 = 1.2$$

для МШР–45х50:

$$K_D = \sqrt{\frac{4.5 - 0.15}{3.2 - 0.15}} = 1.19 .$$
$$K_L = 1.07;$$

$$q_{-74} = 1.73 * 0.6 * 0.9 * 1 * 1.19 * 1.07 * 1 * 1 * 1 = 1.1$$

Производительность мельниц по руде определяется:

для МШР–55х65:

$$Q_P = \frac{q_{-74} * V}{\beta_K^{-74} - \beta_H^{-74}} = \frac{1.3 * 141}{0.85 - 0.51} = 539 \text{ т/ч};$$

для МШР–45х65:

$$Q_P = 301 \text{ т/ч};$$

для МШР–45х50:

$$Q_P = 229 \text{ т/ч};$$

Коэффициент загрузки и количество мельниц составят:

для МШР–55х65:  $N = 1$  шт.,  $K_3 = 0.6$ ;

для МШР–45х65:  $N = 2$  шт.,  $K_3 = 0.6$ ;

для МШР–45х50:  $N = 3$  шт.,  $K_3 = 0.5$ ;

Пропускная способность мельницы:

МШР–55х65:  $372 * (1 + 2.8) / (1 * 141) = 10$  ( $10 < 12$ );

МШР–45х65:  $372 * (1 + 2.8) / (2 * 86) = 8.2$  ( $8.2 < 12$ );

МШР–45х50:  $372 * (1 + 2.8) / (3 * 71) = 6.63$  ( $6.63 < 12$ );

Таблица 11- Пропускная способность мельницы.

Типоразмер мельницы	Кол-во, шт.	Мощность, кВт		Пропускная способность, т/(м <sup>3</sup> *ч)	Коэффициент загрузки
		Единицы	Всех		
МШР-55x65	1	4000	4000	10	0.6
МШР-45x65	2	2500	5000	8.2	0.6
МШР-45x50	3	2500	7500	6.63	0.5

Наиболее оптимальным вариантом является установка мельницы МШР-55x65, имеющий лучший показатель по пропускной способности. Аналогично считается и для второй стадии измельчения.

### 3.5.4 Выбор и расчет оборудования для классификации

На Иклассификацию гидроциклона поступает:  
 твердое – 930 т/ч;  
 жидкое – 398.5 т/ч;  
 добавляется воды – 28.2 т/ч;  
 содержание класса – 0.074 мм в сливе – 42 %.  
 Объем пульпы в гидроциклонирование составит:

$$V_{\Pi} = V_{\text{ж}} + V_{\text{ТВ}} = W_2 + L_{\Pi} + \frac{Q_2}{\delta_T} = 398.5 + 28.2 + \frac{930}{3.15} = 721.9 \text{ м}^3/\text{ч}.$$

Содержание твердого в питании гидроциклона составит:

$$T_{\Pi} = \frac{Q_{\text{пит}}}{Q_{\text{пит}} + W_{\Pi} + L} = \frac{930}{930 + 398.5 + 28.2} = 68 \text{ \%}.$$

Объем пульпы на одну секцию:

$$V_{\text{секц}} = V_{\Pi}/N = 721/2 = 360.5 \text{ м}^3/\text{ч}.$$

Номинальная крупность слива гидроциклона с содержанием 42 % класса – 0.074 мм:

$$R_{+74} = 100 - \beta_c^{-74} = 100 - 42 = 58 \text{ \%},$$

$$d_H = \frac{96.274}{2 - \lg R_{+74}} = \frac{96.274}{2 - \lg 58} = 401.1 \text{ мкм.}$$

Определяем граничную крупность слива:

$$d_r = d_H / 1.75 = 401 / 1.75 = 229.1 \text{ мкм.}$$

Выбираем гидроциклон ГЦ-710 с  $D = 710$  мм.

Объемная производительность гидроциклона для  $P_0 = 0.1$  МПа в соответствии с формулой составит:

$$V = 3 * K_\alpha * K_D * d_\Pi * d_C * P_0^{0.5} = 3 * 1 * 0.95 * 15 * 20 * 0.1^{0.5} = 270.4 \text{ м}^3/\text{ч.}$$

Необходимое количество гидроциклонов на одну секцию составит:

$$N = V_{\text{СЕКЦ}} / V = 360.5 / 270.4 = 1 \text{ шт.}$$

С учетом одного резервного гидроциклона в каждой секции устанавливается два гидроциклона ГЦ-710.

Граничная крупность слива для диаметра песковой насадки  $\Delta = 20$  см:

$$d_r = 1.5 * \sqrt{\frac{71 * 16 * 68}{20 * 0.95 * 0.1^{0.5} * (3 - 1)}} = 121.4 \text{ мкм}$$

для II стадии классификации

Твердое – 1116 т/ч;

жидкое – 805.9 т/ч;

добавляется воды – 101.5 т/ч;

содержание класса –0.074 мм в сливе – 75 %.

$$V_\Pi = 1261 \text{ м}^3/\text{ч}; T_\Pi = 55\%; V_{\text{СЕКЦ}} = 630.5.$$

Номинальная крупность слива гидроциклона с содержанием 75 % класса –0.074 мм:

$$R_{+74} = 100 - \beta_c^{-74} = 100 - 75 = 25 \%,$$

$$d_H = \frac{96.274}{2 - \lg R_{+74}} = \frac{96.274}{2 - \lg 25} = 158 \text{ мкм.}$$

Граничная крупность слива:

$$d_{\Gamma} = d_{\text{н}}/1.75 = 158/1.75 = 90 \text{ мкм.}$$

Объемная производительность гидроциклона:

$$V = 3 * 1 * 1 * 13 * 16 * 0.1^{0.5} = 197.3 \text{ м}^3/\text{ч.}$$

Необходимое количество гидроциклонов на одну секцию:

$$N = V_{\text{СЕКЦ}}/V = 686.7 / 197.3 = 3 \text{ шт.}$$

С учетом трех резервных гидроциклонов в каждой секции устанавливается шесть гидроциклона ГЦ–500.

Граничная крупность слива для диаметра песковой насадки  $\Delta=9.6$  см:

$$d_{\Gamma} = 1.5 * \sqrt{\frac{50 * 11.5 * 55}{9.6 * 1.06 * 0.25^{0.5} * (3 - 1)}} = 84 \text{ мкм}$$

### 3.5.5 Выбор и расчет оборудования для обогащения.

Необходимость количество камер флотомашин для операции, определяется по формуле:

$$n = \frac{V * t}{1440 * v_k * K}$$

где,  $V$  – количество пульпы,  $\text{м}^3/\text{ч}$ .

$t$  – время флотации, мин.

$K$  – коэффициент, показывающий какую часть объема камеры занимает пульпа. (0.7÷0.75)

$v_k$  – объем 1 камеры,  $\text{м}^3$

Основная флотация:

$$1304.9 \cdot 10$$

$$n = \frac{1304.9 \cdot 10}{60 \cdot 25 \cdot 0.7} = 12 \text{ камер}$$

$$60 \cdot 25 \cdot 0.7$$

Контрольная флотация:

$$1168.3 \cdot 8$$

$$n = \frac{1168.3 \cdot 8}{60 \cdot 25 \cdot 0.7} = 9 \text{ камер}$$

$$60 \cdot 25 \cdot 0.7$$

I перечистка:

$$294.66 \cdot 6$$

$$n = \frac{294.66 \cdot 6}{60 \cdot 6.25 \cdot 0.7} = 7 \text{ камер}$$

$$60 \cdot 6.25 \cdot 0.7$$

II перечистка:

$$198.7 \cdot 5$$

$$n = \frac{198.7 \cdot 5}{60 \cdot 6.25 \cdot 0.7} = 4 \text{ камеры}$$

$$60 \cdot 6.25 \cdot 0.7$$

III перечистка :

$$93.5 \cdot 5$$

$$n = \frac{93.5 \cdot 5}{60 \cdot 6.25 \cdot 0.7} = 2 \text{ камеры}$$

$$60 \cdot 6.25 \cdot 0.7$$

Таблица 12 – Сводная таблица флотомашин

Наименование операции	Объем пульпы, м <sup>3</sup> /ч	Типоразмер флотомашин	Объем камеры, м <sup>3</sup>	Время флотации	Количество Камер
Основная флотация	1304	ФМ	25	10	12
Контрольная флотация	1168.3	ФМ	25	8	9
I перечистка	294.66	ФМ	6.3	6	7
II перечистка	198.7	ФМ	6.3	6	4
III перечистка	93.5	ФМ	6.3	5	2



### 3.5.6. Выбор и расчет оборудования для обезвоживания

Выбор сгустителей

Производительность цеха обезвоживания по концентратам:

$$Q_{Cu} = 18.6 \text{ т/ч}$$

Удельная нагрузка:  $q_{Cu} = 0.04 \text{ т/ч}$

Потребная площадь сгущения:

$$F = \frac{Q_{\text{конц.}}}{q_{\text{конц.}}}, \text{ м}^2$$

$$F_{Cu} = \frac{18.6}{0.04} = 465 \text{ м}^2$$

Для концентрата меди принимаем сгуститель П – 25 с площадью сгущения  $500 \text{ м}^2$  в одном количестве.

Выбор фильтров

Площадь фильтрования рассчитывается по формуле:

$$F = Q/q, \text{ м}^2$$

где:  $q$  – удельная производительность,  $\text{т/м}^3 \cdot \text{ч}$ ;

$Q$  – производительность по концентрату,  $\text{т/ч}$ .

$$F = 18.6/0.15 = 124 \text{ м}^2$$

Принимаем к установке дисковой вакуум-фильтр типа ДОО 63 в одном количестве.

### 3.6 Выбор и расчет вспомогательного оборудования

Выбор насосов

Производительность насосов определяется по формуле:

$$V_{H_2O} = V_{\Pi} * (1 + T_{\Pi}), \text{ м}^3/\text{ч};$$

где:  $V_{H_2O}$  – объемная производительность насоса по воде,  $\text{м}^3/\text{ч}$ ;

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

$T_{\Pi}$  – содержание твердого в пульпе, д.е.

$$V_{H_2O} = 721.9 * (1 + 0.68) = 1211.2 \text{ м}^3/\text{ч}$$

Для I стадии классификации принимаем к установке насос ГРА – 1400/40 в количестве двух штук (1 рабочий 1 резервный) на одну секцию;

$$V_{H_2O} = 1261 * (1+0.55) = 1954.5.3 \text{ м}^3/\text{ч}$$

Для II стадии классификации устанавливаем насос ГРАУ2000/63 в количестве двух штук ( 1 рабочий и 1 резервный) на одну секцию.

Расчет ленточного конвейера

Расчет ленточного конвейера из корпуса мелкого дробления в главный корпус.

Исходные данные для расчет:

Общая длина конвейера - 60м.

Насыпная плотность руды – 1.85

Определение мощности электродвигателя:

$$N = \frac{(K_0 \cdot V + 1,2) \cdot K_1 \cdot K_2 \cdot K_3 \cdot K_4 \cdot K_5 \cdot L}{10000}, \text{ кВт};$$

где:  $K_0$ - коэффициент, зависящий от ширины ленты;

$K_1$ - коэффициент запаса мощности двигателя;

$K_2$ -коэффициент, учитывающий длину конвейра;

$K_3$ - коэффициент, учитывающий перегибы конвейров;

$K_4$ - коэффициент условий работы конвейра;

$K_5$ - коэффициент, используемый в формуле, если есть тележка;

$L$ - длина навески ленты, м;

$V$ - скорость движения ленты, м/с.

По расчетам  $N$ будет равен к 10.

Определение ширины ленты по формуле:

$$B = 60 \cdot (Q / (k_y \cdot V \cdot \delta_n))^{0,5} + 75, \text{ м},$$

где:  $B$ - ширина ленты, м;

$Q$ - перемещаемая масса, т;

$k_y$ - коэффициент, учитывающий угол наклона конвейра;

$\delta_n$ - насыпная плотность, т/м<sup>3</sup>.

$$B = 60 \cdot (740 / 0,85 \cdot 2 \cdot 1.85)^{0,5} + 75 = 995 \text{ мм. Принимается } B = 1000 \text{ мм.}$$

Расчет остальных конвейеров проводится аналогично, результаты сведены в таблице.

Таблица 12 – Расчет остальных конвейеров

Назначение транспортера	Длина, м	Угол наклона, градус	Ширина, мм	Кол-во, штук	Мощность эл. дв., кВт/ч
Транспорт руды после дробления	25	16	1000	1	10
Загрузка бункера главного корпуса	35	16	800	1	15
Транспорт концентрата после фильтрации	12	16	800	1	8
Транспорт хвостов	16	16	800	2	35

### 3.7 Реагентное хозяйство

Суточный расход реагентов приведен в таблице 3.7

Таблица 14 – Расход реагентов

Наименование используемых реагентов	Точка подачи	Удельная норма расхода	Концентрация реагентов г/л
Бутиловый ксантогенат	Основная флотации	100	60

Продолжение таблицы 14

Наименование используемых реагентов	Точка подачи	Удельная норма расхода	Концентрация реагентов г/л
Известь	Основная флотация	1340	100
Пенообразователь	Основная флотация	70	20

Определение необходимого количества раствора реагентов на сутки производим по формуле:

$$V = \frac{q * Q}{C} \text{ л,}$$

где: V – объем раствора, л;

q – удельная норма расхода,

Q – суточная производительность главного корпуса по руде, т/сут;

C – концентрация реагента, г/л;

Определение необходимого количества пенообразователя:

$$V = \frac{70 * 5208}{20} = 18228 \text{ л}$$

Аналогично считается и для остальных реагентов.

## **4 Безопасность и охрана труда**

### **4.1 Организация охраны труда и производственной безопасности на Предприятии**

#### **4.1.1 Трудовой Кодекс РК**

Статья 182. Права и обязанности работодателя в области безопасности и охраны труда

Работодатель обязан:

1) принимать меры по предотвращению любых рисков на рабочих местах и в технологических процессах путем проведения профилактики, замены производственного оборудования и технологических процессов на более безопасные;

2) проводить обучение, инструктирование, проверку знаний работников по вопросам безопасности и охраны труда, а также обеспечивать документами по безопасному ведению производственного процесса и работ за счет собственных средств;

3) организовать обучение и проверку знаний по вопросам безопасности и охраны труда руководящих работников и лиц, ответственных за обеспечение безопасности и охраны труда, периодически не реже одного раза в три года в организациях, осуществляющих повышение квалификации кадров, в порядке, установленном уполномоченным органом по труду, согласно списку, утвержденному актом работодателя;

4) создать работникам необходимые санитарно-гигиенические условия, обеспечить выдачу и ремонт специальной одежды и обуви работников, снабжение их средствами профилактической обработки, моющими и дезинфицирующими средствами, медицинской аптечкой, молоком или равноценными пищевыми продуктами, и (или) специализированными продуктами для диетического (лечебного и профилактического) питания, средствами индивидуальной и коллективной защиты в соответствии с нормами, установленными уполномоченным государственным органом по труду;

5) страховать работника от несчастных случаев при исполнении им трудовых (служебных) обязанностей;

6) принять неотложные меры по предотвращению развития аварийной ситуации и воздействия травмирующих факторов на других лиц;

7) осуществлять разработку, утверждение и пересмотр инструкций по безопасности и охране труда в порядке, установленном уполномоченным органом по труду.

## 4.1.2 Нормативные акты и законы РК об охране труда

Настоящие Правила принятия нормативных правовых актов в области безопасности и охраны труда соответствующими уполномоченными органами разработаны в соответствии с Трудовым кодексом Республики Казахстан от 23 ноября 2015 года и определяют порядок принятия нормативных правовых актов в области безопасности и охраны труда соответствующими уполномоченными органами.

В качестве подзаконных актов выступают ГОСТ, нормы и Правила. Взаимодействие государственного надзора, ведомственного и общественного контроля:

а) высший надзор по соблюдению законности осуществляет генеральный прокурор;

б) государственный надзор в соответствии с законом об охране труда за соблюдением норм и правил по охране труда осуществляется: специально уполномоченными инспекциями, независимые в своей деятельности от деятельности предприятия (Казгидромет, Госгортехнадзор, Госатомнадзор и т.д.);

## 4.1 Инженерные расчеты по охране и безопасности труда

### 4.2.1 Расчет заземляющего устройства

Для обеспечения защиты человека от поражения электрическим током используют заземляющие устройства. Задача его заключается в создании защитного устройства между корпусом и электрическое соединение землей, для того чтобы прикосновение человека к устройствам не могло вызвать прохождение через его тело тока при замыкании.

Исходные данные для расчета заземления:

1) Размер горизонтальных заземлителей: электрод прямоугольный, сечение 4x4;

Размер вертикальных заземлителей: круглый электрод диаметром 20мм, длина – 2.0м; глубина забивания 0.8м.

2) Удельное сопротивление грунта: каменистая глина – 100 Ом\*м;

3) Коэффициент сезонности: (III) зона  
- для вертикальных заземлителей – 1.4  
- для горизонтальных заземлителей – 2.5

4) Расчет удельного сопротивления:  $\rho = \rho_{\text{изм}} * K_c$

где,  $\rho_{\text{изм}}$  - удельное сопротивление грунта;

$K_c$  - коэффициент сезонности.

Для вертикальных заземлителей:  $\rho = 100 * 1.4 = 140 \text{ Ом*м}$

Для горизонтальных заземлителей:  $\rho=100*2.5 = 250 \text{ Ом*м}$   
 Расчет сопротивления одиночных заземлителей.

Сопротивление горизонтального заземлителя:

$$R_{\Gamma} = \frac{\rho}{2\pi bl} \ln \frac{2l}{b};$$

где,  $l$  – длина заземляющего стержня;

$$l = 200*4 + 80*2 = 960\text{м}$$

$$R_{\Gamma} = \frac{250}{2*3.14*960} \ln \frac{2*960^2}{0.04*0.8} = 0.71 \text{ Ом}$$

Сопротивление вертикальных заземлителей:

$$R_{\delta} = \frac{\rho}{2\pi ld} \left( \ln \frac{2l}{d} + \ln \frac{4t+l}{4t-l} \right)$$

$$R_{\delta} = \frac{140}{2*3.14*2} \left( \ln \frac{2*2}{0.2} + \ln \frac{4*1.8+2}{4*1.8-2} \right) = 36.42 \text{ Ом}$$

где,  $l, d$  – длина и диаметр заземлителя;

## 4.3. Электро- и пожаробезопасность предприятия

### 4.3.1 Электробезопасность

На фабрике все пусковые устройства электродвигателей и электрооборудования расположены в зоне видимости оборудования. Корпуса электрооборудования, пусковые устройства и другие металлические конструкции электротехнических устройств заземлены и закреплены согласно действующим правилам эксплуатации электроустановок.

Электрооборудование испытывают при повышенном напряжении, а сопротивление изоляции проверяют при вводе оборудования в эксплуатацию и после ремонта. В порядке профилактики состояние сопротивления изоляции проводов необходимо периодически контролировать. Сроки контроля определяются «Правилами технической эксплуатации электроустановок».

На обогатительной фабрике периодически не реже 2 раз в год, а также после монтажа или капитального ремонта оборудования необходимо измерять переходное сопротивление заземления у всех машин и аппаратов. Результаты измерений фиксируются в журнале осмотра и измерения заземления.

Потребителями электроэнергии является:

электроприводы основного технологического оборудования: дробилки, грохота;

электроприводы вспомогательного оборудования: транспортеры, насосы, питатели;

электроприводы санитарно-технического оборудования;

электрофильтры для улавливания пыли;

Приборы и оборудование КИП и А;

Электроосвещение;

Оборудование административного и бытового комбинатов;

Выбор напряжения тока для проектируемых токоприемников обусловлен общепринятыми нормами для обогатительных фабрик:

для питания электродвигателей мельниц и дробилок – 6кВ;

для встроенных комплексных трансформаторных подстанций – 6кВ;

для питания всех остальных электроприемников – 0.38 кВ;

для питания электробытовых приборов, электроосвещения, оборудования лабораторий и приборов КИП и А – 0.22 кВ;

для питания ремонтного аварийного освещения – 0.012к.

Всего годовой расход электроэнергии:

Силовой – 4419975 кВт\*ч;

Световой – 441997 кВт\*ч;

Общий – 4861972 кВт\*ч;

Ток поступает на фабрику с напряжением 10 кВ. Расстояние от главной понизительной подстанций в корпусах фабрики от 100 до 450 м.



Ток напряжением 6 кВ поступает для питания синхронных электродвигателей и на встроенные понизительные подстанции для питания всех прочих токоприемников.

Общая мощность электроосвещения, подсчитанная по нормам освещенности, составит 8253591 кВт \* ч/г напряжением 0.22 кВ.

Осветительная проводка осуществлена влагозащитным проводником.

Осветительная и прочая арматура влагонепроницаемая. Светильники – обычные лампы накаливания.

Энергетические установки по обеспечению технологическим теплом, сжатым воздухом, кислородом, газом

Технологическим теплом фабрика не снабжается. Снабжение кислородом и газом для газосварочных работ централизованное.

### **4.3.2 Пожарная безопасность**

Проектируемая фабрика относится к категории Д по пожароопасности, и по огнестойкости ко II категории.

Прежде всего рассчитана установка первичных средств в целях тушения пожара.

- I. Пожарный щит в комплекте (лопата, ведро, багор);
- II. Огнетушители;
- III. Бункер с песком.

Также ведутся мероприятия по противопожарной безопасности:

1. Следование правилам техники безопасности;
2. Изоляция электрооборудования;
3. Своевременный ремонт;
4. Автоматическая сигнализация;
5. Организация стендов для пожаротушения.

При чрезвычайных ситуациях основными видами связи и оповещения являются сети телефонизации, радиотрансляционного оповещения, аварийной сигнализации и сеть пожарной сигнализации.

### **4.3.3 Обеспечение метеорологических условий**

Для защиты здания сооружений от прямых ударов молний на фабрике предусмотрены молниеотводы, состоящие из молниеприемника, токоотвода – проводника и заземлителя.

Защитное действие молниеотвода характеризуется его защитной зоной, то есть тем пространством, которое не может поражено прямыми ударами молнии.

Защита от молнии высоких потенциалов на особо пожаро и взрывоопасном объекте осуществляется путем отвода от воздушных линий, применением кабельных подходов длиной не менее 50м с заземлением на

обоих концах брони и свинцовой оболочки кабеля. Токоприемник и электрические аппараты устанавливаем снаружи помещения.

#### **4.4. Общие мероприятия по улучшению состояния охраны труда и производственной безопасности на предприятии**

На каждом предприятии законодательством устанавливаются обязательные нормы условий труда.

Длительность рабочих часов установлены в зависимости от тяжести и вредности физической работы и необходимости охраны здоровья служащих и рабочих.

Для обеспечения охраны здоровья трудящихся установлены такие виды отдыха, как обеденный перерыв, перерыв между сменами, особые нерабочие дни и отпуск (еженедельный и ежегодный).

Руководство по охране труда на фабрике поручается на руководителя и главного инженера предприятия. Организация работ по технике безопасности и контроль за проведением мероприятий по созданию безопасных условий труда возлагаются на инженера по технике безопасности.

На предприятии вводный инструктаж проводится инженером по технике безопасности для всех нанимающихся на работу рабочих. Инструктаж на рабочем месте проводится мастером или механиком цеха. Внеочередной инструктаж налагается в тех случаях, когда меняются условия безопасности: при изменении технологических материалов, оборудования, и при нарушении производственной дисциплины.

##### **4.4.1 Шум и вибрация**

Подавление шума и вибрации на фабрике осуществляется следующим способом:

- Жесткое крепление агрегатов к фундаментальному (мельниц, дробилок, грохотов)
- Звукопоглощающие материалы: органические, синтетические.
- Звукоизоляция (звукопоглощающие преграды)
- Балансирование вращающихся частей оборудования.
- Амортизация рабочего места.
- ППР, смазка оборудования.
- Замена шумных частей агрегатов.
- Установка оборудования ближе к фундаменту.
- Применение прокладок в жестких частях оборудования.
- Установление наиболее рационального режима труда.

Применение индивидуальных средств защиты шума и вибрации.

В качестве средств индивидуальной защиты от вибрации используют специальную обувь массивной резиновой подошве, рукавицы, перчатки, вкладыши и прокладки, которые изготавливаются из упруго демпфирующих материалов.

#### **4.4.2 Вентиляция**

В дробильном отделении производится отсос пыли в точках перепада руды по руднотранспортному потоку при приеме, выгрузке, дроблении и грохочении руды и транспорте ее по системе конвейеров. Пыль образующая в точках перепада руды отсасывается вентилятором, где пыль орошается водой и с дренажными сливами дробильного корпуса подается в измельчительное отделение главного корпуса, обеспыленный воздух выбрасывается в атмосферу. Уборка в помещении и галереи мокрая.

Отсос пыли, аэрозолей, газов из главного корпуса производится с помощью естественной вентиляции через дефлекторы, имеющийся в потолочном перекрытий. Отсос загазованного воздуха из чанов на дозировочных реагентных площадных осуществляется вентиляторами и выбрасывается в атмосферу через сбросные трубы, выходящие на крышу.

В корпусе фильтрации и сушки действует естественная вентиляция через дефлекторы в потолочном покрытии. Отходящие газы сушильных барабанов подвергаются трехступенчатой очистке: в циклоне грубой очистки (сухая очистка), в групповом циклоне вторичной очистки (сухая очистка), в скруббере ударного действия (мокрая очистка), и выбрасывается в атмосферу через дымовую трубу.

Предусмотрена мокрая уборка отделения.

#### **4.5. Оценка воздействия на окружающую среду технологических процессов предприятия**

Основными промышленными выбросами является отходы, процесса обогащения – отходы. Количество твердой фазы хвостов составляет содержание воды в хвостовой пульпе.

Все промышленные сточные воды предприятия вместе с твердой фазой хвостов транспортируется в хвостохранилище. Хвосты складывается в пруде для отстаивания воды. Осветленная вода проходит через песчаные фильтры для очистки от твердых примесей и поступает на химическую очистку и последующей фильтрацией осадка.

Очищенная вода самотеком поступает в накопительные резервуары, а затем насосами перекачивается в водонапорные резервуары для оборотной воды.

Другим видом промышленных выбросов промышленных выбросов является запыленный воздух в количестве 1500 м<sup>3</sup>/ч при содержании твердого 30 мг/ м<sup>3</sup>.

Для обезвреживания запыленного воздуха, смонтирована промышленно – санитарная система пылеулавливания, включающая укрытие пылящего оборудования с местными отсосами, удаление запыленного воздуха и двукратную его очистку.

Очистка обработанного сушильного агента осуществляется в две стадии. Первая очистка в батарейном циклоне, вторая – в сухих электрофильтрах, общая степень очистки – 99%.

## 5 Экономика предприятия

### 5.1. Главный корпус

Строительный объем главного корпуса составляет 240000 м<sup>3</sup> по цене 35000 тенге за 1 м<sup>3</sup>.

1) Стоимость корпуса составит:

$$240000 \times 35000 = 8400000000 \text{ тенге.}$$

2) Стоимость строительных металлоконструкций составит при цене 75000 тенге за 1 тонну металлоконструкций:

$$(240000 \times 2 / 1000) \times 75000 = 36000000 \text{ тенге.}$$

3) Стоимость технологических металлоконструкций составит:

$$(240000 \times 1 / 1000) \times 70000 = 18000000 \text{ тенге.}$$

4) Общая стоимость корпуса составит: 8454000000 тенге.

5) Накладные расходы на строительство составляют 18% и равны:  $8454000000 \times 0,18 = 1521720000$  тенге.

6) Плановые накопления составляют 2,5% и равны: 211350000 тенге.

7) Монтаж электроосвещения по цене 25200 тенге за 1кВт установочной мощности равен:

$$98 \times 25200 = 2469600 \text{ тенге.}$$

8) Стоимость сантехнических работ составляет 15% от стоимости здания и равна 1268100000 тенге.

Всего стоимость строительных работ по главному корпусу составит 11457639600 тенге.

### 5.2. Расчет стоимости основного и вспомогательного оборудования

Таблица 17 – Стоимость основного и вспомогательного оборудования корпуса крупного, среднего и мелкого дробления и главного корпуса

Наименование	Типоразмер	Кол-во	Цена за единицу, тг	Общая стоимость, тенге
Дробилки	ЩДП-15x12	1	2750000	2750000
	КСД-1750 Гр	1	7500000	7500000
	КИД-2200	1	8200000	8200000
Мельницы	МШР-55x65	2	25000000	50000000
Грохоты	ГИТ-51	1	1250000	1250000
	ГИТ-51	1	1250000	1250000
Гидроциклоны	ГЦ-710	2	445000	2670000
	ГЦ-500	4	190000	3040000

Продолжение таблицы 17

Наименование	Типоразмер	Кол-во	Цена за единицу, тг	Общая стоимость, тенге
Насосы	ГРА-1400/40	2	2650000	5300000
	ГРА-2000/63	1	6145000	6145000
Сгустители	П-25	2	3225000	6450000
Флотомашины	ФМ-25	86	380000	32680000
	ФМ-6,3	26	245000	6125000
Фильтры	ДОО 63	1	585000	585000
	В=800 мм	3	940000	3760000
	В=1000 мм	1	1300000	3900000
Воздуходувки	ТВ-300-1,06	3	1240000	3720000
	ТВ-50-1,6	3	483000	1449000
Вакуум-насос	ВВН-50	3	110000	330000
Питатель	1-18-60	1	440000	440000
Всего	-	-	-	170997900

Амортизационные отчисления 15 % от стоимости оборудования 25649685 тенге

### 5.3. Расчет стоимости вспомогательных материалов

Таблица 18 – Расчет стоимости вспомогательных материалов

Наименование	Норма расхода, кг/т	Расход в год, т/год	Цена за единицу, тенге/тонну	Сумма в год, тенге
Ксантат бутиловый	0,06	66	560000	36960000
Известь	0,82	902	86000	77572000
Сосновое масло	0,35	385	92000	35420000
ПАА	0,06	66	275000	18150000
Дизтопливо	0,238	261,8	65000	17017000
Бронь ЩДП	0,012	13,2	82000	1082400

Наименование	Норма расхода, кг/т	Расход в год, т/год	Цена за единицу, тенге/тонну	Сумма в год, тенге
Бронь мельниц	0,13	143	79500	11368500
Транспортерная лента	0,015	16,5	1500	24750
Сетка	0,08	88	2800	246400
Вспениватель	60	66	104200	6877200
Смазочные материалы мельниц	0,26	286	55600	15901600
Всего				3407778350

Таблица 19 – Определение энергетических нагрузок

Наименование	Количество		Общая установочная мощность		Коэффициент использования мощности	Часов работы		Годовой расход энергии, кВт-ч
	Рабочих	Резервных	Рабочих, кВт	Резервных, кВт		В сутки	В год	
ЩДП-15x12	1	-	90	-	0,65	21	6405	374693
КСД-1750 Гр	1	-	160	-	0,65	21	6405	666120
КИД-2200	1	-	500	-	0,65	21	6405	2081625
МШР-55x65	2	-	1250	-	0,95	24	8160	9690000
ГИТ-51	1	-	11	-	0,65	24	8160	85272
ГИТ-51	1	-	22	-	0,65	24	8160	170544
ГРА-1400/40	2	2	250	250	0,95	24	8160	1938000
ГРА-2000/63	1	1	400	400	0,95	24	8160	3100800
ГРА-1400/40	1	1	500	500	0,95	24	8160	3876000
П-25	1	-	7,5	-	0,95	24	8160	58140
ФПМ-25	18	-	45	-	0,95	24	8160	348840
ФМ-6,3	17	-	30	-	0,95	24	8160	232560
ДОО 63	1	-	2,5	-	0,95	24	8160	19380
ТВ-300-1,06	3	-	47	-	0,95	24	8160	364344

Продолжение таблицы 19 - Определение энергетических нагрузок

Наименование	Количество		Общая установочная мощность		Коэффициент использования мощности	Часов работы		Годовой расход э/энергии, кВт-ч
	Рабочих	Резервных	Рабочих, кВт	Резервных, кВт		В сутки	В год	
	3	-	30	-	0,95	24	8160	232560
Всего	-	-	-	-	-	-	-	2554355 2
Сантехническая нагрузка-5%	-	-	-	-	-	-	5	1277178
Ремонтная нагрузка 7-9%	-	-	-	-	-	-	6,9	2043485
Освещение по расчету 1 кВт мощности на 100м <sup>2</sup>	-	-	-	-	-	-	1,7	434240
Потери в сетях 0,5%	-	-	-	-	-	-	0,5	127718
Всего по объекту	-	-	-	-	-	-	-	2942617 3

#### 5.4. Стоимость энергозатрат

Годовой расход электроэнергии составляет 29426173 кВт по цене 12 тенге за 1 Квт. Стоимость электроэнергии составит:

$$29426173 \times 12,0 = 353114076 \text{ тенге.}$$

Годовой расход воды составляет 4647936 м<sup>3</sup>, из нее свежей воды 1394381 м<sup>3</sup> по цене 5 тенге за 1 м<sup>3</sup>, и оборотной воды 3253555 м<sup>3</sup> по цене 2,8 тенге за 1 м<sup>3</sup>. Стоимость расходуемой воды составит:

$$\text{Свежей} - 1394381 \times 5 = 6971905 \text{ тенге.}$$

$$\text{Оборотной} - 3253555 \times 2,8 = 9109954 \text{ тенге.}$$

$$\text{Всего} - 16081859 \text{ тенге}$$



## 5.5. Заработная плата

Определение численного профессионального состава трудящихся. Расстановочные основных производственных рабочих, ремонтной службы, руководителей специалистов и служащих приняты по аналогии с действующей ОФ, на основе нормативов численности рабочих обогатительных фабрик предприятий горнодобывающей промышленности.

Таблица 20 – 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	55200	165600	1987200
Машинист конвейера	3	55200	165600	1987200
Машинист насосов	3	50056	150168	1802016
Дежурный слесарь	2	67261	134522	1614264
Машинист грохочения	6	60513	363078	4336936
Рабочий по отборке проб	3	50056	150168	1802016
Инженер по ТБ	1	67261	67261	807132
Машинист ЦДП	3	67261	201783	2421396
Машинист КСД	3	67261	201783	2421396
Машинист КИД	3	67261	201783	2421396
Растворщик реагентов	6	65513	393078	4716936
Главный инженер	1	85718	85718	1028616
Машинист мельниц	4	49754	199016	2388230
Флотатор	6	70261	421566	5058792
Дежурный электрик	6	70261	421566	5058792
Слесарь КИП	6	70261	421566	5058792
Сменный мастер	3	74546	238638	2863656

Должность	Количество штатных единиц	Должностной оклад, в тенге	Месячный ФЗП, в тенге	Годовой ФЗП, в тенге
<b>Административный персонал (ИТР)</b>				
Начальник гл. корпуса	1	85718	85718	1028616
Главный механик	1	85718	85718	1028616
Главный энергетик	1	85718	85718	1028616
<b>МОП</b>				
Уборщик	1	60513	60513	726156
Всего ФЗП	65		4280807	51369684

### 5.6. Расчет расходов на содержание и эксплуатацию оборудования

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

$$170997900 \times 0,005 = 854990 \text{ тенге.}$$

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

$$170997900 \times 0,035 = 5984927 \text{ тенге.}$$

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

$$170997900 \times 0,03 = 5129937 \text{ тенге.}$$

Амортизационные отчисления составляют 25% от стоимости всего оборудования:

$$170997900 \times 0,25 = 42749475 \text{ тенге.}$$

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

$$65 \times 15000 = 975000 \text{ тенге}$$

### 5.7. Расчет цеховых расходов

1) Содержание аппарата и МОП – 4272480 тенге.

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

$$8454000000 \times 0,029 = 245166000 \text{ тенге.}$$

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

$$8454000000 \times 0,035 = 295890000 \text{ тенге.}$$

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

$$51369684 \times 0,01 = 513696 \text{ тенге.}$$

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

$$51369684 \times 0,05 = 2568484 \text{ тенге.}$$

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

$$8454000000 \times 0,002 = 16908000 \text{ тенге}$$

Таблица 21 – Калькуляция себестоимости переработки руды

Наименование статей	Цена за единицу, тенге	Количество в год	Сумма в год, тенге
Исходная руда	1200	1100000	1320000000
Транспортировка	1500	1100000	1650000000
Ксантат бутиловый	560000	66	36960000
Сосновое масло	196000	275	53900000
Известь	86000	902	77572000
Наименование статей	Цена за единицу, тенге	Количество в год	Сумма в год, тенге
ПАА	275000	66	18150000
Дизтопливо	65000	261,8	17017000
Бронь ЩДП	82000	13,2	1082400
Бронь мельниц	79500	143	11368500
Транспортерная лента	1500	16,5	24750
Сетка	2800	88	246400
Вспениватель	104200	66	6877200
Смазочные материалы мельниц	55600	286	15901600
Итого			6177818350
Электроэнергия	12	21269623	255235476
Вода свежая	5	1394381	6971905
Вода оборотная	2,8	3253555	9109954
Итого	-	-	271317335
Зарплата основная	-	-	51369684
Эксп. оборудования	-	-	854990

Продолжение таблицы 21 - Калькуляция себестоимости переработки руды

Износ малоценного и быстроизнашивающегося оборудования	-	-	975000
Амортизация оборудования	-	-	42749475
Прочие расходы	-	-	1732940
Итого	-	-	103667016
Содержание аппарата и МОП	-	-	4272480
Амортизация зданий и сооружений	-	-	245166000
Текущий ремонт	-	-	295890000
Исследования и испытания	-	-	513696
Охрана труда	-	-	2568484
Износ малоценного и быстроизнашивающегося инвентаря	-	-	16908000
Итого	-	-	565318660
Всего по калькуляции	-	-	15318121361

### 5.8. Расчет себестоимости концентратов

Оптовая стоимость концентратов представлена в таблице 22.

Таблица 22 – Оптовая стоимость концентратов

Наименование	Выпуск концентрата, т/Г	Содержание металла, %	Цена за 1 т концентрата, тыс. тг	Сумма, тыс. тг
Си концентрат	14025	25	179200	2513280000
Итого	14025			2513280000

1) Затраты на 1 тонну готовой продукции:  
 (годовой расход по калькуляции) / (оптовая цена всей продукции) =  
 $15318121361 / 2513280000 = 0,75$ ;

2) Себестоимость 1 тонны продукции:  
 (годовой расход всей калькуляции) / (количество продукции) =  
 $15318121361 / 1100000 = 13925$  тг;

- 3) Прибыль = (оптовая стоимость годовой продукции) - (себестоимость годовой продукции) = 20350352000 - 15318121361 = 5032230639 тыс.тг;
- 4) Рентабельность = (прибыль) \* 100 / (себестоимость годовой продукции) = 5032230639 \* 100 / 15318121361 = 33%;
- 5) Срок окупаемости = (общая сумма капиталовложений) / (прибыль) = 15388197900 / 5032230639 = 3 года.

## ЗАКЛЮЧЕНИЕ

Согласно полученным данным выполнен проект обогатительной фабрики по переработке медной руды месторождения Актогай с производительностью 3 000000 тонн руды в год.

Выполнены расчеты:

- трехстадиальное дробление и двухстадиальное измельчение;
- прямая селективная флотация медных минералов;
- процесс обезвоживания продуктов.

Проект состоит из 5 частей: общая пояснительная записка, технология производства, транспорт и генплан, охрана труда и экономика.

Все проектировочные расчеты соответствует нормам окружающей среды и охраны труда.

На проектируемой фабрике получены следующие технологические показатели:

Содержание меди в общем концентрате: 20 %

Извлечение меди в общий концентрат: 85 %

В итоге выполненных расчетов получены следующие экономические показатели:

- прибыль – 5032230639 тг
- рентабельность – 33 %;
- срок окупаемости капитальных затрат – 3 года.

## СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННОЙ ЛИТЕРАТУРЫ

- 1) Разумов К. А., Перов В. А. Проектирование обогатительных фабрик. – М.: Недра, 1982
- 2) Справочник по обогащению руд. Подготовительные процессы. Изд.2, переработанное и дополненное. – М.: Недра, 1982
- 3) Справочник по обогащению руд. Основные процессы. Изд.2, переработанное и дополненное. – М.: Недра, 1984
- 4) Сажин Ю. Г., Ревашвили Б. И. Расчеты схем рудоподготовки и выбор дробильно – измельчительного оборудования. Учебное пособие – Алматы, 1985
- 5) Сажин Ю. Г. Выбор и технологический расчет оборудования для классификации и перекачки пульпы. Методические указания. – Алматы, 1997
- 6) Трудовой Кодекс Республики Казахстан
- 7) Рекомендация по охране почв, растительности, животного мира в составе раздела «Охраны окружающей среды» в проектах хозяйственной деятельности. Васильев Н. В. Основы проектирования и расчет транспортных устройств и складов обогатительных фабрик. – М.: Недра, 1965
- 8) Полькин С. И., Адамов Э. В. Обогащение руд цветных и редких металлов. – М.: Недра, 1975.
- 9) Флотационное обогащение. О факторах влияющих на флотацию медно-свицово-цинково-пиритных руд и на выбор реагентов. //Экспресс – информация, ВИНТИ, №35, - М.: 1977.
- 10) Экологический кодекс Республики Казахстан. Астана, Акорда, 09.01.2007 г. № 212-III ЗРК (с изменениями и дополнениями по состоянию 30.06.2016 г.).

