

МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ И НАУКИ РЕСПУБЛИКИ КАЗАХСТАН

Казахский национальный исследовательский технический университет имени
К.И. Сатпаева

Институт горно-металлургический

Кафедра металлургии и обогащения полезных ископаемых

Таубашев Султан Русланович

Проект обогатительной фабрики по переработке полиметаллической руды
Риддер-Сокольного месторождения с производительностью 2400000 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 Риддер-Сокольного месторождения с производительностью 2400000 тонн в год

по специальности 5В073700

Выполнил Таубашев С.Р.

Научный руководитель
Дектор, доктор Phd

 И.Ю. Мотовилов

« 15 » 05 2019 г.

Алматы 2019

МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ И НАУКИ РЕСПУБЛИКИ КАЗАХСТАН

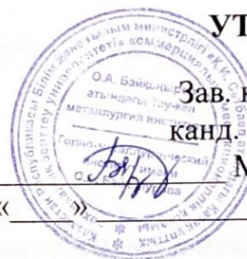
Казахский национальный исследовательский технический университет имени
К.И. Сатпаева

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 Таубашеву Султану Руслановичу

На тему: "Проект обогатительной фабрики по переработке полиметаллической руды Риддер-Сокольного месторождения с производительностью 2400000 тонн в год

Утверждена 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:

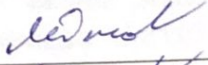
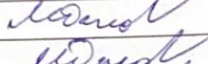
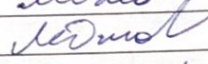

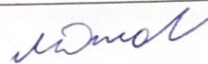

1) Сажин Ю.Г. расчеты схем рудоподготовки и выбор оборудования для дробления, грохочения, измельчения и классификации: Учеб. пособие. Алматы: КазНТУ, 2005. – 177 с.

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

Алматы 2019

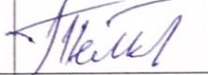

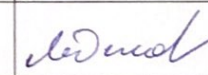
ГРАФИК

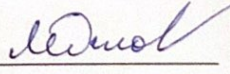
подготовки дипломного проекта

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	08.05.2019	
Безопасность и охрана труда	И.Ю.Мотовилов лектор	08.05.2019	
Нормоконтроль	И.Ю.Мотовилов лектор	08.05.2019	

Научный руководитель  Мотовилов И.Ю.

Задание принял к исполнению _____ Таубашев С.Р.

Дата « ___ » _____ 2019 г.

Алматы 2019

ОТЗЫВ
НАУЧНОГО РУКОВОДИТЕЛЯ

На дипломный проект
(наименование вида работы)

Таубашев Султан Русланович
(Ф.И.О. обучающегося)

5B073700 – Обогащение полезных ископаемых
(шифр и наименование специальности)

Тема: Проект обогатительной фабрики по переработке полиметаллической руды месторождения Риддер-Сокольное с производительностью 2,4 млн. т/год.

На время дипломного проектирования перед студентом Таубашевым С.Р. была поставлена задача выполнить проект обогатительной фабрики по переработке полиметаллической руды месторождения Риддер-Сокольное.

Таубашев С.Р. на основании анализа специализированной литературы и практике переработки полиметаллических руд произвел выбор и расчет технологической схемы обогащения.

В процессе проектирования были выполнены расчеты схем дробления, измельчения и обогащения, а также выполнен расчет водно-шламовой схемы. На основании результатов расчетов выполнен подбор технологического оборудования

Приведенные расчеты это результат работы над темой и умения использовать техническую литературу и применять на практике знания, полученные за годы обучения в университете.

Работа над проектом выполнена в соответствии с календарным графиком. Пояснительная записка и графический материал оформлены аккуратно и в соответствии с требованиями СТ КазННТУ 09-2017 Требования к оформлению ДП и МД.

Дипломный проект Таубашева С.Р. соответствует техническому заданию и выполнен в необходимом объеме.

Считаю, что Таубашев С.Р. подготовлен к самостоятельной работе по специальности 5B073700 «Обогащение полезных ископаемых», дипломный проект заслуживает оценки «отлично» и присвоения ему квалификации бакалавра по обогащению полезных ископаемых.



Научный руководитель

Доктор PhD лектор

(должность, уч. степень, звание)

И.Ю. Мотовилов Мотовилов И.Ю.

(подпись)

«15» мая 2019 г.

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: Таубашев Султан Русланович

Название: Проект обогатительной фабрики по переработке полиметаллической руды Риддер-Сокольного месторождения с производительностью 2400000 тонн в год

Координатор: Шамиль Телков

Коэффициент подобия 1:22,9

Коэффициент подобия 2:2,3

Тревога:248

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

8 05 2019

Дата

Барменщиков М.Б.

Подпись заведующего кафедрой /


начальника структурного подразделения

Окончательное решение в отношении допуска к защите, включая обоснование:

.....
.....
.....
.....
.....

.....
8.05.2015

Дата

.....
Барменщиков М.Б. 

Подпись заведующего кафедрой /

начальника структурного подразделения

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: Таубашев Султан Русланович

Название: Проект обогатительной фабрики по переработке полиметаллической руды Риддер-Сокольного месторождения с производительностью 2400000 тонн в год

Координатор: Шамиль Телков

Коэффициент подобия 1: 22,9

Коэффициент подобия 2: 2,3

Тревога: 248

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:

откарьерное замещение на уровне
магистры

8.05.2019

Дата

И.И.И.

Подпись Научного руководителя

ВВЕДЕНИЕ

Проектируемая обогатительная фабрика для переработки руд Риддер-Сокольного месторождения входит в состав Ленинградского полиметаллического комбината, который в свою очередь является одним из ведущих предприятий цветной металлургии РК. На данном этапе перед цветной металлургией стоят следующие задачи:

Ускорить развитие сырьевой базы цветной металлургии, особенно свинцово-цинковой, медной и золотодобывающей промышленности;

Обеспечить дальнейшее развитие добычи руд открытым и подземным способом с использованием высокопроизводительных машин и механизмов, расширить применение современных комплексов самоходного оборудования и вибротехники;

Повысить извлечение цветных металлов из руд и комплексность использования сырья;

Сократить потери руды в недрах при ее добычи и охрана окружающей среды;

Внедрить высокоэффективные схемы обогащения руд, гидromеталлургические и другие прогрессивные технологические процессы;

Выполнение поставленных задач позволит резко повысить эффективность работы предприятий горно-добывающей и цветной металлургии, что поставит их на уровень высокорентабельных.

1 Общая пояснительная записка

1.1 Краткая характеристика предприятия

Сырьевой базой данной обогатительной фабрики является медно-свинцово-цинковая руда Риддер-Сокольского месторождения. Заданная производительность 2 400 000 тонн руды в год. Содержание основных металлов в руде:

Свинца-1%

Цинка-0.4%

Меди-2.0%

Продукцией обогатительной фабрики являются:

- свинцовый концентрат с содержанием свинца 50.0%;

- цинковый концентрат с содержанием цинка 55.0%

- медный концентрат с содержанием меди 20.0%

Обогатительная фабрика включает в себя комбинированный метод обогащения. Схема флотации-коллективная с последующей селекцией концентрата. Схема дробления- трехстадиальная, схема измельчения-двухстадиальная.

1.2 Основные технологические проектные решения

Основным методом обогащения является флотация.

Подготовительные процессы:

-трехстадиальное дробление с предварительным грохочением во второй и третьей стадии;

-двухстадиальное измельчение с промежуточной флотацией, с замкнутым циклом в обеих стадиях;

Вспомогательные процессы: двухстадиальное обезвоживание сгущение и последующего фильтрования.

Все процессы осуществляются с применением стандартного технологического оборудования отечественного производства.

1.3 Состав обогатительной фабрики

В состав обогатительной фабрики входят: корпус крупного дробления, корпус среднего и мелкого дробления, главный корпус, цех обезвоживания и фильтрования, реагентный корпус, хвостохранилища и насосные станции. Количество секций главного корпуса равно двум. Схема компоновки оборудования смешанная.

1.4 Численность и профессионально-квалифицированный состав работающих

Общая численность работающих составляет:

- 1) ИТР - 23 человека.
- 2) МОП – 8 человек.
- 3) Работающих – 4 человека.

2 Генеральный план, транспорт и рекультивация нарушенных земель

2.1 Генеральный план

2.1.1 Характеристика района и площадки строительства

Площадка для строительства фабрики расположена в непосредственной близости подъема шахты «Екиповая». Расстояние до металлургического завода 3.5 км по железнодорожному полотну.

Рельев площадки для строительства порсистый, расположен в Северо-западном направлении от поселка с уклоном в сторону поселка. Сила ветра 1-2 балла. Глубина грунтов 10 метров.

В состав генплана входят следующие задания и сооружения.

Задания:

- 1) Корпус крупного дробления.
- 2) Корпус мелкого и среднего дробления.
- 3) Главный корпус.
- 4) Склад реагентов.
- 5) Материальный склад.
- 6) Бытовой комбинат.
- 7) Управления.
- 8) Механический цех.
- 9) Столовая.
- 10) Гараж.
- 11) Подстанция.
- 12) Водонапорная станция.

2.2 Транспорт

2.2.1 Внутрифабричный и внешний транспорт

Отправкой готовой продукции с территории фабрики производится по железной дороге в вагона. Прочие грузы доставляются на фабрику автомобильным транспортом в грузовых автомашинах грузоподъемностью до 10 тонн.

Отправка готового гравитационного концентрата на металлургический завод комбината осуществляется авиомобильным транспортом с военизированной охраной.

2.3 Рекультивация нарушенных земель

Строительство фабрики ведется на бросовых землях непригодных для сельского хозяйства в слабо гористой местностию. На основании этого работы по рекультивации нарушенных земель проектов не предусматривается. После окончания строительства намечено выполнить мероприятия по благоустройству территории.

3 Технология производства, обеспечение энергоресурсами

3.1 Технология производства

3.1.1 Сырьевая база, характеристика сырья

Сырьевой базой проектируемой фабрики является Риддер-Сокольное месторождение.

Руда Риддер-Сокольного месторождения открыта в 1784 году, по текстурноминералогическому составу делится на шесть типов: слоистые полиметаллические; сплошные полиметаллические; прожилково-вкрапленные полиметаллические; жильные медно-цинковые; жильные полиметаллические;

По химическому составу делятся на: свинцово-цинковые с соотношением Pb:Zn:Cu=1:2.1:0.2; медно-цинковые с соотношением 1:4.3:8.1 и золотосодержащие.

3.1.2. Режим работы цехов и расчёт производительности

Производство проектируемой фабрики составляет 2400000 тонн руды в год. 305 дней в году работает дробильный цех, в 2 смены по 7 часов. Рассчитывается по формуле часовая производительность цеха дробления:

$$Q_0 = \frac{Q_r}{N * m * n * K_b}, \text{ т/ч,}$$

где Q_0 – часовая производительность цеха, т/ч;

Q_r – годовая производительность фабрики, т/г;

N – число рабочих дней в году;

m – число рабочих смен в сутки;

n – число рабочих часов в смену;

K_b – коэффициент использования оборудования.

Часовая производительность цеха дробления составит: $K_b = 0.95$. $N=305$.
 $m=2$. $n=7$.

$$Q_{\text{час.дроб}} = \frac{2400000}{305 * 2 * 7 * 0.95} = 591 \text{ т/ч.}$$

Рассчитывается по формуле суточная производительность цеха дробления:

$$Q_{\text{сут}} = \frac{Q_{\text{г}}}{305}, \text{ т/сут,}$$

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

$$Q_{\text{сут.дроб}} = \frac{2400000}{305} = 7869 \text{ т/сут.}$$

Главный корпус измельчения работает 340 дней в году в три смены по 8 часов. Часовая производительность цеха измельчения составит:

$$Q_{\text{час.изм}} = \frac{2400000}{340 * 3 * 8 * 0.99} = 297 \text{ т/ч.}$$

Суточная производительность цеха измельчения составит:

$$Q_{\text{сут.изм}} = \frac{2400000}{340} = 7059 \text{ т/сут.}$$

3.1.3 Анализ работ действующей фабрики

В основу проекта действующий фабрики положена технологическая схема, разработанная в двадцатых годах институтом.

Схема флотации принята коллективно-селективная, с выделением коллективного медно-свинцового концентрата и затем с его селекцией на медный и свинцовый концентраты и селективного цинкового концентрата.

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

В основу технологии проектируемой фабрики положена схема и режим действующей обогатительной фабрики, как являющейся на данный момент наиболее отработанной, в основу которой положено большое количество результатов различных исследований проводимых на протяжении 70-80 лет.

В схему, принятую за основу, внесены изменения в области подготовки руды, а именно в дроблении. С целью более эффективной и экономичной работы измельчения по проекту предусматривается трехстадиальная схема дробления, с получением номинальной крупности 13мм.

3.1.5 Выбор и расчёт схемы дробления

Для проектируемой фабрики принимается трёхстадиальная схема дробления с предварительным грохочением рис 1.

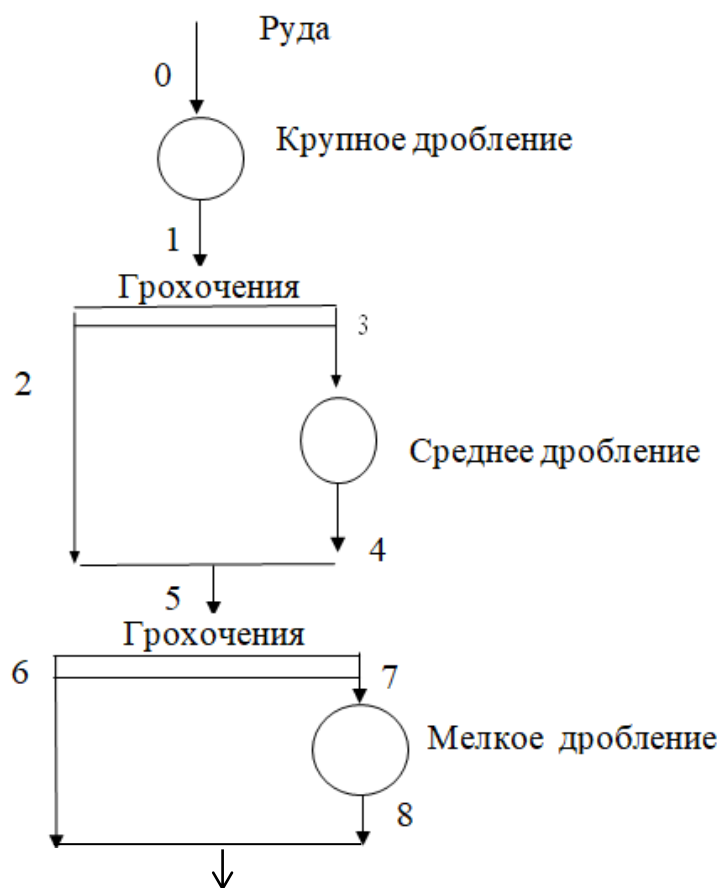


Рисунок 1 - Трехстадиальная схема дробления

Схема принята по следующим причинам:

- крепость руды по Протоdjяконова – 16;
- начальная крупность руды 650 мм;
- конечная крупность – 13 мм;
- плотность руды – 2.86 т/м³;
- насыпная плотность – 1.70 т/м³;
- влажность руды – 5 %.

Данную степень дробления невозможно получить в две стадии дробления при имеющейся технологии, в связи с этим выбрана классическая трехстадиальная схема дробления. В третьей стадии установлена дробилка типа КИД без проверочного грохочения.

Расчёт схемы

1.Общая степень дробления:

$$S_{\text{общ}} = \frac{D_{\text{max}}}{d_{\text{н}}},$$

$$S_{\text{общ}} = \frac{650}{13} = 50,$$

и определяется средняя степень дробления:

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

$$S_{\text{II}} = 50^{1/3} = 3.68.$$

2.Номинальная крупность продуктов дробления по стадиям:

после I стадии $d_{\text{I}} = D_{\text{max}} / S_{\text{I}} = 650 / 2.82 = 230$ мм;

после II стадии $d_{\text{I}} d_{\text{II}} = d_{\text{I}} / S_{\text{II}} = 230 / 3.68 = 63$ мм;

после III стадии $d_{\text{I}} d_{\text{III}} = d_{\text{II}} / S_{\text{III}} = 63 / 4.82 = 13$ мм.

3.Частные степени дробления:

$$S_{\text{I}} = D_{\text{max}} / d_{\text{I}} = 650 / 230 = 2.82;$$

$$S_{\text{II}} = S_{\text{ср}} = 3.68;$$

$$S_{\text{III}} = \frac{S_{\text{общ}}}{S_{\text{I}} * S_{\text{II}}} = \frac{50}{2.82 * 3.68} = 4.82.$$

4. Размеры щелей дробилок:

$$i_p = d_I / Z_I = 230 / 1.7 = 135 \text{ мм.}$$

$$i_p = d_{II} / Z_{\kappa} = 63 / 1.7 = 25 \text{ мм.}$$

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

5. Размеры отверстий сеток грохота:

$$a_{II} = d_{II} = 63 \text{ мм,}$$

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

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

Таблица 1 – Ситовой состав руды

Крупность классов, мм	Частный выход, %	Суммарный выход по «+», % (R)	Суммарный выход по «-», % (Y)
+650	0	0	0
-650 +488	7	7	100.0
-488 +325	15	22	88
-325 +163	32	54	75
-163 +81	21	75	54
-81 +41	13	88	22
0	12	100.0	7

На основе данных в таблице ситовой состава руды, составляем график ситовой характеристики по плюсу на рисунке 2.

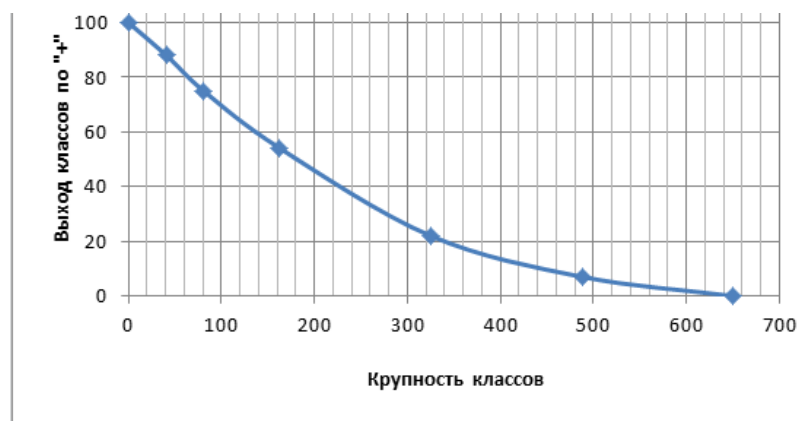


Рисунок 2 – График ситовой характеристики по плюсу

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 $Z_k = 2.49$ для твердой руды. Разгрузочное отверстие дробилки КСД–2200–Т составит: $i_p = d_{II} / Z_k = 63 / 2.49 = 25$ мм.

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

Таблица 2 – 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 «-», %
$0.2 * i_p$	27	95	5
$0.4 * i_p$	54	80	20
$0.8 * i_p$	108	55	45
$1.2 * i_p$	162	27	73
$Z_I * i_p$	230	3	97

Таблица 3 – Расчетной характеристики крупности продукта 4

Крупность класса, мм	Расчетный выход класса по «-», %	Выход класса по «+», %
27	$\beta_4^{-27} = \beta_0^{-27} + b_0^{+135} * \beta_1^{-27} = 2 + 0.78*5 = 5.9$	94.1
54	$\beta_4^{-54} = \beta_0^{-54} + b_0^{+135} * \beta_1^{-54} = 12 + 0.78*20 = 27.6$	72.4
108	$\beta_4^{-108} = \beta_0^{-108} + b_0^{+135} * \beta_1^{-108} = 21 + 0.78*45 = 56.1$	43.9
162	$\beta_4^{-162} = \beta_0^{-162} + b_0^{+162} * \beta_1^{-162} = 25 + 0.71*73 = 76.8$	23.2
230	$\beta_4^{-230} = \beta_0^{-230} + b_0^{+230} * \beta_1^{-230} = 37 + 0.63*97 = 98.1$	1.9

По данным таблицы 4 строится характеристика крупности продукта 4, представленная на рисунке 3.

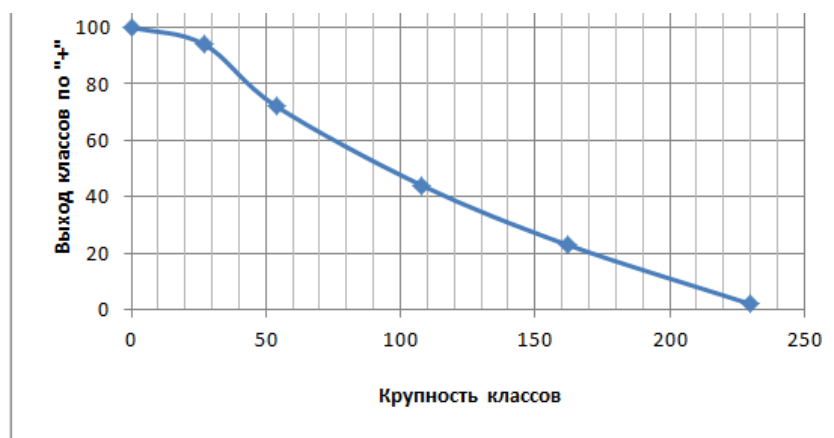


Рисунок 3 – Ситовая характеристика крупности продукта 4.

Таблица 4 – 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	81	19
$0.4 * d_H$	25	59	41
$0.6 * d_H$	38	33	67
$0.8 * d_H$	50	17	83
$1.0 * d_H$	63	5	95

Таблица 5 – Расчетной характеристики крупности продукта 8

Крупность класса, мм	Расчетный выход класса по «-», %	Выход класса по «+», %
13	$\beta_8^{-13} = \beta_4^{-13} + b_4^{+25} * \beta_2^{-13} = 4 + 0.93*19 = 21.7$	79.3
25	$\beta_8^{-25} = \beta_4^{-25} + b_4^{+25} * \beta_2^{-25} = 7 + 0.93*41 = 45$	55
38	$\beta_8^{-38} = \beta_4^{-38} + b_4^{+38} * \beta_2^{-38} = 19 + 0.81*67 = 73.2$	26.8
50	$\beta_8^{-50} = \beta_4^{-50} + b_4^{+50} * \beta_2^{-50} = 24 + 0.76*83 = 87$	13
63	$\beta_8^{-63} = \beta_4^{-63} + b_4^{+63} * \beta_2^{-63} = 36 + 0.64*95 = 97$	3

По данным таблицы 6 строится характеристика крупности продукта 8, представленная на рисунке 4.

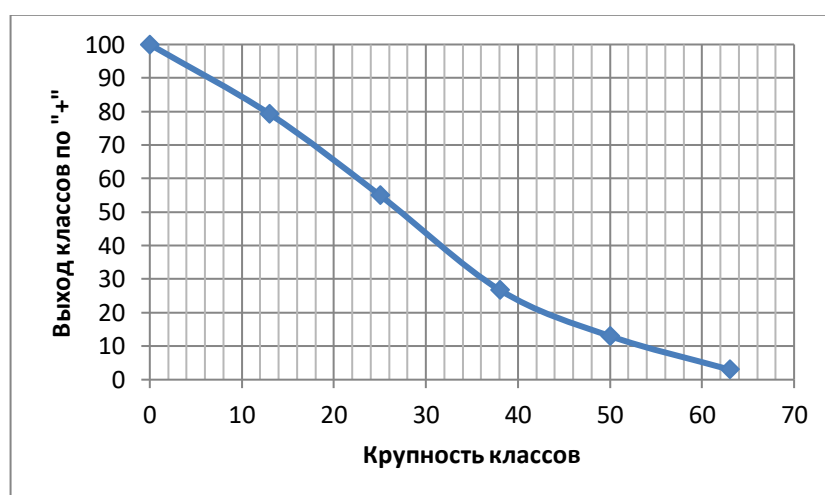


Рисунок 4 – Ситовая характеристика крупности продукта 8

3.1.6 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 процессе флотации необходимо получить помол 80% класса-0,074мм.

Выбранная схема измельчения представлена на рисунке 5.

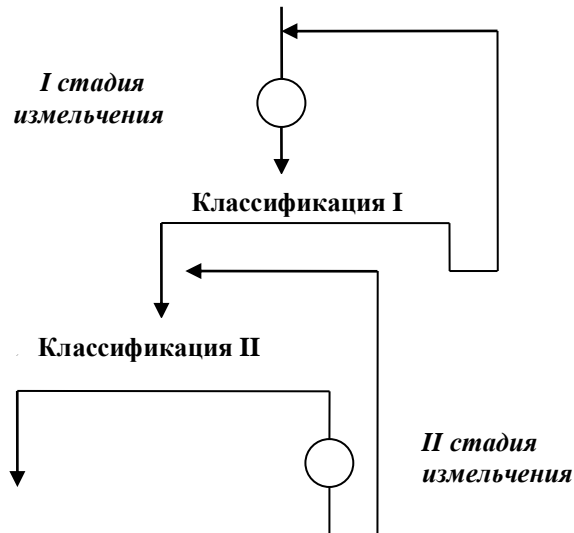


Рисунок 5-Схема измельчения

Расчет схемы измельчения.

1) Циркулирующую нагрузку, исходя из данных фабрики, принимаем: $C_1=162\%$; $C_2=264$;

2) Содержание готового класса в продукте 3 после I стадии: β_3^{-74} определяется по формуле:

$$\beta_3^{-74} = \beta_0^{-74} + \frac{\beta_6^{-74} - \beta_0^{-74}}{1 + k*m}, \%$$

где k - отношение приведенного объема мельницы второй стадии к объему мельниц первой стадии;

m - отношение удельной производительности по классу 0.074 мм во второй стадии к удельной производительности по этому же классу в первой стадии .

Если в первой и второй стадиях устанавливаются шаровые мельницы, оптимальные величина $K=1$. Величина m колеблется в значительных пределах

от 0.6 до 0.80. Если это отношение не известно, в дипломном проекте можно принимать $m=0.7$

$$\beta_3^{-74} = 9 + \frac{80 - 9}{1 + 1 \cdot 0.7} = 51 \%$$

Принимаю двухстадиальную схему измельчения в замкнутом цикле в обоих стадиях и с делительной классификацией во второй стадии.

Для руды средней твердости, при номинальной крупности питания 13 мм и содержании готового класса в питании 9%.

Для проектируемой фабрики принимаются исходные данные:

$$\gamma_0 = 100 \%; \beta_0^{-74} = 9\%; \beta_6^{-74} = 80\%.$$

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 $\gamma_7 = \gamma_8$.

$$\gamma_1 = \gamma_0 + \gamma_4 = 100 + 163 = 263\%;$$

$$\gamma_2 = \gamma_1 = 263\%;$$

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

$$\gamma_5 = \gamma_3 + \gamma_8 = 100 + 264 = 364\%;$$

$$\gamma_7 = 264\%.$$

3) Перерасчет 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
$\gamma_0 = 100\%$	$Q_0 = 297 \text{ т/ч}$
$\gamma_1 = 263\%$	$Q_1 = 781 \text{ т/ч}$

Продолжение таблицы 6

Выход продукта	Производительность
$\gamma_2 = 263\%$	$Q_2 = 781$ т/ч
$\gamma_3 = 100\%$	$Q_3 = 297$ т/ч
$\gamma_5 = 364\%$	$Q_5 = 1081$ т/ч
$\gamma_6 = 100\%$	$Q_6 = 297$ т/ч
$\gamma_7 = 264\%$	$Q_7 = 784$ т/ч
$\gamma_8 = 264\%$	$Q_8 = 784$ т/ч

3.1.7 Расчет баланса металлов и количественной схемы обогащения

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

Таблица 7 – Баланс металлов

Наименование	Выход, $\gamma, \%$	Содержание, $\beta, \%$			Произведение $\gamma \cdot \beta$			Извлечение, $\epsilon, \%$		
		Cu	Pb	Zn	Cu	Pb	Zn	Cu	Pb	Zn
Cu концентрат	1.69	21.0	4.0	6.0	35.49	6.76	10.14	71.0	5.6	4.6
Pb концентрат	1.81	2.7	51	9.1	4.89	92.31	16.47	9.8	77.0	7.5
Zn концентрат	2.87	0.8	1.8	56.0	2.3	5.17	160.7	4.6	4.3	73.0
Хвосты отвальные	93.63	0.078	0.168	0.35	7.32	15.76	32.69	14.6	13.1	14.9
Руда	100	0.5	1.2	2.2	50	120	220	100	100	100

На основании данных таблицы рассчитываем принципиальную схему флотационного метода обогащения на рисунке 6.

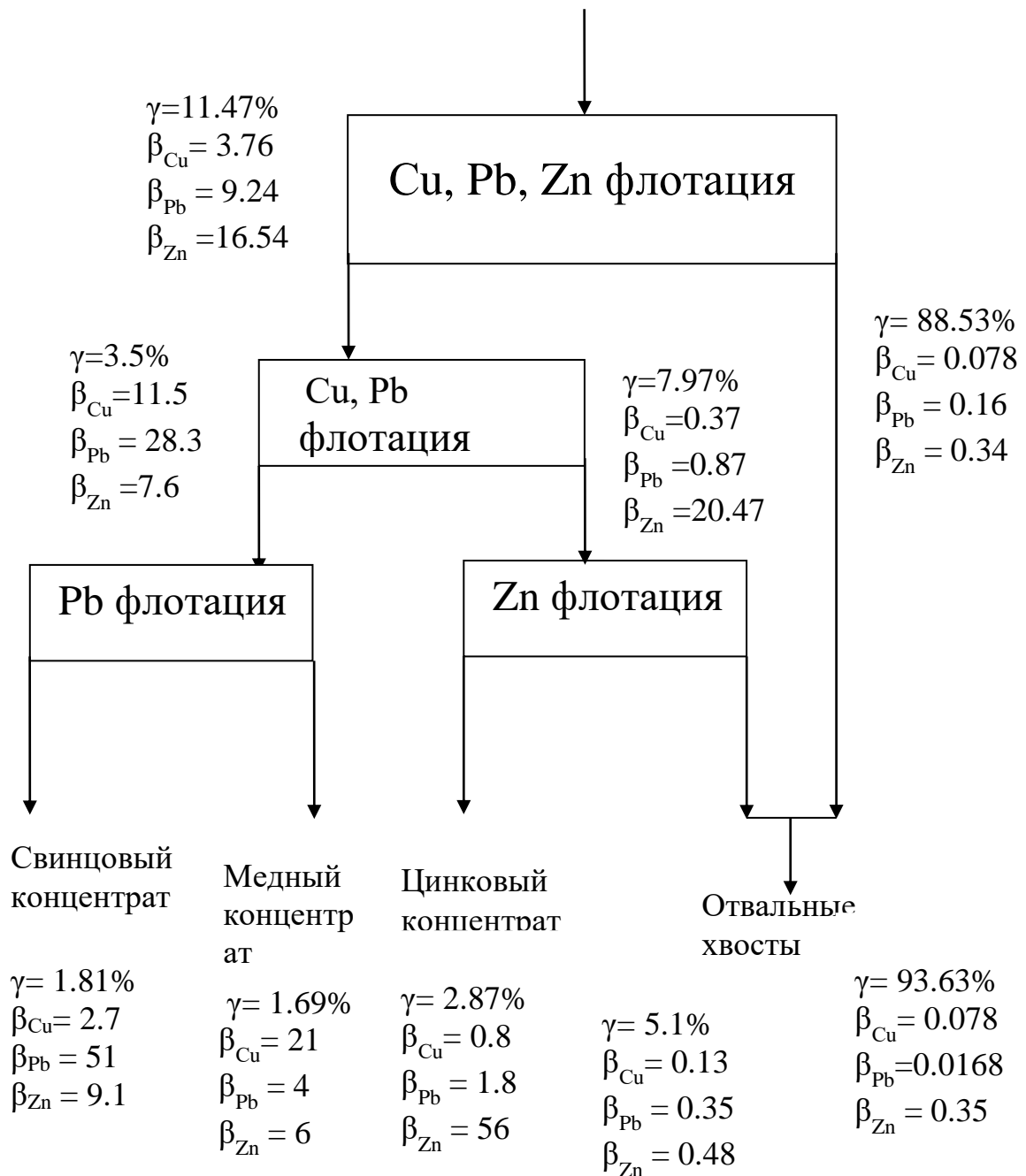


Рисунок 6 – Принципиальная схема обогащения

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

1) Цикл №1 приводим на рисунке 7.

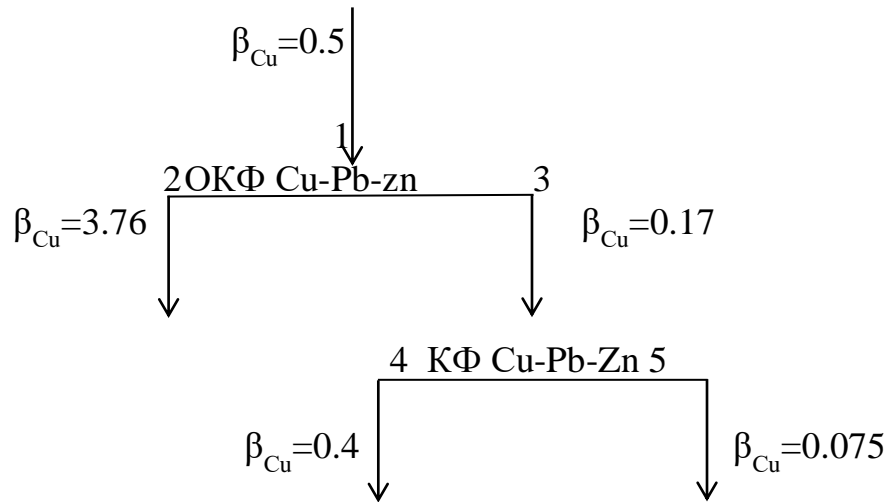


Рисунок 7 – схема обогащения цикла 1

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:

$$\gamma_4 \beta_3 + \gamma_5 \beta_3 = \gamma_4 \beta_4 + \gamma_5 \beta_5$$

$$\gamma_4 (\beta_3 - \beta_4) = \gamma_5 (\beta_5 - \beta_3)$$

$$\gamma_4 = \frac{\gamma_5 (\beta_5 - \beta_3)}{(\beta_3 - \beta_4)} = 88.53 * \frac{0.078 - 0.17}{0.17 - 0.4} = 35.41$$

3. Находим γ_3 :

$$\gamma_3 = 35.41 + 88.53 = 123.94$$

$$\gamma_2 = \gamma_0 + \gamma_4 - \gamma_3 = 100 + 35.41 - 123.94 = 11.47$$

2) Цикл №2 приводим на рисунке 8.

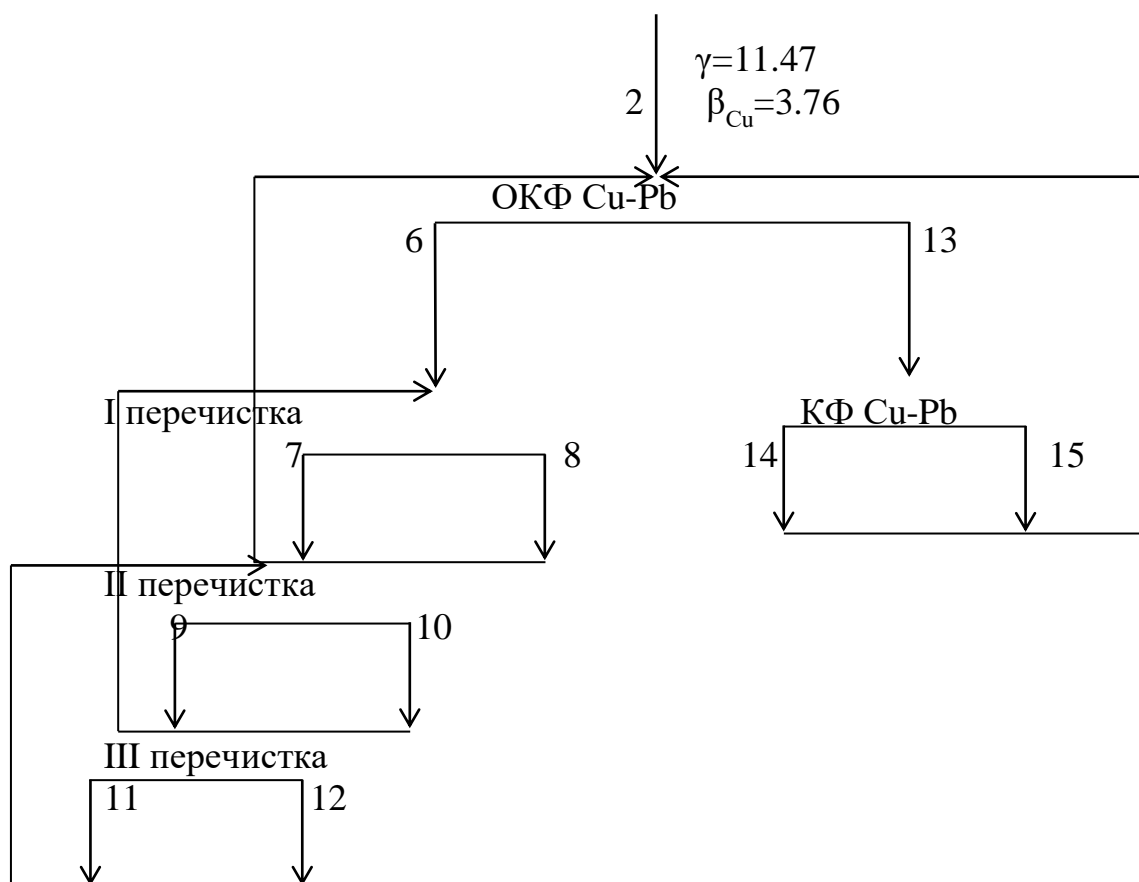


Рисунок 8 – схема обогащения цикла 2

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:

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

$$\gamma_{12} = \frac{\gamma_{11} (\beta_9 - \beta_{11})}{(\beta_{12} - \beta_9)} = 3.5 * \frac{11.5 - 9.46}{9.46 - 7.7} = 4$$

3. Находим γ_9 :

$$\gamma_9 = 3.5 + 4 = 7.5$$

4.Находим γ_7 и γ_{10} :

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

5.Используем метод подставления:

$$\begin{cases} \gamma_7\beta_7 + \gamma_{12}\beta_{12} = \gamma_9\beta_9 + \gamma_{10}\beta_{10} \\ \gamma_9\beta_7 + \gamma_{10}\beta_7 - \gamma_{12}\beta_7 + \gamma_{12}\beta_{12} = \gamma_9\beta_9 + \gamma_{10}\beta_{10} \end{cases}$$

$$\gamma_{10} = 5.24$$

$$\gamma_7 = 8.74$$

6. Находим γ_6 и γ_8 :

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

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

$$\gamma_8 = 9.96$$

$$\gamma_6 = 13.46$$

7.Находим γ_{13} и γ_{11} :

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

$$\gamma_{14} = \frac{\gamma_{15}(\beta_{15} - \beta_{13})}{(\beta_{13} - \beta_{14})} = 2.98$$

$$\gamma_{13} = 2.98 + 7.97 = 10.95$$

8.Проверяем уравнением:

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

$$92 = 92$$

Цикл №3 приводим на рисунке 9.

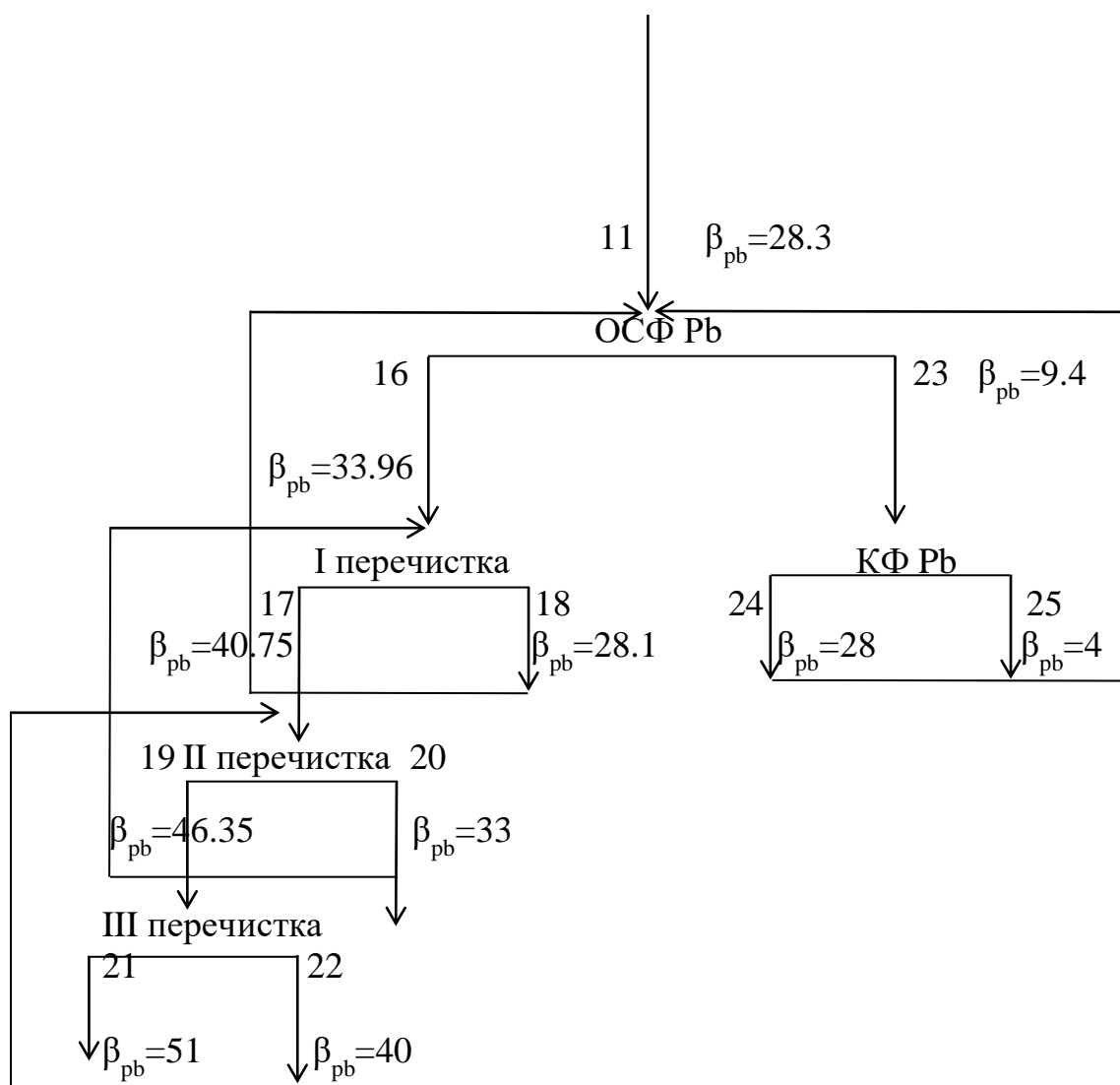


Рисунок 9 – схема обогащения цикла 3

Цикл №4 приводим на рисунке 10.

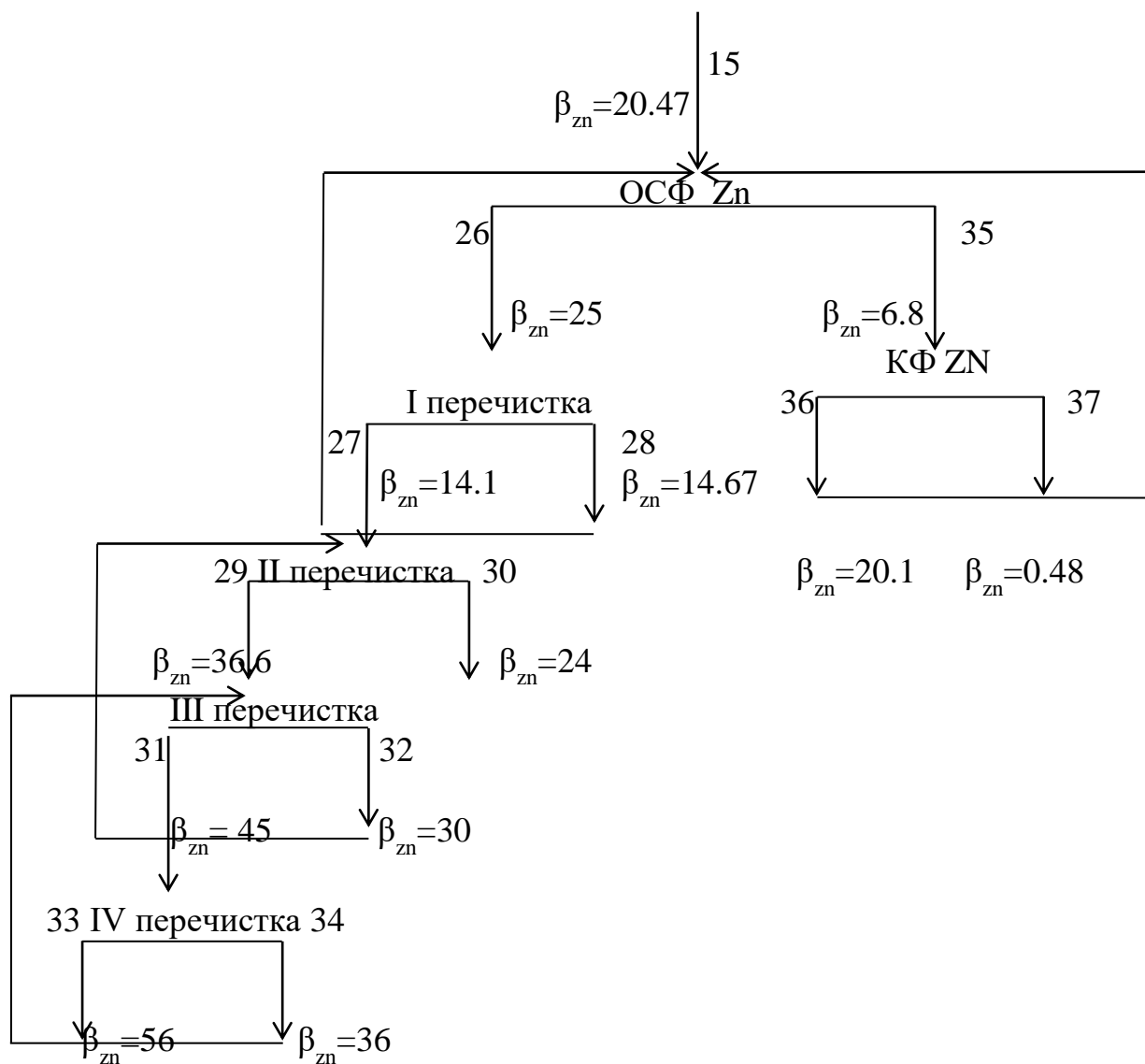


Рисунок 10 – схема обогащения цикла 4

Обозначаем соотношение выхода продуктов и производительность в таблице 8.

Таблица 8 – Соотношение выхода продуктов и производительности.

Выхода продуктов, %	Производительность, т/ч
$\gamma_1=100$	$Q=297$
$\gamma_2=11.47$	$Q=34$
$\gamma_3 = 123.94$	$Q=368.17$
$\gamma_4=35.41$	$Q=105.17$
$\gamma_5=88.53$	$Q=262.93$

Продолжение таблицы 8

Выхода продуктов, %	Производительность, т/ч
$\gamma_6=13,46$	Q=39.98
$\gamma_7=8,74$	Q=25.96
$\gamma_8=9,96$	Q=29.58
$\gamma_9=7,5$	Q=22.28
$\gamma_{10}=5,24$	Q=15.56
$\gamma_{11}=3,5$	Q=10.4
$\gamma_{12}=4$	Q=11.88
$\gamma_{13}=10,95$	Q=32.52
$\gamma_{14}=2,98$	Q=8.85
$\gamma_{15}=7,97$	Q=23.67
$\gamma_{16}=5,31$	Q=15.77
$\gamma_{17}=4,19$	Q=12.44
$\gamma_{18}=3,5$	Q=10.4
$\gamma_{19}=3,13$	Q=9.3
$\gamma_{20}=2,38$	Q=7.07
$\gamma_{21}=1,81$	Q=5.38
$\gamma_{22}=1,32$	Q=3.92
$\gamma_{23}=2,19$	Q=6.5
$\gamma_{24}=0,5$	Q=1.5
$\gamma_{25}=1,69$	Q=5
$\gamma_{26}=17,47$	Q=51.89
$\gamma_{27}=14,1$	Q=41.88
$\gamma_{28}=14,67$	Q=43.57
$\gamma_{29}=10,97$	Q=32.58
$\gamma_{30}=11,3$	Q=33.56
$\gamma_{31}=6,37$	Q=18.92
$\gamma_{32}=8,1$	Q=24.06
$\gamma_{33}=2,87$	Q=8.52
$\gamma_{34}=3,5$	Q=10.4
$\gamma_{35}=7,52$	Q=22.33
$\gamma_{36}=2,42$	Q=7.19
$\gamma_{37}=5,1$	Q=15.4

3.1.8 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.

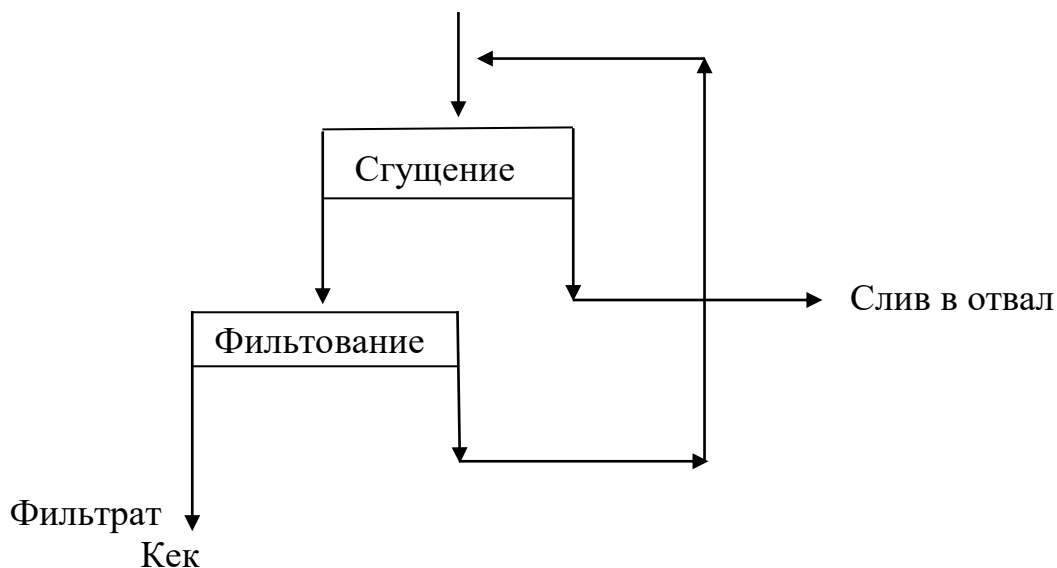


Рисунок 11 – Схема обезвоживания

3.1.9 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 Перечистка	33%
II Перечистка	35%
III Перечистка	37%
Контрольной коллективная Cu-Pb флотация	28%

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

Содержание твердого в сливе гидроциклонов рассчитывается по формуле:

$$T_c = \frac{\gamma * T_{II} * (1 - 0.7 \beta_c^{-74} \frac{(2.7)^{0.25}}{(\delta)^{0.25}})}{T_{II} - (1 - 0.7 \beta_c^{-74} \frac{(2.7)^{0.25}}{(\delta)^{0.25}}) (1 - \gamma)} \%,$$

где T_{II} - 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	297	15,6	119,4	Выгрузка мельницы I стадии	262,5	70	779,6	334,1	606,6
Пески гидроциклона-I	162,5	81	482,6	113,2	281,9						
Вода	—	—	—	205,3	205,3						
Итого	262,5	70	779,6	334,1	606,6	Итого	262,5	70	779,6	334,1	606,6
II. Классификация I стадии измельчения											
Слив мельницы I стадии	262,5	70	779,6	334,1	606,6	Слив гидроциклона-I	100	52	297	274,2	378
Вода	—	—	—	53,3	53,3	Пески гидроциклона-I	162,5	81	482,6	113,2	281,9
Итого	262,5	67	779,6	387,5	659,9	Итого	262,5	67	779,6	387,5	659,9
III. Классификация II стадии измельчения											
Слив гидроциклона-I	100	52	297	274,2	378	Слив гидроциклона-II	100	32	297	631,1	735
Слив мельницы II стадии	263,6	65	783	422	695,7	Пески гидроциклона-II	263,6	72	783	305	578,7

Продолжение таблицы 9

Вода	—	—	—	239,9	239,9							
Итого	363,6	58	1080	936,1	1313,7	Итого	363,6	58	1080	936,1	1313,7	
IV. Измельчение II стадии												
Пески гидроциклона-II	263,6	72	783	305	578,7	Слив мельницы II стадии	263,6	72	783	305	578,7	
Вода	—	—	—	298.1	298.1							
Итого	263,6	72	783	305	578,7	Итого	263,6	72	783	305	578,7	
V. Основная коллективная Cu-Pb-Zn флотация												
Слив мельницы II стадии	100	32	297	631,13	735	Концентрат ОКФ	11.47	30	34	168	179.9	
Концентрат КФ Cu-Pb-Zn	35.41	28	105.17	270.44	307.2	Хвосты ОКФ	123.94	27	368.17	984.5	1113.2	
Вода				162.26	162.26							
Итого	135.41	27	402.17	1063.8 3	1204.5	Итого	135.41	27	402.17	1063. 83	1204.5	
VI. Контрольная Cu-Pb-Zn флотация												
Хвосты ОКФ Cu-Pb-Zn	123.94	27	368.17	984.5	1113.2	Концентрат КФ Cu-Pb-Zn	35.41	28	105.17	270.44	307.2	
Вода	—	—	—	—		Хвосты КФ Cu-Pb-Zn	88.53	27	262.93	714.06	806	
Итого	123.94	27	368.17	984.5	1113.2	Итого	123.94	27	368.17	984.5	1113.2	
VII. Основная коллективная Cu-Pb флотация												
Концентрат ОКФ Cu-Pb	11.47	30	34	79.33	91.2	Концентрат ОКФ Cu-Pb флотации	13.46	31	39.98	88.83	102.8	

Продолжение таблицы 9

Концентрат КФ Cu-Pb	2.98	28	8.85	22.76	25.8	Хвосты ОКФ Cu-Pb флотации	10.95	17	32.52	155.38	166.7
Хвосты I перерешетки	9.96	19	29.58	127.12	137.5						
Вода				15	15						
Итого	24.41	23	72.43	244.21	269.5	Итого	24.41	23	72.43	244.2 1	269.5
I перерешетка											
Концентрат ОКФ	13.46	31	39.98	88.83	102.8	Концентрат I перерешетка	8.74	33	25.96	52.71	61.7
Хвосты II перерешетки	5.24	18	15.56	71	76.4	Хвосты I перерешетка	9.96	19	29.58	127.12	137.5
Вода	—	—	—	20	20						
Итого	18.7	24	55.54	179.83	199.2	Итого	18.7	24	55.54	179.83	199.2
II перерешетка											
Концентрат I перерешетка	8.74	33	25.96	52.71	61.7	Концентрат II перерешетка	7.5	35	22.28	41.38	49.2
Хвосты III перерешетка	4	22	11.88	41.5	45.6						
Вода	—	—	—	18.17	18.17	Хвосты II перерешетка	5.24	18	15.56	71	76.4

Продолжение таблицы 9

Итого	12.74	25	37.84	112.38	125.6	Итого	12.74	25	37.84	112.38	125.6
III перечистка											
Концентрат II перечистка	7.5	35	22.28	41.38	49.2	Концентрат III перечистка	2.3	37	10.4	17.7	21.4
Вода	—	—	—	17.82	17.82	Хвосты III перечистка	4	22	11.88	41.5	45.6
Итого	7.5	27	22.28	59.2	67	Итого	7.5	27	22.28	59.2	67
VIII.Контрольная Cu-Pb флотация											
Хвосты ОКФ Cu-Pb флотации	10.95	17	32.52	155.38	166.7	Концентрат КФ Cu-Pb	2.98	28	8.85	22.76	25.8
Вода						Хвосты КФ Cu-Pb	7.97	15	23.67	132.62	140.9
Итого	10.95	17	32.52	155.38	166.7	Итого	10.95	17	32.52	155.38	166.7
IX.Основная селективная Pb флотация											
ККФ Pb	0.5	28	1.49	3.83	4.35	Концентрат ОСФ Pb	5.31	30	15.77	36.8	42.3
Концентрат III перечистки ОФ Cu-Pb	3.5	37	10.4	17.7	21.3	Хвосты ОСФ Pb	2.19	15	6.5	37.38	39.7
Хвосты I перечистки Pb фл	3.5	17	10.4	52.05	55.7						
Вода				0.6	0.6						
Итого	7.5	23	22.29	74.18	82	Итого	7.5	23	22.29	74.18	82
I перечистка											
Концентрат ОСФ Pb	5.31	30	15.77	36.8	42.3	Концентрат I перечистка	4.19	32	12.44	26.44	30.8

Продолжение таблицы 9

Хвосты II перечистки	2.38	17	7.06	33.8	32.3	Хвосты I перечистка	3.5	17	10.4	52.05	55.7
Вода				7.89	7.89						
Итого	7.69	23	22.84	78.49	79.5	Итого	7.69	23	22.84	78.49	85.5
II перечистка											
Концентрат I перечистка	4.19	32	12.44	26.44	30.8	Концентрат II перечистка	3.13	36	9.3	16.53	19.8
Хвосты III перечистки	1.32	21	3.92	15.19	16.5	Хвосты II перечистка	2.38	17	7.06	33.8	36.2
Вода				8.7	8.7						
Итого	5.51	25	16.36	50.33	56	Итого	5.51	25	16.36	50.33	56
III перечистка											
Концентрат II перечистка	3.13	36	9.3	16.53	19.8	Концентрат III перечистка	1.81	38	5.38	8.78	10.7
Вода				7.44	7.44	Хвосты III перечистка	1.32	21	3.92	15.19	16.5
Итого	3.13	36	9.3	23.97	27.2	Итого	3.13	36	9.3	29.97	27.2
X.Контрольная Pв флотация											
Хвосты ОСФ Pв	2.19	15	6.5	37.38	36.7	Концентрат контрольной Pв фл	0.5	28	1.5	3.86	4.4
Вода						Хвосты контрольной Pв фл	1.69	13	5	33.52	35.2
Итого	2.19	15	6.5	37.38	39.7	Итого	2.19	15	6.5	37.38	39.7
Сгущение Pв концентрат											
Концентрат III перечистка	1.81	38	5.38	8.78	10.7	Сгущенный концентрат	1.81	65	5.38	2.9	4.78
Фильтрат				1.55	1.55	Слив в сгуститель				7.47	7.47
Итого	1.81	34	5.38	10.33	12.25	Итого	1.81	34	5.38	10.33	12.25
Фильтрация Pв концентрат											

Продолжение таблицы 9

Сгущенный концентрат	1.81	65	5.38	2.9	4.78	Кек	1.81	80	5.38	1.35	3.23
						Фильтрат				1.55	1.55
Итого	1.81	65	5.38	2.9	4.78	Итого	1.81	65	5.38	2.9	4.78
Сушка Pb концентрат											
Кек	1.81	80	5.38	1.35	3.23	Концентрат Pb	1.81	95	5.38	0.28	2.16
						Пар				1.07	1.07
Итого	1.81	80	5.38	1.35	3.23	Итого	1.81	80	5.38	1.35	3.23
XI. Основная селективная Zn флотация											
Хвосты контрольной Cu-Pb фл	7.97	15	23.67	132.62	140.9	Концентрат ОСФ Zn	17.47	30	51.89	121.08	139.2
Хвосты I перечистки	14.67	18	43.57	196.2	211.4	Хвосты ОСФ Zn	7.52	9	22.33	229.83	237.6
ККФ Zn	2.42	28	7.19	18.49	21						
Вода				3.6	3.6						
Итого	25	17	74.43	350.91	376.9	Итого	25	17	74.43	350.91	376.9
I перечистка											
Концентрат ОСФ Zn	17.47	30	51.89	121.08	139.2	Концентрат I перечистка	14.1	32	41.88	89	103.6
Хвосты II перечистка	11.3	20	33.56	138.17	149.9	Хвосты I перечистка	14.67	18	43.57	196.2	211.4
Вода				25.95	25.95						
Итого	28.77	23	85.45	285.2	315	Итого	28.77	23	85.45	285.2	315
II перечистка											
Концентрат I перечистка	14.1	32	41.88	89	103.6	Концентрат II перечистка	10.97	34	32.58	63.24	74.53

Продолжение таблицы 9

Хвосты III перечистки	8.1	22	24.06	87.28	95.7	Хвосты II перечистка	11.3	20	33.56	138.17	149.9
Вода				25.13	25.13						
Итого	22.2	25	65.94	201.4	224.43	Итого	22.2	25	65.94	201.4	224.43
III перечистка											
Концентрат II перечистка	10.97	34	32.58	63.24	74.53	Концентрат III перечистка	6.37	36	18.92	33.64	40.3
Хвосты IV перечистки	3.5	23	10.4	34.88	38.52	Хвосты III перечистка	8.1	22	24.06	87.28	95.7
Вода				22.8	22.8						
Итого	14.47	26	42.98	120.92	135.9	Итого	14.47	26	42.98	120.92	135.9
IV перечистка											
Концентрат III перечистка	6.37	36	18.92	33.64	40.3	Концентрат IV перечистка	2.87	38	8.52	13.9	16.92
Вода				15.14	15.14	Хвосты IV перечистка	3.5	23	10.4	34.88	38.52
Итого	6.37	36	18.92	48.78	55.44	Итого	6.37	36	18.92	48.78	55.44
XII. Контрольная Zn флотация											
Хвосты ОСФ Zn	7.52	9	22.33	229.83	237.6	ККФ Zn	2.42	28	7.19	18.49	21
Вода						ХКФ Zn	5.1	7	15.14	211.34	216.6
Итого	7.52	9	22.33	229.83	237.6	Итого	7.52	9	22.33	229.83	237.6
Сгущение Zn концентрат											
Концентрат IV перечистка	2.87	38	8.52	13.9	16.92	Сгущенный концентрат	2.87	65	8.52	4.59	7.57
Фильтрат				2.47	2.47	Слив в сгуститель				11.78	11.78
Итого	2.87	34	8.52	16.37	19.39	Итого	2.87	34	8.52	16.37	19.39
Фильтрация Zn концентрат											

Продолжение таблицы 9

Сгущенный концентрат	2.87	65	8.52	4.59	7.57	Кек	2.87	80	8.52	2.12	5.1
						Фильтрат				2.47	2.47
Итого	2.87	65	8.52	4.59	7.57	Итого	2.87	65	8.52	4.59	7.57
Сушка Zn концентрат											
Кек	2.87	80	8.52	2.12	5.1	Концентрат Zn	2.87	95	8.52	0.44	3.4
						Пар				1.7	1.7
Итого	2.87	80	8.52	2.12	5.1	Итого	2.87	80	8.52	2.12	5.1
Сгущение Cu концентрат											
Хвосты КФ Рь	1.69	13	5	33.52	35.2	Сгущенный концентрат	1.69	65	5	2.7	4.44
Фильтрат				1.44	1.44	Слив в сгуститель				32.2	32.2
Итого	1.69		5	34.96	36.64	Итого	1.69		5	34.96	36.64
Фильтрация Cu концентрат											
Сгущенный концентрат	1.69	65	5	2.7	4.44	Кек	1.69	80	5	1.25	3
						Фильтрат				1.44	1.44
Итого	1.69	65	5	2.7	4.44	Итого	1.69	65	5	2.7	4.44
Сушка Cu концентрат											
Кек	1.69	80	5	1.25	3	Концентрат Cu	1.69	95	5	0.25	2
						Пар				1	1
Итого	1.69	80	5	1.25	3	Итого	1.69	80	5	1.25	3

Частный выход слива от операции находим через пропорцию:

$$\frac{262.5 - 100}{100 - x (\gamma)} = \frac{100 * 100}{262.5} = 38\%$$

$$T_c = \frac{0.38 * 0.81 * (1 - 0.7 * 0.32 * \frac{(2.7)^{0.25}}{(2.8)^{0.25}})}{0.81 - (1 - 0.7 * 0.32 * \frac{(2.7)^{0.25}}{(2.8)^{0.25}}) * (1 - 0.38)} = 0.52$$

Содержание твердого в сливе гидроциклона равно 52%. Расчет схемы выполнен стандартным методом.

Масса добавляемой воды в измельчение I рассчитывается по уравнению баланса воды и составит:

$$L_I = W_2 - W_0 - W_4 = 334.1 - 113.2 - 15.6 = 205.3 \text{ т/ч.}$$

Масса добавляемой воды в поперочную классификацию I стадии измельчения составит:

$$L_{II} = W_3 + W_4 - W_2 = 274.2 + 113.2 - 334.1 = 55.3 \text{ т/ч.}$$

Масса добавляемой воды в классификацию II стадии измельчения составит:

$$L_{IV} = W_9 + W_{10} - W_5 - W_{11} = 631.1 + 305 - 422 - 274.2 = 239.9 \text{ т/ч.}$$

Масса добавляемой воды в измельчение II составит:

$$L_V = W_{11} - W_{10} = 422 - 305 = 117 \text{ т/сут.}$$

Баланс воды по рассчитанной схеме приведен в таблице 10.

Таблица 10- Баланс воды

ПОСТУПАЕТ		ВЫХОДИТ	
Наименование продуктов	Масса продукт ов, т/ч	Наименование продуктов	Масса продуктов, т/ч
Вода с рудой	15.6	Хвосты Контрольной Рв флотации	33.52
Вода в Измельчение I стадии	205.3		
Вода в Классификацию I стадии	53.3		

Вода в Классификацию II стадии измельчения	239.9		
Вода в Измельчение II стадии	117		
Основная коллективная Cu-Pb-Zn флотацию	162.26		
Основная коллективная Cu-Pb флотацию	15		
I перерешетка	20		
II перерешетка	18.17		
III перерешетка	17.82		
Основная селективная Pb флотация	0.6		
В I перерешетку	7.89		
В II перерешетку	8.7		
В III перерешетку	7.44	Вода с концентратом III перерешетки ОСФ Pb	8.78
Основная селективная Zn флотация	3.6	Вода с концентратом IV перерешетки ОСФ Zn	13.9
В I перерешетку	25.95	Хвосты с водой КФ Zn	211.34
В II перерешетку	25.13	Хвосты Cu-Pb-Zn с водой КФ	714.06
В III перерешетку	22.8		
В IV перерешетку	15.14		
Итого	981.6	Итого	981.6

3.3 Выбор и технологический расчёт основного оборудования

3.3.1 Оборудование для дробления

Для крупного дробления, при максимальной крупности исходной руды $D_{\max} = 650$ мм, подходят стандартные дробилки ЩДП. Часовая производительность крупного дробления составляет 591 т/ч. Устанавливаем дробилку ЩДП 15x21.

Для получения предварительных данных расчет проводится для коэффициента загрузки $K_3 = 0.85$. В этом случае производительность дробилки должна составить: $Q_p = Q_0 / 0.85 = 591 / 0.85 = 708$ т/ч.

Значения коэффициентов:

- 1) при $f = 16$ коэффициент $K_f = 0.95$;
- 2) коэффициент K_k для этого типоразмера дробилки составит: $K_k = 1.0$;
- 3) при $W = 5\%$ коэффициент $K_w = 1.0$.

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

$$i_p = i_{\min} + \frac{Q_n}{K_3 \cdot (q_{\max} - q_{\min}) \cdot K_f \cdot K_k \cdot K_w \cdot \delta_n} \cdot (i_{\max} - i_{\min}), \text{ мм},$$

где i_p – размер разгрузочного отверстия дробилки, мм;

K_f – коэффициент, учитывающий крепость руды по М. Протодьякову;

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, $\text{м}^3/\text{ч}$;

q_{\max} – производительность дробилки при максимальной величине разгрузочного отверстия, $\text{м}^3/\text{ч}$;

δ_n – насыпная плотность руды, $\text{т}/\text{м}^3$.

$$i_p = 135 + \frac{708 - 0.95 \cdot 1.0 \cdot 1.0 \cdot 1.7 \cdot 450}{(750 - 450) \cdot 0.95 \cdot 1.0 \cdot 1.0 \cdot 1.7} \cdot (225 - 135) = 131 \text{ мм}.$$

Т.к. $i_{\min} < i_p < i_{\max}$, то принимаем $i_p = 135$ мм.

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

$$d_n = i_p \cdot Z_1, \text{ мм},$$

$$d_1 = 135 \cdot 1.7 = 230 \text{ мм}.$$

Для этого варианта степени дробления составят:

$$S_I = 650 / 230 = 2.82;$$

$$S_{II} = 3.68;$$

$$S_{III} = \frac{50.02}{2.82 \cdot 3.68} = 4.82;$$

Производительность дробилки, рассчитанная в соответствии с формулой составит:

$$Q_p = K_f \cdot K_k \cdot K_w \cdot q_{\min},$$

где K_f – коэффициент, учитывающий крепость руды по М. Протодьякову;

K_k – коэффициент, учитывающий крупность питания;

K_ω – коэффициент, учитывающий влажность руды;

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

$$Q_p = 0.95 * 1.0 * 1.0 * 450 = 726.75 \text{ т/ч.}$$

Коэффициент загрузки, рассчитанный в соответствии с формулой составит:

$$K_z = \frac{Q_{\text{п}}}{Q_p},$$

где $Q_{\text{п}}$ – часовая производительность цеха дробления, т/ч;

Q_p – расчетная производительность дробилки.

$$K_z = \frac{602}{726.75} = 0.81.$$

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 $4 \beta_4^{-60} = 80\%$. Масса отсеваемого класса определяется в соответствии с формулой:

$$Q_5 = Q_4 * \beta_4^{-75} * E_{\text{II}},$$

$$Q_5 = 591 * 0.3 * 0.8 = 142 \text{ т/ч.}$$

Загрузка дробилки составит:

$$Q_6 = Q_4 - Q_5 = 591 - 142 = 449 \text{ т/ч.}$$

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. $\beta_8^{-13} = 18\%$. Масса отсеваемого класса составит:

$$Q_9 = Q_0 * \beta_8^{-12} * E_{\text{III}} = 591 * 0.18 * 0.85 = 90.4 \text{ т/ч.}$$

Нагрузка на дробилку:

$$Q_{10} = Q_8 - Q_9 = 591 - 90.4 = 500.6 \text{ т/ч.}$$

Производительность дробилки КИД рассчитывается по формуле :

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

$$Q_p = 0.95 * 150 * 1.7 = 242.2 \text{ т/ч.}$$

Количество дробилок:

$$N = 500.6/242.2 = 2 \text{ шт.}$$

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 15x21	КСД 2200-Т	КИД-2200
Ширина приемной щели (В), мм	180	275	40
Пределы регулирования разгрузочного отверстия, мм	135-225	15-30	----
Наибольший размер куска в питании, мм	1200	250	50
Крупность дробленного продукта, мм	208	50	4
Расчетная производительность на одну дробилку, т/ч	591	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:

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

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:

$$F_p = \frac{591}{46.3 * 1.7 * 0.8 * 1.32 * 1.35 * 1 * 1 * 1} = 5.26 \text{ м}^2.$$

Исходя из полученных расчетов принимаем грохот типа ГИТ–51Н с $F = 6.12 \text{ м}^2$.

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

Значения буквенных показателей формулы составят:

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

$$\delta_n = 1.7 \text{ т/м}^3;$$

$$K = 0.53;$$

$$\beta_8^{+13} = 54 \%, L = 0.94 + (0.97 - 0.97) * (13 - 10) / (20 - 10) = 0.95$$

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

$$M = 1.18$$

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

$$F_p = \frac{591}{26.2 * 1.7 * 0.53 * 0.95 * 1.18 * 1 * 1 * 1} = 21.3 \text{ м}^2$$

Исходя из полученных расчетов принимаем грохот типа ГСТ–81Р с $F = 24$ м². 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 $d_n = 13$ мм и исходной крупностью питания равной 13 мм, наиболее целесообразно в первой стадии измельчения применить шаровые мельницы с разгрузкой через решетку.

Расчет мельницы выполнен по методу института «Механобр».

За эталон принимаем шаровую мельницу, установленную на Жезказганской фабрики размерами 3200x3100.

Эталонные условия:

- диаметр $D=3$ м;
- 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 Джезказг. руде.

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

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

Удельная производительность принятых мельниц рассчитывается по формуле :

$$q_{-74} = q_{\text{Э}} * K_{\text{и}} * K_{\text{к}} * K_{\text{т}} * K_{\text{D}} * K_{\text{L}} * K_{\text{ф}} * K_{\psi, \text{т}} / (\text{м}^3 * \text{ч}).$$

Определим поправочные коэффициенты для мельницы МШР-45x50.

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

$$K_{\text{и}} = K_{\text{фр}} / K_{\text{фгт}} = 0.88 / 1.41 = 0.62$$

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

$$K_k = m_2/m_1 = 0.90/0.975 = 0.92$$

Коэффициент $K_T = 1.0$, т.к. проектируемая и эталонная мельницы однотипны.

Коэффициенты K_ϕ и K_ψ принимаем равными 1.0, т.к. проектируемая и эталонная мельницы работают однотипно.

Для мельницы МШР–36х50 коэффициент K_D определяем по формуле:

$$K_D = \sqrt{\frac{D_{\text{пр}} - 0.15}{D_{\text{эт}} - 0.15}} = \sqrt{\frac{4.5 - 0.15}{3.2 - 0.15}} = 1.19,$$

Коэффициент K_L определяем по формуле :

$$K_L = \left(\frac{L_{\text{пр}} \sqrt{0.15}}{L_{\text{эт}} \sqrt{0.15}} \right) = \left(\frac{5.0 \sqrt{0.15}}{3.6 \sqrt{0.15}} \right) = 1.52;$$

Удельная производительность мельницы МШР–45х50 составит:

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

Производительность мельницы по руде для мельницы МШР 45*50

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

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

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

Необходимое количество мельниц I стадии.

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

где Q_0 часовая производительность измельчения.

Производим проверку мельницы по пропускной способности:

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

Коэффициент загрузки определяем по формуле:

$$K_3 = \frac{Q_{и}}{N \cdot Q_0} = \frac{297}{2 \cdot 191.8} = 0.77.$$

Аналогичным образом производим расчет остальных типоразмеров мельниц. Экономическое сравнение вариантов установки различных типоразмеров мельниц приведено в таблице 13.

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 1 шт. является наиболее целесообразным.

II стадия измельчения. Во второй стадии наиболее целесообразно установить мельницы МШР–45х50 в количестве 1 шт, это предусмотрено при расчёте количественной схемы измельчения.

Производительность мельниц второй стадии рассчитывается по формуле :

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

где 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:

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

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:

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

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

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

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

Граничная крупность слива в соответствии составит:

$$d_{\text{г}} = d_{\text{н}} / 1.75 = 178 \text{ мкм}.$$

Исходя из ответа такая граничная крупность обеспечивается гидроциклоном с $D=710$ мм.

Объемная производительность гидроциклона для $P_0=0.1$ 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 $\Phi=710$ 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 :

$$d_{\Gamma} = 1.5 * \frac{\sqrt{D * d_{\text{С}} * T_{\text{П}}}}{\sqrt{\Delta * K_{\text{D}} * P_0^{0.5} * (\delta_{\text{T}} - 1)}}, \text{ мкм}$$

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

D – диаметр гидроциклона, см;

V – объемная производительность гидроциклона, м³/ч;

K_{D} – поправка на диаметр гидроциклона. Принимается по таблице 50;

$d_{\text{С}}$ – диаметр сливного отверстия, см;

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

$T_{\text{П}}$ – содержание твердого в питании гидроциклона, %;

Δ – диаметр песковой насадки, см;

δ_{T} – плотность твердого в пульпе, т/м³.

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

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

Нагрузка по пескам выбранных гидроциклонов составляет $482.6/2=241.3$ т/ч.

Удельная нагрузка в соответствии с формулой составит:

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

Удельная песковая нагрузка по твердому должна находиться в диапазоне 0.5-2.5 на 1см² 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 перечистных 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:

$$n = \frac{V \cdot t}{60 \cdot V_k \cdot k},$$

где V -суточный объем пульпы, м³, принимается из рассчитанной шламовой схемы;

t - время флотации, мин;

V_k –объем одной камеры флотомашины, м³;

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
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 перечистка	125.6	ФМ-12.5	12.5	15	4
II перечистка	67	ФМ-12.5	12.5	12	2
III перечистка	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 перечистка	56	ФМ-6.3	6.3	10	2
II перечистка	27.2	ФМ-6.3	6.3	8	1
III перечистка	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 перечистка	224.43	ФМ-12.5	12.5	12	5
II перечистка	135.9	ФМ-12.5	12.5	8	2
III перечистка	55.44	ФМ-6.3	12.5	6	2
IV перечистка	237.6	ФМ-12.5	12.5	4	2

3.3.6 Оборудование для обезвоживание

Для сгущения подбираем оборудование по:

Потребная площадь сгущения определяется по формуле:

$$S=Q*S_{уд},$$

где Q – производительность по концентрату т/ч;

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

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

Потребная площадь для сгущения хвостов Cu равна:

$$F=24*5= 120 \text{ м}^2$$

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

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

Потребная площадь для сгущения хвостов Zn равна:

$$F=24*8.52= 205 \text{ м}^2$$

Принимаем сгуститель с периферическим приводом 18м.

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

Потребная площадь для сгущения хвостов Zn равна:

$$F=24*5.38= 129 \text{ м}^2$$

Принимаем сгуститель с периферическим приводом 18м.

Оборудования для фильтрования

Выбор и пасчет фильтров производим по удельной нагрузке

Для Pb удельная нагрузка -100кг м²/час

Для Cu удельная нагрузка -100кг м²/час

Для Zn удельная нагрузка -200кг м²/час

Площадь фильтра определяется по формуле:

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

где Q-производительность по концентрату, кг/ч.

g- удельная производительность фильтров, кг/м²*ч. Значение g=100кг/м²*ч.

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

Для Cu концентрата:

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

Для Zn 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 м².

3.4 Выбор и расчёт вспомогательных оборудования

3.4.1 Насосы

Расчет насосов для перекачки пульпы, а так же воды производится по методике предложенной в приложении 4к нормам технологического проектирования НТП-ОФ-1-66.

Для насоса:

$$Q_0 = (1+V)*Q, \text{ м}^3/\text{ч} \text{ где ,}$$

Q – производительность насоса по воде, м³/ч;

Q₀ – производительность насоса по пульпе, м³/ч;

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

Определяю манометрический напор по формуле :

$$H_M = H_r + H_{п.у.} + H_{изг} + H_{изл} \text{ Где ,}$$

H_M –полный манометрический напор, м/вод*сут;

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

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 м.

Расчитываем насос для транспортировки пульпы в ОКФ Cu-Pb-Zn:

$$Q=307.2 \text{ м}^3/\text{ч}$$

$Q_0=(1+0.28)*307.2=393.2 \text{ м}^3/\text{ч}$
 $H_{\text{пу}}=0.04*30*2^2/(0.25*2*9.8)=0.98 \text{ м вод. столба};$
 $H_{\text{изг}}=0.2*4*90/90=0.8 \text{ м вод. столба};$
 $H_{\text{М}}=14+0.98+0.8+1.5=17.28 \text{ м вод. столба};$
 По полученным данным выбираем насос ПБА-400/52.

Аналогично рассчитываются другие насосы. Результаты расчета приведены в таблице 16.

Таблица 16 - Сводная таблица расчета и выбора насосов

Назначение насоса	Типоразмер	Количество		Производительность		Напор м.вод. ст.
		раб	рез	Фактическая	Необходимая	
Разгрузка мельницы I стадии на I классификацию.	ГРА-900/67	1	1	900	606.6	67
Разгрузка мельницы II стадии, слив г/ц на II классификацию.	ГРА - 900/67	1	1	900	695.7	67
На ОКФ Cu-Pb-Zn	ПБА - 400/52	1	1	400	393.2	52
На ОКФ Cu-Pb	ПР – 63/22.5	1	1	63	33	22.5
Хвосты I пер, на ОКФ Cu-Pb	ПБА - 170/40	1	1	170	163.6	40
Хвосты II пер, на хвосты I пер	ПБА – 112/7	1	1	112	90.152	7
Хвосты III пер, на хвосты II пер	ПР – 63/22.5	1	1	63	55.63	22.5
На ОСФ Pb	П – 12.5/12.5	1	1	12.5	5.6	12.5
Хвосты I пер, на ОСФ Pb	ПБА – 112/7	1	1	112	65.16	7
Хвосты II пер, на хвосты I пер	ПР – 63/22.5	1	1	63	42.3	22.5

Продолжение таблицы 16

Назначение насоса	Типоразмер	Количество		Производительность		Напор
Хвосты III пер, на хвосты II пер	ПР – 63/22.5	1	1	63	20	22.5
На ОСФ Zn	ГРА – 350/40	1	1	350	249.4	40
Хвосты I пер, на ОСФ Рb	ГРА – 225/67	1	1	225	180	67
Хвосты II пер, на хвосты I пер	ГРА – 170/40	1	1	170	116.75	40
Хвосты III пер, на хвосты II пер	ГРА – 85/40	1	1	85	47.37	40
Хвосты IV пер, на хвосты III пер	ГРА – 85/40	1	1	85	26.88	40

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:

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

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;

$N = 6.8$ кВт.

Определяем ширину ленты:

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

где B – ширина ленты, м;

Q – перемещаемая масса, т;

k_y – коэффициент, учитывающий угол наклона 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	Мощность эл. дв., кВт/ч
С крупного дробления в среднее	28	20	1600	3	75
С бункера в среднее дробление	15	0	800	2	25
С мелкого дробления в гл. корпус	120	15	1200	1	135
С мелкого дробления на грохочение	14	18	800	1	10
Транспортер над бункером главного корпуса	115	0	1600	1	50
Горизонтальный транспортер на измельчение	25	0	800	3	25
Наклонные транспортеры на измельчение	12	15	800	2	25
Транспортер с фильтрации в сушку	21	5	600	2	10
Для сушенного концентрата на склад	18	10	600	3	10
Питатель пластинчатый после крупного дробления	10	0	1200	2	75

3.4.3 Расчет воздуходувок.

Расход воздуха для одной камеры флотомашины 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 для 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

3.4.5 Реагентное хозяйство

Выбор и расчет оборудования для приготовления растворов реагентов выполняются из условия, что растворение производится в одну смену при прерывной 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.

Расчет оборудования в записке не приводится. Результаты выбранного приведены в таблице 19. Отделение дозировки реагентов.

Реагентная площадка расположена в электропролете главного корпуса. Расчет исходных чанов производится исходя из 12-часового запаса раствора.

Питатели реагентов выбираются по каталогу, без расчетов. Результаты выбора оборудования реагентной площадки сведены в таблицу

Суточный расход необходимых реагентов приведен в таблице 18.

Таблица 18 – оборудование реагентного отделения

Оборудование	Наименование оборудования	Количество
Измельчение и гашение извести		1
Классификация гашеной извести		2
Растворение: циансплава, цинк. купорос, медн. купорос, вспениватели, сульфат натрия, железный купорос, тиосульфат натрия, активированный уголь и др.	Чан агистационный к4-3	16
Перекачка реагентов	Насос пневматический монтус	32
Перекачка серной кислоты	Насос РМК-3	2

Таблица 19 - оборудование реагентного отделения

Оборудование	Наименование	Типоразмер или емкость	Количество
Хранение раствора	Чан расходный	10м ³	12
Дозировка реагентов	Питатель реагентов	ПРНУ-3	16
Контактные чаны	Чан контактный	КЧ-2	12
Хранение раствора	Чан расходный	30м ³	6

Таблица 20 – суточный расход реагентов

Наименование	Расход, т/сут	Рабочая конц., г/л	Суточный объем раствора, м ³
Цианид	0.03	60-75	0.75
Цинковый купорос	0.97	180-200	7.27

Продолжение таблицы 20

Наименование	Расход, т/сут	Рабочая конц., г/л	Суточный объем раствора, м3
Ксантогенат	0.64	290	33.03
Сода	1.49	70-80	27.94
Медный купорос	0.35	100	5.25
Известь	0.75	20-26	5.62
Вспениватель Э1А	0.26	натуральная	3.9
Полиакриламид	0.08	60-70	2.0
Сульфид натрия	0.57	90-100	8.55
Железный купорос	0.57	100-120	8.55
Серная кислота	1.98		27.0
Сернистый натрий	1.73	90-100	25.95
Тиосульфат натрия	0.33	60-80	6.19
Активированный уголь	0.46	90-100	6.9

3.4.6 Опробование и контроль

Контроль технологического процесса обогащения руды начинается от поступления руды с рудника, кончая выдачей и отгрузкой готовой продукции и осуществляется отделом технического контроля.

Руда Риддер-Сокольного месторождения перед поступлением на фабрику взвешивается на тензовесах. Отбор проб для определения класса(-13мм) производится ежесменно, через 2 часа, для определения влажности 1 раз в неделю. Руда перед мельницами взвешивается на конвейерных весах типа ЛТМ. Отбор проб слива классификаторов и гидроциклонов осуществляется перед флотацией пробоотбирателями типа АП-1, ОП-67 с интервалом в 30 минут. Отбор проб осуществляется посекционно, средневзвешенная проба анализируется на Cu,Pb,Zn,Au,Ag. Из сменных проб отбирается навеска 200г на ситовой анализ, для определения содержания класса -74мкм.

ОТК осуществляет отбор проб продуктов флотации. Контроль ведется по приборам КИП и А за щелочностью, температурой, плотностью и расходом реагентов. Отбор проб на флотации осуществляется автоматическим пробоотбирателями типа АП-1 и ОП-67, а так же вручную.

Опробованию на химический анализ, подвергаются: коллективные концентраты и хвосты; Cu-Pb концентраты и хвосты флотации; Cu-Pb-Zn концентраты и хвосты Zn флотации; продкеты гравитационной секции. Интервал отбора проб 30,15,10,5,2 минуты, в зависимости от содержания металла и величины потока опробуемого продукта. Наличие твердого в сливе

сгустителей определяется периодически в случаях визуального определения помутнения слива.

Отчетность, по итогам работы технологического процесса, выполняется путем составления сменных,суточных и месячных балансов по твердому и основным металлам.

Сменные и суточные балансы являются технологическими и составляются сотрудниками фабрики. По итогам месяца ОТК составляются технологический и товарный балансы и определяются механические потери. Остатки руды и концентратов определяются специальными замерами.

Расход реагентов определяются по показаниям расходомеров. Концентрация реагентов определяется вручную. Кроме вышеизложенного на фабрике производится измерение расхода электроэнергии, различных энергетических параметров, расход воды, пара, время работы и простоя оборудования,различные механические параметры оборудования.

3.4.7 Хвостовое хозяйство

Годовое количество хвостов подлежащих складированию составляет для данной проектной фабрики 1466280т/год.

Потребная емкость хвостохранилища составляет:

$$V = \frac{Q_x * T}{\delta * \alpha * k} = \frac{1466280 * 25}{2.85 * 0.38 * 0.80} = 42309556 \text{ м}^3,$$

где Q_x -годовая производительность по хвостам;

T -срок существования хвостохранилища;

δ -объемный вес хвостов;

α -коэффициент пористости хвостов;

k -коэффициент использования хвостохранилища;

Хвостохранилище расположено с северо-восточной стороны по отношению к фабрике, с подветренной стороны на расстоянии 6.4км. хвостохранилище ограничено естественной возвышенностью с трех сторон. Пионерная дамба отсыпана из утопленного скального грунта. По гребню каменно-набросной дамбы уложена гравийно-галечная смксь высотой 0.3м.

По откосу плотины со стороны верхнего бьефа уложен гравийный и песчаный слой фильтра.

Намыв плотины начинается в начале мая и длится до ноября. Зимой плотина не намывается и пульпа сбрасывается под лед.

3.4.8 Методы переработки концентратов

Переработка медных концентратов осуществляется пирометаллургическим способом и включает в себя следующие основные операции: обжиг, плавка, конвертирование-огневого и электролитического рафинирование.

Переработка свинцовых концентратов осуществляется пирометаллургическим способом и включает в себя следующие операции: восстановительный обжиг, плавка, рафинирование.

Переработка цинковых концентратов осуществляется гидрометаллургическим способом, который включает в себя: обжиг, выщелачивание серной кислотой, электролиз.

4. БЕЗОПАСНОСТЬ И ОХРАНА ТРУДА

4.1 Анализ производственных опасностей и вредностей в цехах фабрики.

Проектом предусматриваем установку мельниц МШР 36*50, дробилок, флотомашин.

В связи с этим создаются следующие опасности и вредности:

В дробильном цехе опасность создается выбрасываемыми кусками руды из пасти дробилок, в цехе измельчения опасность при загрузке мельниц шарами, опасность создается движущимися частями оборудования. Большую опасность и вредность создают шум и вибрация, вызывая у людей тяжелые заболевания.

В связи с тем, что при флотации применяем различные реагенты, создается опасность отравления ядовитыми веществами. В соответствии с санитарными нормами (СН 245-71) концентрация вредных примесей не должна превышать допустимой нормы. Так свинца и его соединения не должны превышать 0.01 мг/м^3 , цианидов- 0.3 мг/м^3 .

В основном, дробильном, фильтровальном корпусах, механической мастерской, реагентном корпусе установлено электрическое оборудование различных мощностей, в каждом корпусе имеются склады горюче-смазочных материалов. В связи с этим создается опасность возникновения пожара и поражения электрическим током. В цехах фабрики возникают и такие опасности, как падение людей с высоты, непроизвольное падение.

4.2 Шум и вибрация оборудования.

Снижения уровня шума дробилок достигается:

-футерока станины в местах удара дробленого продукта износостойной резиной;

-уменьшение передачи колебаний от броневых плит на сопряженные узлы и детали путем установки прокладок из материалов с высоким внутренним парением;

-звукоизоляция загрузочного устройства и установка дробилки на виброизоляторы;

-виброизоляция корпуса дробилки от фундамента с помощью прокладки из резины;

Снижение шума короба грохота и подшипниковых узлов достигается:

-установкой между вибратором и рамой грохота виброизометров;

Применяют резиново-металлические амортизаторы, металлические пружины, залитые в резиновые станины;

-жидкие поверхности грохота обклеивают твердой резиной толщиной 10-12мм,

Что позволяет снизить звук.

Снижения шума насосов.

Определяющим источником шума насосов является аэродинамический шум при режиме отдувке. Уровень шума насосов снижается путем:

-звукоизоляции узла воздухораспределителя за счет применения кожуха.

Источниками шума в цехе измельчения являются: работающие электродвигатели, мельницы, транспортеры, в частности асинхронные двигатели.

Частота-835Гц. Амплитуда колебаний $5 \cdot 10^{-6}$ см и при $r=2$. Диаметр корпуса электродвигателя 35см.

4.3 Противопожарные мероприятия.

Проектируемое предприятие относится по пожароопасности к категории Д, по огнестойкости ко 2 категории.

Причины возникновения пожаров:

-недостатки в строительных конструкциях, сооружениях, планировке помещений, дефекты обрудований.

-нарушение режимов технологических процессов, т.к для осуществления большинства процессов необходимо применение электроэнергии, топлива, горючих веществ;

-неисправность электрических устройств;

-неосторожность и небрежность персонала;

5. ЭКОНОМИКА ПРОИЗВОДСТВА

5.1 Главный корпус

Строительный объём главного корпуса составляет 230000 м³ по цене 35 000 тенге за 1 м³.

1. Стоимость корпуса составит:
 $230000 * 35 000 = 8 050 000 000$ тенге.
2. Стоимость строительных металлоконструкции составит при цене 80 000 тенге за 1 тонну металлоконструкций:
 $(230000 * 2/1000) * 80000 = 36 800 000$.
3. Стоимость технологических металлоконструкции составит:
 $(230000 * 1/1000) * 80000 = 18 400 000$.
4. Общая стоимость корпуса составит: 8 105 200 000 тенге.
5. Накладные расходы составляют 22% и равны :
 $8 105 200 000 * 0.22 = 1 783 144 000$ тенге.
6. Плановые накопления составляет 3% и равны: 243156000 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: 1 460 815 228 тенге.
Всего стоимость строительных работ по главному корпусу составит 2 055 162 223 тенге.

5.2 Расчёт стоимости основного и вспомогательного оборудования

Таблица 22 – Стоимость основного и вспомогательного оборудования корпуса круного, среднего и мелкого дробления и главного корпуса

Наименование	Типоразмер	Количество	Цена за единицу, тенге	Общая стоимость, тенге
Дробилки	ЩДП-1200	1	12965000	12965000
	КСД-1750Гр	2	11948650	23897300
	КИД-2200	3	11950000	35850000
Мельница	МШР 36x50	4	59690400	238761600
Грохот	ГИТ-61	5	84320000	421600000
Гидроциклон	ГЦ-1	6	150000	423425345
Насос	ПР	2	75000	42425445
Сгуститель	Ц-	3	6550000	324563000
Фильтр	БОУ-	4	7420000	48575220

Продолжение таблицы 22

Наименование	Типоразмер	Количество	Цена за единицу, тенге	Общая стоимость, тенге
Флотомашина	ФМ-25	5	250000	4527227
	ФПМ12.5	10	150000	
Воздуходувка	ТВ-	10	67500000	42520000
Питатель	Р-	22		87880000
Конвейер	В=	1	78055000	7000000
Вакуум насос	ВВН-	12	4500000	50000000
Всего			7850000000	884287000000

Амортизационные отчисления **% от стоимости оборудования ***** тенге.

5.3 Расчёт стоимости вспомогательных материалов

Таблица 23 – Расчет стоимости вспомогательных материалов

Наименование	Норма расхода кг/т	Расход в год т/ год	Цена за единицу тенге/ тонна	Сумма в год, тенге
ПАА	0.05	55	270000	18450000
Дизтопливо	0.138	156.8	60000	1401000
Бронь ЩДП	0.011	14.5	80000	1041200
Бронь мельниц	0.10	120	77000	11255400
Траспортерная лента	0.014	16.5	1400	21550
Сетка	0.05	75	2300	215500
Вспениватель Т-80	50	63	101200	6454100
Смезочные материалы мельниц	0.26	254	45700	11881300
Всего				3554775250

Таблица 24 – Определение энергетических нагрузок

Наименование	Количество		Общая установочная мощность		Коэффициент использования мощности	Часов работы		Годовой расход э/энергии, кВт-ч
	Раб.	Рез.	Раб., кВт	Рез., кВт		В сут ки	В год	
ЩДП-9х12	1	-	90	-	0,65	21	8760	512460
КСД-2200 ГР	1	-	160	-	0,65	21	8760	911040
КИД – 2200	1	-	500	-	0,65	21	8760	2847000
МШР 40х50	2	-	2500	-	0,65	24	8760	14235000
ГИТ – 31	1	-	5.5	-	0,65	24	8760	31317
ГИТ – 41	1	-	11	-	0,65	24	8760	62634
ПВПА 265/22.5	2	-	4	-	0,65	24	8760	22776
ПБА 400/52	4	-	4	4	0,65	24	8760	22776
Ц – 17.5	1	-	2	-	0,65	24	8760	17082
Ду68-2.5	1	-	1	-	0,65	24	8760	5694
ФМ – 12.3	38		7.5			24	8760	42705
ФМ – 6.3	26		7.5			24	8760	42705
Ширина - 800	5		10			24	8760	56940
Всего	-	-	-	-	-	-		18348909
Сантехническая нагрузка-5%	-	-	-	-	-	-	5	9174454
Ремонтная нагрузка 7-9%	-	-	-	-	-	-	7,1	1302772
Освещение по расчету 1 кВт мощности на 100м ²	-	-	-	-	-	-	1,9	348629
Потери в сетях 0,5%	-	-	-	-	-	-	0,5	91744
Всего по объекту	-	-	-	-	-	-		29266508

5.4 Стоимость энергозатрат

Годовой расход электроэнергии составляет 26005853 кВт по цене 9 тенген за 1кВт. Стоимость электроэнергии составит:

$17005853 * 8 = 225052667$ тенге.

Годовой расход воды составляет 1855214 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 1 м³.

Стоимость – $4000000 * 4 = 170000000$ тенге.

Оборотной – $700000 * 1.85 = 1540000$ тенге.

Всего– 151400000 тенге.

5.5 Заработная плата

Определение численного профессионального состава трудящихся. Расстановочные основы 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 25– 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	41200	156900	1582800
Машинист конвейера	3	41200	156900	1482800
Машинист насосов	3	41200	156900	1282800
Дежурный слесарь	3	41200	156900	1482800
Машинист грохочения	3	41200	156900	1582800
Рабочий по отборке проб	1	41200	156900	1882800
Инженер по ТБ	1	63500	58500	706050
Машинист ЩДП	3	63500	155500	2206000
Машинист КСД	3	63500	155500	3106000
Машинист КИД	3	63500	155500	5106000
Машинист мельниц	3	63500	155500	6106000

Продолжение таблицы 25

Должность	Количество штатных единиц	Должностной оклад, в тенге	Месячный ФЗП, в тенге	Годовой ФЗП, в тенге
Гидроциклонщик	3	63500	155500	7106000
Концентраторщик	3	63500	155500	8106000
Дежурный электрик	3	63500	155500	2106000
Слесарь КИП	2	63500	217000	5404000
Сменный мастер	4	65000	260000	1120000
Административный персонал (ИТР)				
Начальник гл. корпуса	1	60000	70000	460000
Главный механик	1	60000	60000	560000
Главный инженер	1	60000	80000	660000
Главный энергетик	1	60000	80000	960000
МОП				
Уборщик	1	52300	52300	627600
Всего ФЗП	45	2257600	2887700	435626400

5.6 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:

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

5.7 Расчет цеховых расходов

- 1) Содержание аппарата и МОП – 4461268 тенге.
- 2) Амортизация зданий и сооружений составляет 2,9% от их полной стоимости:
 $5297250000 \times 0,029 = 153620250$ тенге.
- 3) Текущий ремонт зданий и сооружений составляет 3,5% от полной стоимости зданий и сооружений:
 $5297250000 \times 0,035 = 185403750$ тенге.
- 4) Расходы на исследования и испытания составляют 1% от годового фонда заработной платы:
 $33626400 \times 0,01 = 336264$ тенге.
- 5) Затраты на охрану труда составляют 5% от годового фонда заработной платы:
 $33626400 \times 0,05 = 1681320$ тенге.
- 6) Стоимость износа малоценного и быстроизнашивающегося инвентаря составляет 0,2% от стоимости зданий и сооружений:
 $5297250000 \times 0,002 = 10594500$ тенге.

5.8 Расчет себестоимости концентратов

В таблице 26 – Оптовая стоимость концентратов

Наименование	Выпуск концентрата, т/г	Содержание металла, %	Цена за 1 т концентратов, тыс. Тг.	Сумма тыс. Тг.
Медный концентрат	43440	12	18000	296100000
Цинковый концентрат	40560	50	17000	255100000
Свицовый концентрат	68880	13	12000	195210000
Итого	152880			6135250000

1) Затраты за 1 тонну готовой продукции: (годовой расход по калькуляции)/ (оптовая цена всей продукции)= $189523684,3$ тыс. тг/ 123100000 тыс. тг = $0,64$

2) Себестоимость 1 тонны свинцового концентрата: (годовой расход все калькуляции)/ (количество продукции)= $189523684,3$ тыс. тг/ 14450 т= 11521 тг

3) Прибыль =(оптовая стоимость годовой продукции)-(себестоимость годовой продукции)= 296100000 тыс.тг – $189523684,3$ тыс. тг = $107586532,9$ тг

4) Рентабельность=(прибыль)*100 /((себестоимость годовой продукции)=

$$156556315,7 * 100/189625684,3 = 25\%;$$

5) Срок окупаемости = (общая сумма капиталовложений)/(прибыль)=
3063729760/ 1946295736=4 года.

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

В соответствии с полученным заданием разработан проект обогатительной фабрики с производительностью 2400000 тонн руды в год по переработке полиметаллических руд Риддер-Сокольного месторождения.

Проектом предусмотрено:

- трехстадиальное дробление исходной руды с предварительным грохочением во второй и третьей стадии;
- двухстадиальное измельчение с замкнутым циклом в первой и во второй стадии;
- схема коллективно-селективной флотации минералов цинка и свинца и минералов меди из хвостов контрольной свинцовой флотации;

На проектируемой обогатительной фабрике приняты следующие технологические показатели:

Содержание металла в концентратах:

Pb-51%;

Cu-21%;

Zn-56%;

Извлечение металла в концентрат:

Pb-77%;

Cu-71%;

Zn-73%;

Список использованной литературы

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

