

МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ И НАУКИ РЕСПУБЛИКИ КАЗАХСТАН

Казахский национальный исследовательский технический университет имени
К.И. Сатпаева

Горно-металлургический институт имени О. Байконурова

Кафедра металлургии и обогащения полезных ископаемых

Уйсiмбек Ақбөпе Айдарқызы

Проект обогатительной фабрики по переработке свинцово-цинковой руды
месторождения Шалкия с производительностью 1200000 тонн в год

ПОЯСНИТЕЛЬНАЯ ЗАПИСКА

к дипломному проекту

специальность 5В073700 – Обогащение полезных ископаемых

Алматы 2019

Протокол анализа Отчета подобия Научным руководителем

Обоснование:

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

Автор: Уйсимбек А. А.

Название: Проект обогатительной фабрики по переработке свинцово-цинковой руды месторождения Шалкия с производительностью 1200000 тонн в год

Дата:

Подпись Научного руководителя:

Координатор: Шамиль Телков

Коэффициент подобия 1: 16,5

Коэффициент подобия 2: 1,9

Тревога: 406

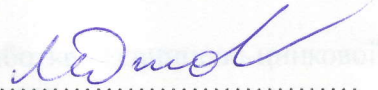
После анализа Отчета подобия констатирую следующее:

- 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:

Обнаружены заимствования не введённые
масштабы

8.05.2019



Дата

Подпись Научного руководителя

Координатор: Шамиль Гусман

Коэффициент подобия 1,15

Коэффициент подобия 2,13

Примечание: 406

По результатам анализа Отчета подобия констатируются следующие:

- обнаруженные в работе заимствования являются добросовестными и не обладают признаками плагиата. В связи с чем, допускать работу самостоятельную и допускать ее к печати.
- обнаруженные в работе заимствования не обладают признаками плагиата, но их чрезмерное количество свидетельствует о снижении ценности работы по существу и отсутствии самостоятельности ее автора. В связи с чем, работа должна быть вновь отрецензирована с целью ограничения заимствований.
- обнаруженные в работе заимствования являются недобросовестными и обладают признаками плагиата. В ней содержится преднамеренные искажения текста, указывающие на наличие заимствования недобросовестных заимствований. В связи с чем не допускается публикация работы.

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: Уйсимбек А. А.

Название: Проект обогатительной фабрики по переработке свинцово-цинковой руды месторождения Шалкия с производительностью 1200000 тонн в год

Координатор: Шамиль Телков

Коэффициент подобия 1: 16,5

Коэффициент подобия 2: 1,9

Тревога: 406

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

Барменников М.Б.

Дата

Подпись заведующего кафедрой /

начальника структурного подразделения

Протокол анализа Отчета подобия

заведующего кафедрой / начальника структурного подразделения

Окончательное решение в отношении допуска к защите, включая обоснование:

Допущен к защите

8.05.2019

Бурмешкова М.Б.

Дата

Подпись заведующего кафедрой /

начальника структурного подразделения

Коэффициент подобия 1:16,5

Коэффициент подобия 2:1,9

Требования

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 в отсутствие самостоятельности ее автора. В связи с чем, работа должна быть вновь отредактирована с целью устранения заимствований.
- Обнаруженные в работе заимствования являются недобросовестными и обладают признаками плагиата, и/или в ней содержатся предумышленные искажения текста, указывающие на попытки сокрытия недобросовестных заимствований. В связи с чем, работа не допускается к защите.

Отчет принят заимствования не обнаружены

8.05.2019

Бурмешкова М.Б.

Дата

Подпись заведующего кафедрой /

начальника структурного подразделения

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 МиОПИ

канд. техн. наук

М.Б. Барменшинова

« 17 » 05 2019 г.



SATBAYEV
UNIVERSITY

ПОЯСНИТЕЛЬНАЯ ЗАПИСКА

к дипломному проекту

на тему: Проект обогатительной фабрики по переработке свинцово-цинковой
руды месторождения Шалкия с производительностью 1200000 тонн в год

по специальности 5В073700

Выполнила Уйсімбек А. А.

Научный руководитель

Доктор PhD

И.Ю. Мотовилов

« 15 » 05 2019 г.

ОТЗЫВ

НАУЧНОГО РУКОВОДИТЕЛЯ

На дипломный проект

(наименование вида работы)

Уйсiмбек Ақбөпе Айдарқызы

(Ф.И.О. обучающегося)

5B073700 – Обогащение полезных ископаемых

(шифр и наименование специальности)

Тема: Проект обогатительной фабрики по переработке свинцово-цинковой руды месторождения Шалкия с производительностью 1,2 млн. т/год.

На время дипломного проектирования перед студенткой Уйсiмбек А.А. была поставлена задача выполнить проект обогатительной фабрики по переработке свинцово-цинковой руды месторождения Шалкия.

Уйсiмбек А.А. на основании анализа литературы и практике переработки свинцово-цинковых руд произвела выбор технологической схемы обогащения.

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

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

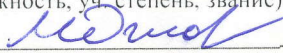
Дипломный проект Уйсiмбек А.А. соответствует техническому заданию и выполнен в необходимом объеме.

Считаю, что Уйсiмбек А.А. подготовлена к самостоятельной работе по специальности 5B073700 «Обогащение полезных ископаемых», дипломный проект заслуживает оценки «отлично» (90 баллов) и присвоения ей квалификации бакалавра по специальности обогащение полезных ископаемых.

Научный руководитель

Доктор PhD лектор

(должность, уч. степень, звание)

 Мотовилов И.Ю.

(подпись)

«15» мая 2019 г.

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 Уйсiмбек Акбөпе Айдарқызы

На тему: "Проект обогатительной фабрики по переработке свинцово-цинковой руды месторождения Шалкия с производительностью 1200000 тонн в год"

Утверждена приказом ректора университета № 1113-5 от «8» октября 2018
Срок сдачи законченного проекта: «15» 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): технологическая схема, схема цепи аппаратов, механическая флотационная машина.

Рекомендуемая основная литер:

- 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	выполнено
Выбор и расчет оборудования	25.02.2019 – 9.03.2019	выполнено
Разработка чертежей	11.03.2019 – 25.03.2019	выполнено
Безопасность и охрана труда	29.03.2019 – 12.04.2019	выполнено
Технико – экономические расчеты	29.03.2019 – 12.04.2019	выполнено
Оформление пояснительной записки	15.04.2019 – 4.05.2019	выполнено

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	И.Ю.Мотовилов Доктор PhD, лектор	9.05.2019	
Безопасность и охрана труда	И.Ю.Мотовилов Доктор PhD, лектор	2.05.2019	
Нормоконтроль	И.Ю.Мотовилов Доктор PhD, лектор	14.05.2019	

Научный руководитель  И.Ю. Мотовилов

Задание приняла к исполнению  А. А. Уйсимбек

Дата «15» января 2019 г.

АННОТАЦИЯ

Дипломдық жобаның нысаны жылына 1200000 тонна өнімділігі бар Шалқия кен орнының кендерін қайта өңдеуге арналған байыту фабрикасы.

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

Технологияның ақырғы өнімі құрамында 40% қорғасын және 55% мырыш құрайтын ұжымдық қорғасын-мырыш концентраты болып табылады.

Концентраттағы қорғасын өндірісі 55% және мырыш 80%.

Өндірілетін концентраттың жылдық салмағы жылына 266,6 мың тоннаны құрайды.

Руданы қайта өңдеудің өзіндік құны 588 теңгені, 1 тонна концентраттың өзіндік құны 174,069 мың теңгені құрды.

Кәсіпорын құрылысына күрделі шығындардың өтелімділігі мерзімі - 3 жыл.

АННОТАЦИЯ

Объектом дипломного проекта является обогатительная фабрика по переработке руд месторождения Шалкия с производительностью 1200000 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 свинцово концентрата. Выполнены чертежи: технологическая схема, схема цепей аппаратов и чертеж флотационной машины.

Конечным продуктом технологии является свинцовый концентрат с содержанием свинца 40%, и цинковый концентрат с содержанием цинка 55%.

Извлечение свинца в концентрат составило 55 % и цинка 80 %.

Годовая масса полученного концентрата 266,666 тонн в год.

Себестоимость переработки руды составила 588, себестоимость 1 тонны концентрата 174,069 тыс. тенге.

Срок окупаемости капитальных затрат на строительство предприятия 3 года.

LEAD

The object of diploma project is Ore Processing Concentrating Plant for Yubileyniy deposit with a capacity of 1200000 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 lead and zinc concentrate. The drawings performed: process flow chart, circuit and apparatus chart and flotation chart.

Final product of the technical process was bulk lead and zinc concentrate, with a lead content of 40% and zinc content of 55%.

When extracting lead into the concentrate of 55 % and zinc of 80%.

Annual mass of obtained concentrate is 266,666 tons per year.

The prime cost of ore processing is 588, prime cost of 1 ton of concentrate is 174,069 thousand tenge.

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

СОДЕРЖАНИЕ

	Введение.....	10
1	Общая пояснительная записка.....	12
1.1	Краткая характеристика предприятия.....	12
1.2	Основные технологические и проектные решения.....	13
1.3	Состав обогатительной фабрики.....	13
1.4	Комплексность и использования сырья.....	14
2	Генеральный план, транспорт и рекультивация.....	15
2.1	Генеральный план.....	15
2.1.1	Характеристика района и площадки строительства.....	15
2.2	Транспорт.....	15
2.2.1	Виды транспорта и грузооборот.....	15
2.2.2	Автомобильные дороги.....	16
2.3	Рекультивация нарушенных земель.....	16
2.3.1	Перечень нарушенных земель подлежащих рекультивации.....	16
2.3.2	Методы восстановления участков.....	16
3	Технология производства, обеспечение энергоресурсами.....	18
3.1	Технология производства.....	18
3.1.1	Сырьевая база, характеристика сырья.....	18
3.1.2	Режим работы цехов и расчет производительности.....	19
3.1.3	Краткий анализ работы действующей фабрики.....	20
3.1.4	Выбор и обоснование технологической схемы.....	20
3.1.5	Выбор и расчет схемы дробления.....	21
3.1.6	Выбор и расчет схемы измельчения.....	25
3.1.7	Расчет баланса металлов и количественной схемы обогащения...	27
3.1.8	Выбор схемы обезвоживания.....	31
3.1.9	Расчет водно-шламовой схемы.....	32
3.1.10	Выбор и технологический расчет основного оборудования.....	37
3.1.10.1	Оборудование для дробления.....	37
3.1.10.2	Выбор оборудования для грохочения.....	40
3.1.10.3	Выбор оборудования для измельчения.....	41
3.1.10.4	Выбор оборудования для классификации.....	44
3.1.10.5	Выбор оборудования для флотационного обогащения.....	46
3.1.10.6	Выбор оборудования для обезвоживания.....	48
3.1.11	Выбор и расчет вспомогательного оборудования.....	49
3.1.12	Реагентное хозяйство.....	52
4	Безопасность и охрана труда.....	54
4.1	Общая характеристика предприятия.....	54
4.2	Организация охраны труда.....	54
4.3	Инженерные расчеты по охране и безопасности.....	55
4.3.1	Расчеты искусственного-естественного освещения.....	55
4.4	Электро – и пожаробезопасность предприятия.....	57
5	Экономика производства.....	58
5.1	Главный корпус.....	58

5.2	Расчет стоимости вспомогательных материалов.....	58
5.3	Стоимость энергозатрат.....	59
5.4	Заработная плата.....	60
5.5	Расчет расходов на содержание оборудования.....	61
5.6	Расчет цеховых расходов.....	61
	Заключение.....	63
	Список литературы.....	64
	Приложение А.....	65

ВВЕДЕНИЕ

Месторождение Шалкия открыто в начале 60-х годов и по общим запасам руды в настоящее время, является одним из главных потенциальных сырьевых источников для цветной металлургии Республики Казахстан.

Месторождение можно рассматривать как состоящее из двух участков Северо-Западного и Юго-Восточного несколько отличающихся друг от друга соотношением содержаний свинца и цинка. В целом все шалкинские руды можно привести к одному промышленному и технологическому типу и характеризовать как свинцово-цинковые. Максимально суммарное содержание ценных металлов по месторождению составляет не более 4,5 %, где 70-80 % составляет цинк и 30- 20 % свинец. По суммарному содержанию металлов данное месторождение можно отнести к категории бедных.

Практически все ранее выполненные исследования по разработке технологии обогащения руды Шалкинского месторождения были посвящены флотационному обогащению, на основании которых были рекомендованы коллективно-селективные и селективные схемы переработки. В 2000 годах осуществлялась промышленная переработка руды Шалкинского месторождения на Кентауской обогатительной фабрике. Однако получаемые технологические показатели были очень низкие. Это связано с определенными трудностями, возникшими в процессе переработки этих руд (высокая крепость руды, недостижимая требованиям тонина помола, несоответствие используемой технологической схемы обогащения рекомендованной, наличие в руде углистого вещества)

В 2001 году месторождение было приобретено ТОО «Тау-Кен», позже переименованным в ТОО «ШалкияЦинк». В период с 2002 по 2004 годы проведены ремонтно-восстановительные работы, приобретено горное-шахтное оборудование. В марте 2004 года была возобновлена добыча руды на руднике. Было добыто около 2 млн. тонн руды. В ноябре 2008 года по причине резкого падения цен на цинк и свинец в связи с мировым кризисом добыча на руднике Шалкия была приостановлена по согласованию с Министерством энергетики и природных ресурсов РК. В июне 2014 года АО «Самрук-Казына» приобрело 100% акций АО «ШалкияЦинк ЛТД». В июле 2014 года акции АО «ШалкияЦинк ЛТД» переданы в уставный капитал АО «Тау-Кен Самрук».

В 2016 году Micon оценило запасы руды на месторождении Шалкия по категориям Измеренные, Предполагаемые и Перспективные (бортовое содержание – 3,0% ZnEq, JORC 2012) в объеме 148,9 млн тонн, с содержанием Pb – 1,658.0 тыс. тонн (среднее содержание – 1.11%) и Zn – 5,966.7 тыс. тонн (среднее содержание – 4.01%). Забалансовые запасы руды – 119,6 млн. тонн с содержанием Zn – 2,71% и Pb – 0,61%.

У месторождения имеется собственная железная дорога протяженностью 27 км, собственные электролинии - 16 км, собственная подстанция с 2-мя трансформаторами по 40 МВт каждый, обеспеченность водой, развитая подземная инфраструктура.

На сегодняшний день проводятся работы по расширению действующего рудника и строительству обогатительной фабрики мощностью 4 млн. тонн руды в год, объемом выпуска 100 тыс. тонн цинка в цинковом концентрате и 20 тыс. тонн свинца в свинцовом концентрате. В 1 квартале 2020 года планируется запустить в эксплуатацию 1-ый пусковой комплекс мощностью 2 млн. тонн руды в год.

1. ОБЩАЯ ПОЯСНИТЕЛЬНАЯ ЗАПИСКА

1.1 Краткая характеристика предприятия

Казахстан занимает 4 место в мире по добыче цинковой руды и производству цинка. На территории республики геологами обнаружено более 16 крупных месторождений. Добыча цинка в Казахстане – перспективное инвестиционное вложение, ведь природные ресурсы государства насчитывают еще множество богатых неразработанных месторождений.

В Восточно-Казахстанской области насчитали четыре крупных месторождения - Малеевское (1 млн тонн/цинк), Чекмарь (2 млн тонн/цинк), Айдарлы (6 млн тонн/медь) и Горностаевское (173 тыс. тонн/никель). Данный регион можно назвать самым богатым на тяжелые цветные металлы.

Тогда как в Карагандинской области и в Кызылординской области разрабатываются месторождения цинка Жайрем (6 млн тонн) и Шалкия (5 млн тонн).

Исходные данные для проектируемой обогатительной фабрики является свинцово-цинковая руда месторождения Шалкия. Заданная производительность 1 200 000 тонн руды в год. Содержание свинца в руде 1% и цинка 3.5%. Продукцией проектируемой обогатительной фабрики является свинцово-цинковый концентрат.

На месторождении выделено два основных рудных тела - Нижнее и Верхнее. Нижнее занимает почти всю под-пачку 3, а Верхнее обособляется в нижней половине разреза подпачки 5. Оба рудных тела имеют пластовую форму, значительную протяженность по простиранию (1600-2500 м) и падению (600-1300 м), простиранию (1600-2500 м), смяты в складки и осложнены разрывами вместе с вмещающими породами.

Все руды месторождения относятся к свинцово-цинковому типу с преобладанием цинка над свинцом. Отношение свинца к цинку колеблется от 1:2 до 1:20. Среднее содержание свинца - 0,89%, цинка - 3,2%. Наиболее обогащена свинцом часть рудовмещающего блока, в первом приближении совпадающая с Рудной синклиналью и ее северо-восточным крылом, где наблюдаются повышенные мощности рудных тел (и рудных пачек). К северо-востоку и юго-западу наблюдается относительное обогащение рудных тел цинком при общем снижении суммы свинца и цинка. Наблюдается обогащение свинцом центральных частей рудных тел, а цинком - кровли и почвы. Нижнее тело по содержанию полезных компонентов в 1,5 раза богаче Верхнего. Содержание железа в рудах незначительное и вполне согласуется с их низкой пиритностью. Содержание меди в рудах измеряется сотыми долями процента. По минеральному составу и текстурно-структурной характеристике руд Нижнее и Верхнее рудные тела не отличаются друг от друга. Главные минералы - сфалерит, галенит, пирит, доломит, кварц, кальцит, серицит, второстепенные - арсенопирит, блеклая руда, англезит, церуссит, смитсонит, гетит, гидрогетит, хлорит, флюорит, редкие и очень редкие - халькопирит, бурнонит, буланжерит,

мар-казит, эпидот, апатит, калишпат. В основании фаменского карбонатного разреза среди туфогенно-аргиллитовых отложений корпешской пачки вскрыты мономинеральные скопления ангидрита. В рудах преобладает сфалерит в виде мономинеральных вкраплений и пирит-сфалеритовых слойков, содержащих в небольшом количестве галенит. Мощность слойков не превышает 2 мм. Преобладающий размер включений сфалерита - от сотых до первых десятых долей миллиметра.

Сульфидсодержащие метаморфические кварц-карбонатные прожилки заключают около 15% общего количества сфалерита в руде. В них сфалерит крупнокристаллический (до 10-12 мм), имеет различную окраску. Содержание кадмия в сфалеритах 0,1-0,78%. Галенит в слоистой руде не образует заметных скоплений. Размеры его вкраплений - сотые доли миллиметра, редко 0,5 мм. В галените в небольших количествах присутствуют серебро, сурьма, висмут. Пирит развит в виде послойной вкрапленности (размером 0,005-0,2 мм), слойков мощностью до 3-4 мм. Пирит Шалкии беден примесями. В небольшом количестве в нем присутствуют никель, кобальт, ванадий. Руды Шалкии четко стратифицированы, слабо метаморфизованы и являются естественным членом разреза рудоносной толщи.

1.2. Основные технологические проектные решения

Принятый основной метод обогащения - флотационный. Схема флотации коллективная, с получением свинцового и цинкового концентратов.

Подготовительные процессы:

- трехстадианное дробление с предварительным грохочением во второй и третьей стадиях;

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

Вспомогательные процессы:

- двухстадиальное обезвоживание цинкового и свинцового концентратов, путем сгущения и последующего фильтрования.

Все процессы осуществляются с применением стандартного технологического оборудования.

1.3 Состав обогатительной фабрики

Шалкия – крупнейший производитель цинка и свинца в Казахстане, ведущая международная компания по добыче и переработке природных ресурсов.

Корпорация включает в себя два основных рудных тела:

- Нижнее и Верхнее. Нижнее занимает почти всю под-пачку 3, а Верхнее обособляется в нижней половине разреза подпачки 5.

В состав обогатительной фабрики состоит из 6 основных цехов:

- корпус дробления № 1, корпус дробления №2;
- главный корпус № 1, главный корпус № 2;
- фильтровально – сушильное отделение;
- хвостовое хозяйство.

В состав обогатительной фабрики входит:

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

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

- цех нагнетателей;
- фильтрационный зал;
- склад готовой продукции;
- отгрузочная площадка.

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

1.4 Комплексность использования сырья

Основными полезными минералами в рудах являются сфалерит, галенит и пирит, которые имеют очень тонкую вкрапленность от пылевидной до 0,1 мм и характеризуются тесным взаимопрорастанием между собой, а также с вмещающими минералами пустой породы, в частности кварцем и карбонатами. Присущая рудам весьма тонкая вкрапленность минералов свинца и цинка осложняется присутствием в них углистого вещества с высоким содержанием графита, который присутствует как во вмещающих породах, так и в полезных минералах. Наличие в руде органического углерода может привести к повышению расхода реагентов, а также к снижению содержания свинца и цинка в концентратах.

2. ГЕНЕРАЛЬНЫЙ ПЛАН, ТРАСПОРТ И РЕКУЛЬТИВАЦИЯ НАРУШЕННЫХ ЗЕМЕЛЬ

2.1 Генеральный план

2.1.1 Характеристика площадки для строительства

Месторождение Шалкия открыто в 1963 году. В 2001 году месторождение было приобретено ТОО «Тау-Кен», позже переименованным в ТОО «ШалкияЦинк». В период с 2002 по 2004 годы проведены ремонтно-восстановительные работы, приобретено горное-шахтное оборудование.

В марте 2004 года была возобновлена добыча руды на руднике. Было добыто около 2 млн. тонн руды. В ноябре 2008 года по причине резкого падения цен на цинк и свинец в связи с мировым кризисом добыча на руднике Шалкия была приостановлена по согласованию с Министерством энергетики и природных ресурсов РК. В июне 2014 года АО «Самрук-Казына» приобрело 100% акций АО «ШалкияЦинк ЛТД». В июле 2014 года акции АО «ШалкияЦинк ЛТД» переданы в уставный капитал АО «Тау-Кен Самрук».

Месторождение Шалкия расположено в 17 км на северо-восток от города Жанакорган в Кызылординской области на юге Республики Казахстан. Ближайший населённый пункт, который также носит имя Шалкия, расположен в 4 км на юг от рудника и был построен в советское время для обеспечения жильём семей шахтёров. В настоящее время население посёлка составляет приблизительно 5 тысяч человек.

К руднику Шалкия проложена дорога с битумным покрытием, которая примыкает к магистральной дороге Кызылорда - Шымкент в районе города Жанакорган. Через дорожные и железнодорожные пути сообщения г. Жанакоргана обеспечивается транспортный доступ к обогатительной фабрике в городе Кентау, а также ко всей остальной части Республики Казахстан, через Шымкент - в Узбекистан и Китай и через Кызылорду - в Россию.

У месторождения имеется собственная железная дорога протяженностью 27 км, собственные электролинии - 16 км, собственная подстанция с 2-мя трансформаторами по 40 МВт каждый, обеспеченность водой, развитая подземная инфраструктура.

2.2 Транспорт

2.2.1 Виды транспорта грузооборот

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

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

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

Гидротранспорт на ОФ используется в технологических процессах:

– подаются для технологических операций вода, суспензия, пульпа, реагенты;

– перекачивается загрязненная вода в илонакопитель и другие.

Пневмотранспорт используется для подачи воздуха в отсадочные машины и вакуум-фильтры, для отсоса пыли от рабочих мест. На некоторых фабриках применяется контейнерный пневмотранспорт.

Конвейерный транспорт используется для перемещения продуктов между технологическими аппаратами и объектами. Используются ленточные и скребковые конвейеры. Их количество исчисляется десятками. Очень много имеется самотечного транспорта для перемещения грузов по трубопроводам и различным желобам.

2.2.2 Автомобильные дороги

Транспортная инфраструктура города и прилегающих населенных пунктов включает автомобильные дороги республиканского и областного значения. Общая протяженность автомобильных дорог общего пользования с твердым покрытием составляет 250 км, из них республиканского значения 205 км, местного – 45 км.

Наличие автомобильных дорог республиканского значения является основополагающим фактором для повышения конкурентоспособности экономики города, равномерного развития территории, обеспечение качества жизни населения.

2.3 Рекультивация нарушенных земель

2.3.1 Перечень нарушенных земель, подлежащих рекультивации

Рекультивация относится к мероприятиям восстановительного характера, направленным на устранение последствий воздействия промышленного производства на окружающую среду, в первую очередь, на земли, и рассматривается как основное средство их воспроизводства.

Восстановлению нарушенных земель должны предшествовать работы по геолого-почвенному обследованию нарушаемой и восстанавливаемой территории и обоснованию направления рекультивации.

2.3.2 Методы восстановления участков

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

Общие требования к обоим типам:

- тщательное разравнивание поверхности нарушенных земель;
- нанесение плодородных и потенциально плодородных пород, гумусированных почвенных слоев, лессов и лессовидных суглинков мощностью до 1,0 м;
- регулирование водного режима и баланса питательных веществ с применением глубокой обработки поверхностного слоя, внесением минеральных и органических удобрений;
- правильный подбор культур и мелиоративных севооборотов в сочетании с различными агротехническими приемами.

3. ТЕХНОЛОГИЯ ПРОИЗВОДСТВА, ОБЕСПЕЧЕНИЕ ЭНЕРГОРЕСУРСАМИ

3.1 Технология производства

Основываясь на опыте работы Шалкинской обогатительной фабрики, которая в настоящее время перерабатывает руду месторождения Шалкия, а так же на результатах исследований проведенных в лаборатории фабрики и на научно-исследовательских работах выполненных институтами ВНИИЦветмет, КазмеханобрЮ в проектзаложена технологическая схема обогащения, которая включает в себя:

- 1) трехстадиальное дробление крупности 12 мм;
- 2) двухстадиальное измельчение с получением класса – 0.074 мм – 85%;
- 3) грохочение в стадиях среднего и мелкого дробления;
- 4) классификация в гидроциклонах;
- 5) флотацию минералов Pb и минералов Zn из хвостов Pb флотации;
- 6) трехстадиальное обезвоживание концентратов включающее: сгущение, фильтрацию и сушку.

Принятая в проекте технологическая схема позволяет получить следующие технологические показатели:

- содержание Pb в Pb к-те. 40%, при извлечении 55%, и выходе 1.38%;
- содержание Zn в Zn к-те. 55%, при извлечении 80%, и выходе 5.09%.

3.2 Сырьевая база, характеристика сырья

Все руды месторождения относятся к свинцово-цинковому типу с преобладанием цинка над свинцом. Отношение свинца к цинку колеблется от 1:2 до 1:20. Среднее содержание свинца - 0,89%, цинка - 3,2%. Наиболее обогащена свинцом часть рудовмещающего блока, в первом приближении совпадающая с Рудной синклиналью и ее северо-восточным крылом, где наблюдаются повышенные мощности рудных тел (и рудных пачек). К северо-востоку и юго-западу наблюдается относительное обогащение рудных тел цинком при общем снижении суммы свинца и цинка. Наблюдается обогащение свинцом центральных частей рудных тел, а цинком - кровли и почвы. Нижнее тело по содержанию полезных компонентов в 1,5 раза богаче Верхнего.

Содержание железа в рудах незначительное и вполне согласуется с их низкой пиритностью. Содержание меди в рудах измеряется сотыми долями процента. По минеральному составу и текстурно-структурной характеристике руд Нижнее и Верхнее рудные тела не отличаются друг от друга. Главные минералы - сфалерит, галенит, пирит, доломит, кварц, кальцит, серицит, второстепенные - арсенопирит, блеклая руда, англезит, церуссит, смитсонит, гетит, гидрогетит, хлорит, флюорит, редкие и очень редкие - халькопирит,

бурнонит, буланжерит, мар-казит, эпидот, апатит, калишпат.

Сульфидсодержащие метаморфические кварц-карбонатные прожилки заключают около 15% общего количества сфалерита в руде. В них сфалерит крупнокристаллический (до 10-12 мм), имеет различную окраску. Содержание кадмия в сфалеритах 0,1-0,78%. Галенит в слоистой руде не образует заметных скоплений. Размеры его вкраплений - сотые доли миллиметра, редко 0,5 мм. В галените в небольших количествах присутствуют серебро, сурьма, висмут.

Пирит развит в виде послойной вкрапленности (размером 0,005-0,2 мм), слойков мощностью до 3-4 мм. Пирит Шалкии беден примесями. В небольшом количестве в нем присутствуют никель, кобальт, ванадий. Руды Шалкии четко стратифицированы, слабо метаморфизованы и являются естественным членом разреза рудоносной толщи. Для них характерны слоистые и брекчиевые текстуры. Месторождение крупное, разрабатывается.

3.1.2 Режим работы цехов и расчёт производительности

Производство проектируемой фабрики составляет 1200000 тонн руды в год. 300 дней в году работает дробильный цех, в 2 смены по 7 часов. Рассчитывается по формуле (1) часовая производительность цеха дробления

$$Q_0 = \frac{Q_r}{N * m * n * K_b}, \text{ т/ч}; \quad (1)$$

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: $K_b = 1$. $N=300$.
 $m=2$. $n=7$.

$$Q_0 = \frac{2400000}{300 * 2 * 7 * 1} = 288 \text{ т/ч};$$

Рассчитывается по формуле (2) суточная производительность цеха дробления

$$Q_0 = \frac{Q_r}{300}, \text{ т/сут}; \quad (2)$$

где Q_r – годовая производительность фабрики, т/г.

$$Q_{\text{дроб.}} = \frac{1200000}{300} = 4000 \text{ т/сут};$$

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

Часовая производительность цеха измельчения составит

$$Q_{\text{изм}} = \frac{1200000}{340 * 3 * 8 * 1} = 148 \text{ т/ч};$$

Суточная производительность цеха измельчения составит

$$Q_{0 \text{ изм.}} = \frac{1200000}{340} = 3529 \text{ т/сут};$$

3.1.3 Краткий анализ работы действующей фабрики

Схема фабрики для свинцово - цинковой руды предусматривает трехстадиальное дробление руды, двухстадиальное измельчение, классификацию в гидроциклонах в замкнутом цикле.

Схема флотации принята селективно-прямая, с выделением свинцово - цинкового концентрата.

3.1.4 Выбор и обоснование технологической схемы

В основу технологии проектируемой фабрики положена схема и режим действующей обогатительной фабрики.

Схема включает:

А) три стадии дробления

Б) две стадии измельчения с замкнутым циклом в обеих стадиях: в первой стадии измельчение до 85% класса крупностью -74 мкм, во второй стадии до 53% класса крупностью -74 мкм;

В) свинцовую флотацию с тремя перечистками и одной контрольной флотацией;

Г) основную цинковую флотацию с четырьмя перечистками и одной контрольной флотацией;

Д) обезвоживание концентрата, осуществляемое в две стадии: сгущение концентрата и фильтрование концентрата.

3.1.5 Выбор и расчёт схемы дробления

Для проектируемой фабрики принимается трёхстадиальная схема дробления с предварительным грохочением во второй и третьей стадиях.

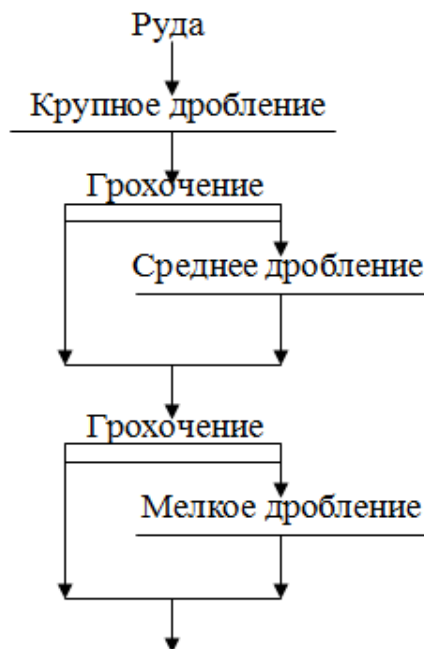


Рисунок 1 – Схема дробления.

Схема принята по следующим причинам:

- крепость руды по Протоdjяконову – 14;
- начальная крупность руды 550 мм;
- конечная крупность – 12 мм;
- плотность руды – 3.0 т/м³;
- насыпная плотность – 1.80 т/м³;
- влажность руды – 5 %.

Расчёт схемы дробления

$$S_{\text{общ}} = \frac{D_m}{d_n} \quad (3)$$

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

Средняя степень дробления $S_{II} = S_{cp} = (S_{общ})^{1/3} = 46^{1/3} = 3.58$.
 Частные степени дробления $S_{общ} = S_1 * S_2 * S_3$; (4)

$$S_1 = 2.53;$$

$$S_2 = 3.58;$$

$$S_3 = 5.05.$$

Номинальная крупность продуктов дробления по стадиям

$$d_I = D_{max} / S_I = 550 / 2.53 = 217 \text{ мм};$$

$$d_{II} = d_I / S_{II} = 217 / 3.58 = 61 \text{ мм};$$

$$d_{III} = d_{II} / S_{III} = 61 / 5.05 = 12 \text{ мм}.$$

Частные степени дробления

$$S_I = D_{max} / d_I = 550 / 217 = 2.53;$$

$$S_{II} = S_{cp} = 3.58;$$

$$S_{III} = \frac{S_{общ}}{S_I * S_{II}} = \frac{46}{2.53 * 3.58} = 5.05.$$

Размеры щелей дробилок

$$i_p = d_I / Z_I = 217 / 2.2 = 99 \text{ мм};$$

$$i_p = d_{II} / Z_k = 61 / 2.2 = 28 \text{ мм}.$$

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

1) Размеры отверстий сеток грохота

$$a_{II} = d_{II} = 61 \text{ мм};$$

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

2) Принимаем эффективность грохочения во второй стадии $E_{II} = 78\%$ (7.8).

3) Ситовой состав руды приведен в таблице 1.

Таблица 1 – Ситовой состав руды

Крупность классов, мм	Частный выход, %	Суммарный выход по «+», % (R)	Суммарный выход по «-», % (Y)
+550	0	0	0
-550 +413	23	23	100.0
-413 +275	23	46	54
-275 +138	26	72	28
-138 +69	15	87	13
-69 +34	8	95	5
0	5	100.0	23

График ситовой характеристики по плюсу приведен на рисунке 2

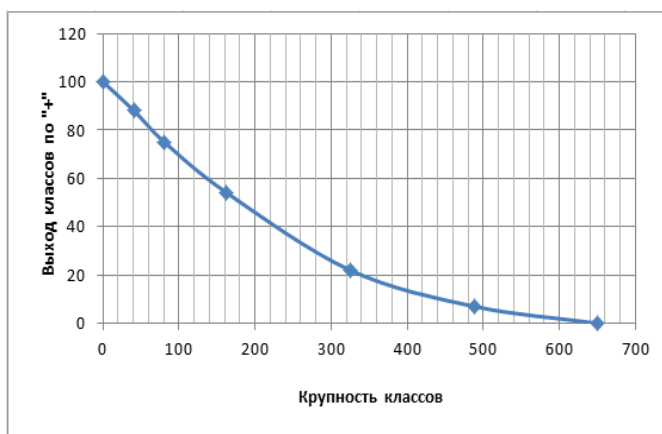


Рисунок 2 – График ситовой характеристики по плюсу

Для второй и третьей стадий дробления расчет величины разгрузочного отверстия для $d_I = 217$ мм выбираем дробилку КСД–2200–Т. Для $d_{II} = 61$ мм значение $Z_k = 2.2$ для средней твердости руды. Разгрузочное отверстие дробилки КСД–2200–Т составит: $i_p = d_{II} / Z_k = 61 / 2.2 = 28$ мм.

Принимаются показатели грохочения для второй стади: $a_{II} = d_{II} = 61$ мм, $E_{II} = 80$ %.

Таблица 2 – Типовой характеристики крупности продукта 3 ($d_n = 12$ мм, $i_p = 145$ мм)

Определяемый класс, в долях i_p	Крупность класса, мм	Выход класса по «+», %	Выход класса по «-», %
$0.2 * i_p$	29	90	10
$0.4 * i_p$	58	70	30
$0.8 * i_p$	116	40	60
$1.2 * i_p$	174	18	82
$Z_I * i_p$	217	5	95

Таблица 3 – Расчетной характеристики крупности продукта 4

Крупность класса, мм	Расчетный выход класса по «-», %	Выход класса по «+», %
29	$\beta_1^{-29} = \beta_0^{-27} + b_0^{+147} * \beta_1^{-29} = 2 + 0.69*10 = 8.9$	911
58	$\beta_1^{-58} = \beta_0^{-54} + b_0^{+147} * \beta_1^{-58} = 5 + 0.69*30 = 27.7$	743
116	$\beta_1^{-116} = \beta_0^{-108} + b_0^{+147} * \beta_1^{-116} = 17 + 0.69*60 = 58.4$	416
174	$\beta_1^{-174} = \beta_0^{-162} + b_0^{+174} * \beta_1^{-174} = 36 + 0.62*82 = 86.8$	132
217	$\beta_1^{-217} = \beta_0^{-230} + b_0^{+217} * \beta_1^{-217} = 44 + 0.56*95 = 97.2$	2.8

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

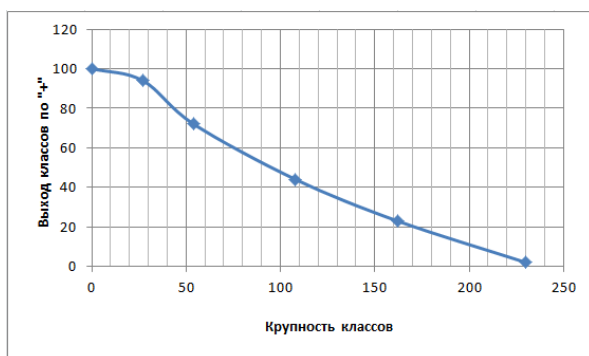


Рисунок 3 – Характеристика крупности продукта 4.

Таблица 4 – Таблица типовой характеристики крупности продукта 7

Определяемый класс, в долях d_H	Крупность класса, мм	Выход класса по «+», %	Выход класса по «-», %
$0.2 * d_H$	12	80	20
$0.4 * d_H$	24	57	43
$0.6 * d_H$	37	32	68
$0.8 * d_H$	49	16	84
$1.0 * d_H$	61	3	97

Таблица 5 – Расчетной характеристики крупности продукта 8

Крупность класса, мм	Расчетный выход класса по «-», %	Выход класса по «+», %
12	$\beta_2^{-12} = \beta_4^{-12} + b_4^{+28} * \beta_2^{-12} = 3 + 0.93*20 = 21.6$	78.4
24	$\beta_2^{-24} = \beta_4^{-24} + b_4^{+28} * \beta_2^{-24} = 4 + 0.93*43 = 44$	56
37	$\beta_2^{-37} = \beta_4^{-37} + b_4^{+37} * \beta_2^{-37} = 14 + 0.87*68 = 73.2$	26.8
49	$\beta_2^{-49} = \beta_4^{-49} + b_4^{+49} * \beta_2^{-49} = 23 + 0.78*84 = 89$	12
61	$\beta_2^{-61} = \beta_4^{-61} + b_4^{+61} * \beta_2^{-61} = 28 + 0.72*97 = 98$	2

По данным таблицы 5 строится характеристика крупности продукта 8, представленная на рисунке 4.

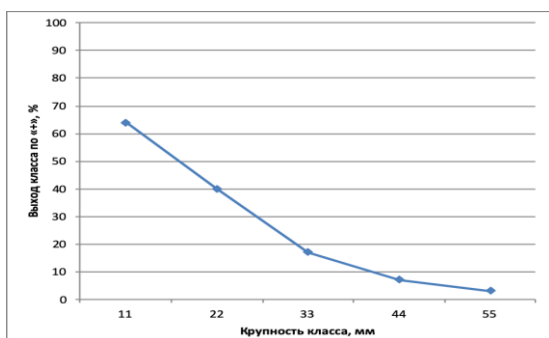


Рисунок 4 - Характеристика крупности продукта 8.

3.1.6 Выбор и расчёт схемы измельчения

В проекте принимаем двухстадийную схему измельчения в замкнутом цикле в обеих стадиях и с делительной классификацией во второй стадии.

Для успешного ведения процесса флотации необходимо получить помол 85% класса – 0,074мм.

В первой стадии измельчения устанавливаем шаровые мельницы, так как номинальная крупность питания 12 мм, содержание готового класса в питании 12%.

Научно-исследовательские работы показали, что шаровые мельницы работают более эффективно в замкнутом цикле.

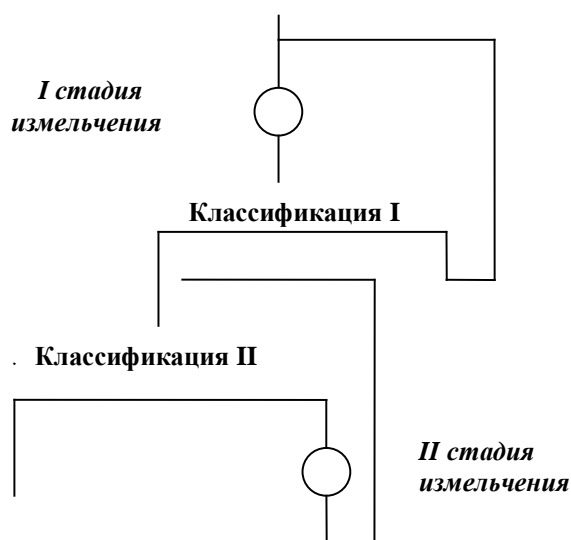


Рисунок 5 - Проектируемая схема измельчения

Расчет схемы измельчения

1) Циркулирующую нагрузку, исходя из опыта действующей фабрики, принимаем: $C_1=193\%$, $C_2=293$

2) Находим выхода продуктов измельчения.

Содержание готового класса в продукции 3: β_3^{-74} определяется по формуле (5):

$$\beta_3^{-74} = \beta_0^{-74} + \frac{\beta_6^{-74} - \beta_0^{-74}}{1 + k m}, \% \quad (5)$$

где β_1^{-74} - содержание класса – 0.074 мм в конечном продукте первой стадии измельчения, %;

β_k^{-74} - содержание класса – 0.074 мм в конечном продукте схемы, %;

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.

$$\beta_3^{-74} = 8 + \frac{85 - 8}{1 + 1 \cdot 0.7} = 53.3 \%$$

Принимаю двухстадиальную схему измельчения в замкнутом цикле в обеих стадиях.

Для проектируемой фабрики принимаются исходные данные:

$$\gamma_0 = 100 \%; \beta_0^{-74} = 8\%; \beta_6^{-74} = 85\%.$$

Назначим циркулирующую нагрузку для I и II стадий: $C_1=250$; $C_2=280$.

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 $\gamma_7 = \gamma_8$.

$$\gamma_5 = 100 + 228.6 = 328.6\%;$$

$$\gamma_7 = \gamma_8 = 100(85 - 53) / (32 - 18) = 228.57\%;$$

$$\gamma_3 = \gamma_5 - \gamma_8 = 328.6 - 228.6 = 100\%;$$

$$\gamma_7 = 329\%$$

$$\gamma_2 = 100 + 200 = 300\%;$$

Перерасчет выходов на абсолютную массу продуктов по формуле (6):

$$Q_n = \frac{Q_0 \cdot \gamma_n}{100} \text{ т/ч}; \quad (6)$$

где Q_n – количество продукта, т/ч;

Q_0 – количество исходной руды, т/ч;

γ_n – выход n-го продукта, %.

Таблица 6 – Выход продуктов и их производительность

Выход продукта	Производительность
$\gamma_0 = 100\%$	$Q_0 = 148 \text{ т/ч}$
$\gamma_1 = 300\%$	$Q_1 = 444 \text{ т/ч}$
$\gamma_2 = 300\%$	$Q_2 = 444 \text{ т/ч}$
$\gamma_3 = 100\%$	$Q_3 = 148 \text{ т/ч}$
$\gamma_5 = 329\%$	$Q_5 = 487 \text{ т/ч}$
$\gamma_6 = 100\%$	$Q_6 = 148 \text{ т/ч}$
$\gamma_7 = 329\%$	$Q_7 = 487 \text{ т/ч}$
$\gamma_8 = 329\%$	$Q_8 = 487 \text{ т/ч}$

3.1.7 Расчет баланса металлов и количественной схемы обогащения

Таблица 7 – Баланс металлов

Наименование	Выход, γ , %	Содержание β , %		Произведение $\gamma \cdot \beta$		Извлечение, ϵ , %	
		Pb	Zn	Pb	Zn	Pb	Zn
Pb концентрат	1,38	40	3	55,2	4,14	55	1,19
Zn концентрат	5,09	0,5	55	2,55	279,95	2,55	80
Хвосты отвальные	93,53	0,45	0,7	42,09	65,47	42,45	18,82
Руда	100	1	3,5	100	350	100	100

На основании данных таблицы 7 рассчитываем принципиальную схему флотационного метода обогащения.

Рисунок 6 – Принципиальная схема флотации.

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

Цикл №1

1. Составляем систему уравнений:

$$\gamma_6 = \gamma_8 + \gamma_9$$

$$\gamma_6 \beta_6 = \gamma_8 \beta_8 + \gamma_9 \beta_9$$

Решаем методом подставления:

$$\gamma_9(\beta_6 - \beta_9) = \gamma_8(\beta_8 - \beta_6)$$

$$\gamma_9 = \frac{\gamma_8(\beta_8 - \beta_6)}{(\beta_6 - \beta_9)} = 1.38 * \frac{40 - 28.8}{28.8 - 15.4} = 1.15$$

Находим γ_6 :

$$\gamma_6 = 1.38 + 1.15 = 2.53$$

2. Составляем систему уравнений:

$$\gamma_4 + \gamma_9 = \gamma_6 + \gamma_7$$

$$\gamma_4 \beta_4 = \gamma_6 \beta_6 + \gamma_7 \beta_7 - \gamma_9 \beta_9$$

Решаем методом подставления:

$$\gamma_6 \beta_4 + \gamma_7 \beta_4 - \gamma_9 \beta_4 = \gamma_6 \beta_6 + \gamma_7 \beta_7 - \gamma_9 \beta_9$$

$$\gamma_7 = \frac{\gamma_6(\beta_6 - \beta_4) - \gamma_9(\beta_4 - \beta_9)}{(\beta_4 - \beta_7)} = 2.53 * \frac{2.53(28.8 - 16) - 1.15(16 - 15.4)}{16 - 7.5} = 4$$

Находим γ_4 :

$$\gamma_4 = 2.53 + 3.89 - 1.15 = 5.27$$

Цикл №2

3. Находим γ_{18} и γ_{21} :

$$\gamma_{18} = \gamma_{20} + \gamma_{21}$$

5. Используем метод подставления:

$$\gamma_{21} = \frac{\gamma_{20}(\beta_{20} - \beta_{18})}{(\beta_{18} - \beta_{21})} = 5.09 * \frac{55 - 49}{49 - 37} = 2.545$$

Находим γ_{18} :

$$\gamma_{18} = 5.09 + 2.545 = 7.635$$

4. Находим γ_{16} и γ_{19} :

$$\gamma_{16} + \gamma_{21} = \gamma_{18} + \gamma_{19}$$

$$\gamma_{16} \beta_{16} = \gamma_{18} \beta_{18} + \gamma_{19} \beta_{19} - \gamma_{21} \beta_{21}$$

Решаем методом подставления:

$$\gamma_{19} = \frac{\gamma_{18}(\beta_{18} - \beta_{16}) - \gamma_{21}(\beta_{16} - \beta_{21})}{(\beta_{16} - \beta_{19})} = 7.635 * \frac{(49-40) - 2.545(40-37)}{40-25} = 5.09$$

Находим γ_{16} :

$$\gamma_{16} = 7.635 + 5.09 - 2.545 = 10.18$$

5. Находим γ_{17} и γ_{14} :

$$\gamma_{14} + \gamma_{19} = \gamma_{16} + \gamma_{17}$$

$$\gamma_{14}\beta_{14} = \gamma_{16}\beta_{16} + \gamma_{17}\beta_{17} - \gamma_{19}\beta_{19}$$

Решаем методом подставления:

$$\gamma_{17} = \frac{\gamma_{16}(\beta_{16} - \beta_{14}) - \gamma_{19}(\beta_{14} - \beta_{19})}{(\beta_{14} - \beta_{17})} = 10.18 * \frac{(40-2.7) - 5.09(2.7-25)}{2.7-14} = 23.56$$

Находим γ_{14} :

$$\gamma_{14} = 10.18 - 23.56 - 5.09 = 18.47$$

6. Находим γ_{22} и γ_{13} :

$$\gamma_{13} = \gamma_{22} + \gamma_{23}$$

Используем метод подставления:

$$\gamma_{22} = \frac{\gamma_{23}(\beta_{23} - \beta_{13})}{(\beta_{13} - \beta_{22})} = 93.53 * \frac{0.7-1.1}{1.1-3.4} = 16.27$$

Находим γ_{13} :

$$\gamma_{13} = 16.27 + 39.53 = 120.01$$

7. Находим γ_{15} и γ_{12} :

$$\gamma_{12} + \gamma_{17} = \gamma_{14} + \gamma_{15}$$

$$\gamma_{12}\beta_{12} = \gamma_{14}\beta_{14} + \gamma_{15}\beta_{15} - \gamma_{17}\beta_{17}$$

Решаем методом подставления:

$$\gamma_{15} = \frac{\gamma_{14}(\beta_{14} - \beta_{12}) - \gamma_{17}(\beta_{12} - \beta_{17})}{(\beta_{12} - \beta_{15})} = 18.47 * \frac{(2.7-15) - 23.56(15-14)}{15-3.6} = 28.07$$

Находим γ_{12} :

$$\gamma_{12} = 18.47 + 28.07 + 23.56 = 22.95$$

8. Находим γ_5 и γ_2 :

$$\gamma_2 + \gamma_9 = \gamma_4 + \gamma_5$$

$$\gamma_2 \beta_2 = \gamma_4 \beta_4 + \gamma_5 \beta_5 - \gamma_9 \beta_9$$

Решаем методом подставления:

$$\gamma_5 = \frac{\gamma_4(\beta_4 - \beta_2) + \gamma_9(\beta_2 - \beta_9)}{(\beta_2 - \beta_5)} = 5.27 * \frac{(16-8) + 1.15(8-15.4)}{8-1.3} = 7.58$$

Находим γ_2 :

$$\gamma_2 = 5.27 + 7.58 - 1.15 = 110.46$$

9. Находим γ_3 и γ_{10} :

$$\gamma_3 = \gamma_{10} + \gamma_{11}$$

Используем метод подставления:

$$\gamma_{10} = \frac{\gamma_{11}(\beta_{11} - \beta_3)}{(\beta_3 - \beta_{10})} = 98.62 * \frac{0.46 - 0.4}{0.4 - 0.9} = 11.84$$

Находим γ_3 :

$$\gamma_3 = 11.84 + 98.62 = 86.78$$

Проверка уравнений:

$$\gamma_1 \beta_1 + \gamma_5 \beta_5 + \gamma_{10} \beta_{10} = \gamma_2 \beta_2 + \gamma_6 \beta_6$$

$$100 + 4.84$$

$$100 + 7.58 * 1.3 - 11.84 * 0.9 = 110.46 * 8 + 86.78 * 0.4$$

$$106 = 106$$

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=148
$\gamma_2 = 110.46$	Q=13.26
$\gamma_3 = 86.78$	Q=163.48
$\gamma_4 = 5.27$	Q=7.79
$\gamma_5 = 7.58$	Q=11.23
$\gamma_6 = 2.53$	Q=374.4
$\gamma_7 = 3.89$	Q=5.76
$\gamma_8 = 1.38$	Q=2.04
$\gamma_9 = 1.15$	Q=1.7
$\gamma_{10} = 11.84$	Q=17.52
$\gamma_{11} = 98.62$	Q=145.96

Продолжение таблицы 8

$\gamma_{12}=22.95$	$Q=33.97$
$\gamma_{13}=120.01$	$Q=177.56$
$\gamma_{14}=18.47$	$Q=27.34$
$\gamma_{15}=28.07$	$Q=41.5$
$\gamma_{16}=10.18$	$Q=15.07$
$\gamma_{17}=23.56$	$Q=34.87$
$\gamma_{18}=7.64$	$Q=11.29$
$\gamma_{19}=5.09$	$Q=7.53$
$\gamma_{20}=2.55$	$Q=7.53$
$\gamma_{21}=16.27$	$Q=3.77$
$\gamma_{22}=93.53$	$Q=24.07$
$\gamma_{23}=93.53$	$Q=138.42$

3.1.8 Выбор схемы обезвоживания

Обезвоживанию подвергаются флотационные концентраты крупностью 85% класса -74 мкм. В связи с тем, что готовый концентрат транспортируется на ближайший медьзавод содержание влаги в концентрате может составить 10%. Такая степень обезвоживания достигается в 2 стадии.

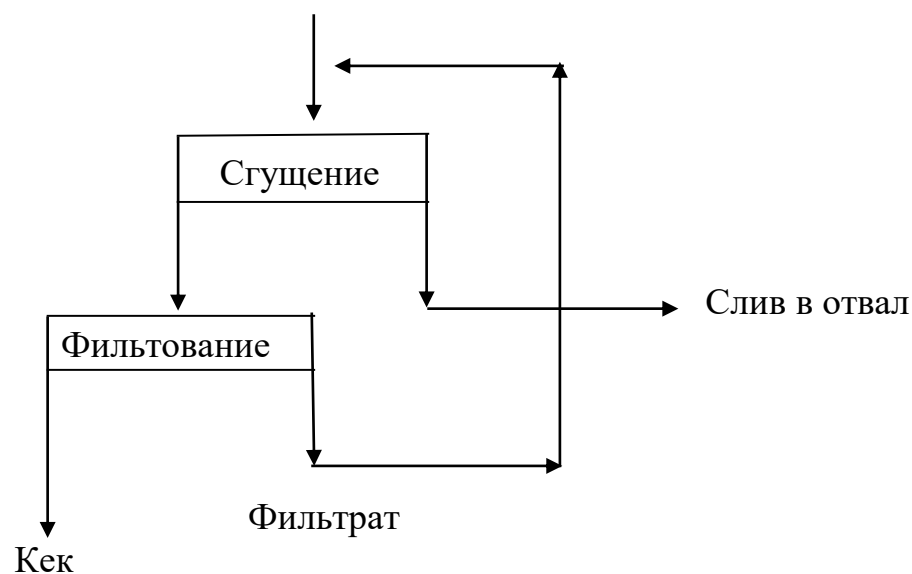


Рисунок 7 – схема обезвоживания.

3.1.9 Расчёт водно-шламовой схемы

Шламная схема рассчитана часовой производительность по руде 148 т/ч. Выхода и количество продуктов обогащения приняты по результатам расчета количественной схемы. Содержание твердого в продуктах переработки принято:

Таблица 9 - соотношение выхода продуктов и производительности

Наименование	% твердого в пульпе
Исходная руда	95%
Пески гидроциклона I классификации	82%
Выгрузка мельницы I стадии	70%
Пески гидроциклона II классификации	80%
Выгрузка мельницы II стадии	68%
Концентраты:	
Основной флотации Pb	32%
I Перечистки	34%
II Перечистки	36%
III Перечистки	38%
Контрольной Pb флотации	30%
Основной Zn флотации	31%
I Перечистки	33%
II Перечистки	35%
III Перечистки	36%
IV Перечистки	37%
Контрольной Zn флотации	30%

Содержание твердого в сливе гидроциклонов рассчитывается по формуле (7):

$$T_c = \frac{\gamma T_{II} * (1 - 0.7 \beta_c^{-74} \frac{(2.7)^{0.25}}{(\delta)^{0.25}})}{T_{II} - (1 - 0.7 \beta_c^{-74} \frac{(2.7)^{0.25}}{(\delta)^{0.25}}) (1 - \gamma)} \% \quad (7)$$

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;

Таблица 10 - Расчет водно-шламовой схемы

ПОСТУПАЕТ						ВЫХОДИТ					
Наименование продуктов	Выход, %	Масса твердого, т/ч	Содержание твердого, %	Масса воды, т/ч	Объем пульпы, м ³ /ч	Наименование продуктов	Выход, %	Масса твердого, т/ч	Содержание твердого, %	Масса воды, т/ч	Объем пульпы, м ³ /ч
Измельчение I стадии											
Руда	100	95	147	7,74	56.74	Слив I мельницы	300	70	441	189	336
Пески классификации I	200	82	294	64	16.2						
Вода	—	—	—	117,26	117.26						
Итого	300	70	441	189	336	Итого	300		441	189	336
I стадия классификации в гидроциклоне											
Слив I мельницы	300	70	441	189	336	Слив I классификации	100	50	147	147	196
Вода	—	—	—	22	22	Пески классификации I	200	82	294	64	162
Итого	300		441	211	358	Итого	300		441	211	358
II стадия классификации в гидроциклоне											
Слив I классификации	100	50	147	147	196	Слив II классификации	100	30	147	343	392
Слив II мельницы	228,6	68	336	158,1	270.1	Пески II классификации	228,6	80	336	84	196
Вода	—	—	—	121,9	121.9						
Итого	328,6		483	427	588	Итого	328,6		483	427	588
II стадия измельчения											
Пески II классификации	228,6	80	336	84	196	Слив II мельницы	228,6	68	336	158,1	196
Вода	—	—	—	74,1	74.1						
Итого	228,6		336	158,1	196	Итого	228,6		336	158,1	196

Продолжение Таблицы 10

ПОСТУПАЕТ						ВЫХОДИТ					
Наименование продуктов	Выход, %	Масса твердого, т/ч	Содержание твердого,	Масса воды, т/ч	Объем пульпы, м ³ /ч	Наименование продуктов	Выход, %	Масса твердого, т/ч	Содержание твердого,	Масса воды, т/ч	Объем пульпы, м ³ /ч
Основная флотация Рв											
Слив II классификации	100	30	148	345.3	394.6	Конц. осн. флотации	8.96	32	13.26	28.18	32.6
Конц. контр. флот.	7.58	22.29	11.23	39.15	42.9	Хвосты осн. флотации	110.46	26.17	163.48	471.15	525.6
Хвосты I перечистки	11.84	30	17.52	40.88	46.72						
Вода				74	74						
Итого	119.42	82.29	176.75	499.33	558.22	Итого	119.42	82.29	176.75	499.33	558.22
I перечистка											
Конц. осн. Флотации	8.96	32	13.26	28.18	32.6	Конц. I перечистки	5.27	34	7.79	15.12	17.71
Хвосты II перечистки	3.89	22.84	5.76	19.46	21.38	Хвосты I перечистки	7.58	22.29	11.23	39.15	42.89
Вода	—	—	—	6.63	6.63						
Итого	12.85	54.84	19.02	54.27	60.61	Итого	12.85	54.84	19.02	54.27	60.61
II перечистка											
Конц. I перечистки	5.27	34	7.79	15.12	17.71	Конц. II перечистки	2.53	36	3.74	6.65	7.89
Хвосты III перечистки	1.15	21.19	1.7	6.32	6.89	Хвосты II перечистки	3.89	22.84	5.76	19.46	21.38
Вода				4.67	4.67						
Итого	6.42	26.65	9.49	26.11	29.27	Итого	6.42	26.65	9.49	26.11	29.27
III перечистка											
Конц. II перечистки	2.53	36	3.74	6.65	7.89	Конц. III перечистки	1.38	38	2.04	3.32	4
Вода	—	—	—	2.99	2.99	Хвосты III перечистки	1.15	21.19	1.7	6.32	6.89
Итого	2.53	27.95	3.74	9.64	10.89	Итого	2.53	27.95	3.74	9.64	10.89
Контрольная флотация											
Хвосты осн. флотации	110.46	26.17	163.48	471.15	525.6	Конц. контр. флотации	11.84	30	17.52	40.88	46.72
Вода	—	—	—	—	—	Хвосты контр. флотации	98.62	25.33	145.96	430.27	478.92
Итого	110.46	26.17	163.48	471.15	525.6	Итого	110.46	26.17	163.48	471.15	525.6
Основная флотация Zп											
Слив II классификации	98.62	25.33	145.96	430.27	49.2	Конц. осн. флотации	22.95	31	33.97	75.61	86.43
Конц. контр. флот.	28.07	29.46	41.5	99.36	478.9	Хвосты осн. флотации	109.8	23.73	162.49	478.88	533.04
Хвосты I перечистки	16.27	30	24.07	56.16	113.2						
Вода	—	—	—	12.04	12.04						
Итого	132.75	84.79	196.46	554.49	668.3	Итого	132.75	84.79	196.46	554.49	668.3

Продолжение Таблицы 10

I перечистка											
Конц. осн. Флотации	22.95	31	33.97	75.61	86.93	Конц. I перечистки	18.47	33	27.34	55.51	64.62
Хвосты II перечистки	23.56	36	34.87	62.27	73.89	Хвосты I перечистки	28.07	29	41.5	99.36	113.19
Вода				16.99	16.99						
Итого	46.51	66.9	68.84	154.87	117.81	Итого	46.51	66.9	68.84	154.87	166.7
II перечистка											
Конц. I перечистки	18.47	33	27.34	55.51	64.62	Конц. II перечистки	10.18	35	15.07	36.8	42.3
Хвосты III перечистки	5.09	18	7.53	34.75	37.26	Хвосты II перечистки	23.56	36	34.87	37.38	39.7
Вода				16.4	16.4						
Итого	23.56	51	34.87	90.26	118.28	Итого	23.56	50.8	34.87	90.26	118.28
III перечистка											
Конц. II перечистки	10.18	35	15.07	27.99	33.01	Конц. III перечистки	7.64	36	11.29	20.07	23.83
Вода	2.55	19	3.77	16.28	17.54	Хвосты III перечистки	5.09	18	7.53	34.75	37.26
Итого				10.55	10.55	Итого	12.73	25.58	18.84	54.82	61.09
IV перечистка											
Конц. II перечистки	7.64	36	11.29	20.07	23.83	Конц. III перечистки	5.09	37	7.53	12.82	15.33
Вода				9.03	9.03	Хвосты III перечистки	2.55	19	3.77	16.28	17.54
Итого	7.64	29	11.29	29.1	32.86	Итого	7.64	28.76	11.29	29.1	32.86
Контрольная флотация Zn											
Хвосты осн. флотации	109.8	24	162.49	478.88	533.04	Конц. контр. флотации	16.27	30	24.07	56.16	64.18
Вода						Хвосты контр. флотации	93.53	23	138.42	422.72	468.86
Итого	109.8	24	1623.49	478.88	533.04	Итого	109.8	24	162.49	478.88	533.04
Сгущение Pb											
Конц. III перечистки	1.38	38	2.04	3.32	4	Сгущенный продукт	1.38	60	2.04	0.36	2.04
Фильтрат				1	1	Слив				1	2.96
Итого	1.38	32	2.04	4.32	5	Итого	1.38	32	2.04	1.36	5
Фильтрация											
Сгущенный продукт	1.38	60	2.04	1.36	2.04	Кек	1.38	85	2.04	0.36	1.04
						Фильтрат				1	1
Итого	1.38	60	2.04	1.36	2.04	Итого	1.38	60	2.04	1.36	2.04
Сгущение Zn											
Конц. IV перечистки	5.09	37	7.53	12.82	15.33	Сгущенный продукт	5.09	60	7.53	5.02	7.53
Фильтрат				3.69	3.69	Слив				41.49	11.49
Итого	5.09	31	7.53	16.51	19.02	Итого	5.09	31	7.53	16.51	19.02
Фильтрация											
Сгущенный продукт	5.09	85	7.53	1.33	3.84	Кек	5.09	89	7.53	0.93	3.44
						Фильтрат				0.39	0.4
Итого	5.09	85	7.53	1.33	3.84	Итого	5.09	85	7.53	1.33	3.84

Частный выход слива от операции находим через пропорцию:

$$\begin{array}{l} 300 - 100 \\ 100 - x (\gamma) \end{array}$$

$$X = \frac{100 \cdot 100}{300} = 33\%.$$

$$T_c = \frac{0.33 \cdot 0.82 \cdot (1 - 0.7 \cdot 0.34 \cdot \frac{(2.7)^{0.25}}{(3)^{0.25}})}{0.82 - (1 - 0.7 \cdot 0.34 \cdot \frac{(2.7)^{0.25}}{(3)^{0.25}}) (1 - 0.33)} = 0.7$$

Содержание твердого в сливе гидроциклона равно 70%. Расчет схемы выполнен стандартным методом.

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

$$L_I = W_2 - W_0 - W_4 = 189 - 64 - 7.74 = 117.26 \text{ т/ч.}$$

Масса добавляемой воды в поверочную классификацию I стадии измельчения составит:

$$L_{II} = W_3 + W_4 - W_2 = 147 + 64 - 189 = 22 \text{ т/ч.}$$

Масса добавляемой воды в классификацию II стадии измельчения составит:

$$L_{IV} = W_9 + W_{10} - W_5 - W_{11} = 343 + 84 - 158.1 - 147 = 121.9 \text{ т/ч.}$$

Масса добавляемой воды в измельчение II составит:

$$L_V = W_{11} - W_{10} = 158.1 - 84 = 74.1 \text{ т/сут.}$$

Баланс воды по рассчитанной схеме приведен в таблице 11.

Таблица 11 – Результаты расчета баланса воды.

ПОСТУПАЕТ		ВЫХОДИТ	
Наименование продуктов	Масса продуктов, т/ч	Наименование продуктов	Масса продуктов, т/ч
Вода с рудой	7.74	Хвосты Контрольной Zn флотации	343
Вода в Измельчение I стадии	117.26		
Вода в Классификацию I стадии	22		
Вода в Классификацию II стадии измельчения	121.9		
Вода в Измельчение II стадии	74.1		

Продолжение таблицы 11

Основная Pb флотация	74	Хвосты III перерешетки	6.32
I перерешетка	6.63		
II перерешетка	4.67		
III перерешетка	2.99		
Основная Zn флотация	12.4		
В I перерешетку	16.99		
В II перерешетку	16.4		
В III перерешетку	10.55	Вода с концентратом IV перерешетки ОСФ Pb	12.82
В IV перерешетку	9.03	Вода с концентратом IV перерешетки ОСФ Zn	478.88
Итого	498.96	Итого	498.96

3.1.10 Выбор и технологический расчёт основного оборудования

3.3.10.1 Оборудование для дробления

Для крупного дробления, при максимальной крупности исходной руды $D_{max} = 550$ мм, подходят стандартные дробилки ЩДП. Часовая производительность крупного дробления составляет 286 т/ч. Устанавливаем дробилку ЩДП 900x1200.

Для получения предварительных данных расчет проводится для коэффициента загрузки $K_3 = 0.85$. В этом случае производительность дробилки должна составить: $Q_p = Q_0 / 0.85 = 286 / 0.85 = 336$ т/ч.

Значения коэффициентов:

- 1) при $f = 14$ коэффициент $K_f = 1$;
- 2) коэффициент K_k для этого типоразмера дробилки составит: $K_k = 0.93$;
- 3) при $W = 5\%$ коэффициент $K_w = 1.0$.

Для $K_3 = 0.85$ по формуле (8) рассчитаем разгрузочное отверстие:

$$i_p = i_{min} + \frac{Q_n}{K_3 (q_{max} - q_{min}) * K_f * K_k * K_w * \delta_n} * (i_{max} - i_{min}), \text{ мм.} \quad (8)$$

где i_p – размер разгрузочного отверстия дробилки, мм;
 K_f – коэффициент, учитывающий крепость руды по М. Протодяконову;
 K_k – коэффициент, учитывающий крупность питания;

K_{ω} – коэффициент, учитывающий влажность руды;
 $K_{\text{ц}}$ – коэффициент замкнутого цикла дробления;
 q_{min} – производительность дробилки при минимальной величине разгрузочного отверстия, м³/ч;
 q_{max} – производительность дробилки при максимальной величине разгрузочного отверстия, м³/ч;
 $\delta_{\text{н}}$ – насыпная плотность руды, т/м³.

$$i_p = 95 + \frac{336 - 1 * 0.93 * 1.8 * 1 * 130}{(230 - 130) * 1 * 0.93 * 1.0 * 1.8} * (165 - 95) = 145 \text{ мм.}$$

Т.к. $i_{\text{min}} < i_p < i_{\text{max}}$, то принимаем $i_p = 145 \text{ мм.}$

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

$$d_{\text{н}} = i_p * Z_1, \text{ мм};$$

$$d_{\text{I}} = 145 * 1.5 = 217 \text{ мм.}$$

Для этого варианта степени дробления составят:

$$S_{\text{I}} = 550 / 217 = 2.53;$$

$$S_{\text{II}} = 3.58;$$

$$S_{\text{III}} = \frac{45.83}{2.53 * 3.58} = 5.05.$$

Производительность дробилки, рассчитанная в соответствии с формулой (9), составит:

$$Q_p = K_f * K_k * K_{\omega} * q_{\text{min}}; \quad (9)$$

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;

$$Q_p = 1 * 0.93 * 1 * 130 = 120.9 \text{ т/ч.}$$

Коэффициент загрузки, рассчитанный в соответствии с формулой (10), составит:

$$K_3 = \frac{Q_{\text{II}}}{Q_p} \quad (10)$$

где $Q_{п}$ – часовая производительность цеха дробления, т/ч;
 $Q_{р}$ – расчетная производительность дробилки.

$$K_3 = \frac{285.7}{336.2} = 0.85.$$

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

Рассчитываю выход продуктов и загрузку дробилок II стадии дробления. Отсеваемый класс –60 мм. Содержание отсеваемого класса в продукте $4 \beta_4^{-60} = 80\%$. Масса отсеваемого класса определяется в соответствии с формулой (11):

$$Q_5 = Q_4 * \beta_4^{-60} * E_{II} \quad (11)$$

$$Q_5 = 286 * 0.27 * 0.8 = 61.7 \text{ т/ч.}$$

Загрузка дробилки составит:

$$Q_6 = Q_4 - Q_5 = 286 - 61.7 = 224.3 \text{ т/ч.}$$

$$K_3 = 224/552 = 0.41$$

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 –12 мм. $\beta_8^{-12} = 22\%$. Масса отсеваемого класса составит:

$$Q_9 = Q_0 * \beta_8^{-12} * E_{III} = 286 * 0.22 * 0.85 = 53.4 \text{ т/ч.}$$

Нагрузка на дробилку:

$$Q_{10} = Q_8 - Q_9 = 286 - 53.4 = 232.3 \text{ т/ч.}$$

Производительность дробилки КИД рассчитывается по формуле (12):

$$Q_p = K_f * Q_n * \delta_n \quad (12)$$

$$Q_p = 1 * 150 * 1.8 = 270 \text{ т/ч.}$$

Количество дробилок:

$$N = 232.3/270 = 0.86 \text{ шт.}$$

Коэффициент загрузки:

$$K_3 = 270 / 552 = 0.49$$

Таблица 12 – Сводная таблица устанавливаемых дробилок

Показатели	I стадия дробления	II стадия дробления	III стадия дробления
Типоразмер дробилки	ЩДП 900x1200	КСД 2200-Т	КИД-2200
Ширина приемной щели (В),		275	40
Пределы регулирования разгрузочного отверстия, мм	96-165	15-30	----
Наибольший размер куска в питании, мм	750	250	50
Крупность дробленного продукта, мм	217	50	4
Расчетная производительность на одну дробилку, т/ч	286	360	145
Количество дробилок	1	1	1
Коэффициент загрузки дробилок	0.85	0.41	0.49

3.1.10.2 Выбор оборудования грохотов

В стадиях среднего и мелкого дробления к установке принимаются вибрационные грохоты тяжелого типа. Необходимая площадь грохочения рассчитывается по формуле (13):

$$F_p = \frac{Q_p}{q_0 * \delta_n * K * L * M * N * O * P}, \text{ м}^2 \quad (13)$$

Грохот для стадии среднего дробления. Размер отверстия сетки грохота $a_{II} = 60$ мм.

Значение q_0 составляет

$$q_0 = 42 + (55 - 42) * (60 - 50) / (60 - 50) = 46.3 \text{ т}/(\text{м}^3 * \text{ч}).$$

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 (13) рассчитаем необходимую площадь грохочения:

$$F_p = \frac{286}{46.3 * 1.8 * 0.8 * 1.32 * 1.35 * 1 * 1 * 1} = 2.4 \text{ м}^2 .$$

Исходя из полученных расчетов принимаем грохот типа ГСТ–31 с F = 3.12 м².

Грохот для стадии мелкого дробления. Размер отверстия сетки грохота а_ш = 12 мм. Значение q₀ составляет q₀ = 21 м² * ч

Значения буквенных показателей формулы составят:

$$q_0 = 21 \text{ м}^2 * \text{ч};$$

$$\delta_n = 1.8 \text{ т/м}^3;$$

$$K = 0.52;$$

$$\beta_8^{+13} = 78 \%, L = 0.94 + (0.97 - 0.94) * (12 - 10) / (20 - 10) = 0.94;$$

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

$$M = 1.18$$

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

$$F_p = \frac{286}{21 * 1.8 * 0.52 * 0.94 * 1.18 * 1 * 1 * 1} = 13.1 \text{ м}^2$$

Исходя из полученных расчетов принимаем грохот типа ГСТ–72 М с F = 15 м².

Таблица 13 – Сводная таблица устанавливаемых грохотов

Показатели	II стадия дробления	III стадия дробления
Типоразмер грохота	ГСТ - 31	ГСТ–72 М
Площадь сита, м ²	3.12 м ²	15 м ²
Количество грохотов	1	1

3.1.10.3 Выбор оборудования измельчения

В соответствии с принятой схемой измельчения d_н = 12 мм и исходной крупностью питания равной 12 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 Зыряновской обогатительной фабрики размерами МШР 3200x3100.

Эталонные условия:

– диаметр $D=3$ мм;

– объем $V=22.4$ м³;

– шаровая загрузка $\phi=46\%$ от объема мельницы;

– число оборотов $\psi=80\%$ от критической;

– удельная производительность по готовому классу -74 мкм $q_{Э} = 1.73$ т/м³ч.

– $K_{изм} = 1.0$ - коэфф. измельчаемости для руды, подлежащий переработке на проектируемой фабрики по отношению к Джеккагг. руде.

I стадия измельчения. Часовая производительность по исходной руде $Q_{ч} = 148$ т/ч, содержание готового класса -74 мкм в исходной руде $\beta_{н}^{-74} = 8\%$; содержание готового класса -74 мкм после I стадии $\beta_{к}^{-74} = 53\%$.

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

Удельная производительность принятых мельниц рассчитывается по формуле:

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

Определим поправочные коэффициенты для мельницы МШР-40х50.

Коэффициент $K_{и}$ определяем по формуле:

$$K_{и} = K_{фпр} / K_{фэт} = 0.88 / 1.1 = 0.8$$

Коэффициент $K_{к}$ определяем по формуле:

$$K_{к} = m_2 / m_1 = 0.99 / 0.88 = 1.125$$

Коэффициент $K_{т} = 1.0$, 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-40х50 коэффициент K_{D} определяем по формуле:

$$K_{D} = \sqrt{\frac{D_{пр} - 0.15}{D_{эт} - 0.15}} = \sqrt{\frac{4 - 0.15}{3.2 - 0.15}} = 1.12.$$

Коэффициент K_{L} определяем по формуле:

$$K_L = \left(\frac{L_{\text{пр}}}{L_{\text{эт}}} \right)^{0.15} = \left(\frac{5.0}{3.1} \right)^{0.15} = 1.07.$$

Удельная производительность мельницы МШР–45х50 составит:

$$q_{74} = 1.73 * 0.68 * 1.125 * 1.0 * 1.12 * 1.07 * 1.0 * 1.0 = 1.87 \text{ т/(м}^3\text{*ч)}.$$

Производительность мельницы по руде для мельницы МШР 45*50

$$Q_m = q_{74} * \frac{V}{(\beta_k - \beta_n)} = 228.56 \text{ т/ч,}$$

где V=55м³- объем мельницы;

$\beta_k=53\%$ - содержание готового класса в конечном продукте после I стадии измельчения.

$\beta_n=8\%$ - содержание готового класса в питании мельницы I стадии.

Необходимое количество мельниц I стадии.

$$N = \frac{Q_0}{Q_m} = \frac{148}{228.56} = 0.65 = 1 \text{ шт,}$$

где Q₀ - часовая производительность измельчения;

Производим проверку мельницы по пропускной способности:

$$\frac{Q_0 + Q_0 * C}{V} = \frac{148 + (148 * 2)}{1 * 55} = 8.07 < 12 \text{ т/м}^3$$

Коэффициент загрузки определяем по формуле:

$$K_3 = \frac{Q_n}{N * Q_0} = \frac{148}{0.65 * 228.56} = 0.64$$

Аналогичным образом производим расчет остальных типоразмеров мельниц. Экономическое сравнение вариантов установки различных типоразмеров мельниц приведено в таблице 14.

Таблица 14 – Таблица сравнения мельниц

Типоразмер мельницы	Кол-во, шт.	Мощность, кВт		Коэффициент загрузки	Пропускная способность, т/(м ³ *ч)
		Единицы	Всех		
МШР–45х50	1	2500	2500	1.01	6.25
МШР–40х50	1	2000	2000	0.64	8.07
МШР–36х50	1	1250	1250	0.82	11.8
МШР–36х40	1	1100	1100	1.08	12.3

Из таблицы 14 видно, что наиболее оптимальным вариантом является установка мельницы МШР–36х50, имеющую лучшие показатели по пропускной способности и коэффициенту загрузки. Установка в первой стадии мельницы МШР–36х50 в количестве 1 шт. является наиболее целесообразным.

II стадия измельчения. Во второй стадии наиболее целесообразно установить мельницу МШР–36х50 в количестве 1 штуки, это предусмотрено при расчёте количественной схемы измельчения.

Производительность мельниц второй стадии рассчитывается по формуле:

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

$$Q_p = \frac{1.87 * 0.7 * 55}{0.53 - 0.08} = \frac{81,24}{0,45} = 180,5 \text{ т/ч.}$$

Количество мельниц составит $N = 148 / 180,5 = 0,82 = 1$ шт., коэффициент загрузки составит $K_3 = 148 / (180,5 * 0,82) = 0.82$.

Установка во второй стадии мельниц МШР–36х50 в количестве 1 шт. обеспечивает необходимую производительность.

3.1.10.4 Оборудования классификации

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

$$V_{II} = V_{ж} + V_{тв} = W_2 + L_{II} + \frac{441}{\delta} = 189 + 22 + \frac{441}{3} = 358 \text{ м}^3/\text{ч.}$$

Содержание твердого в питании гидроциклона составит:

$$T_{\Pi} = \frac{Q_{\text{ПИТ}}}{Q_{\text{ПИТ}} + W_{\Pi} + L} = \frac{441}{441 + 189 + 22} = 67,6\%.$$

Номинальная крупность слива гидроциклона с содержанием 53% класса - 0.074мм в соответствии составит:

$$R_{+74} = 100 - \beta_c^{-74} = 100 - 53 = 47\%,$$

$$d_{\text{н}} = \frac{96.274}{2 - \lg R_{+74}} = \frac{96.274}{2 - \lg 47} = 291,7 \text{ мкм.}$$

Граничная крупность слива в соответствии составит:

$$d_{\Gamma} = d_{\text{н}} / 1.75 = 166,7 \text{ мкм.}$$

Исходя из ответа такая граничная крупность обеспечивается гидроциклоном с $D=500\text{мм}$.

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

$$V = 3 * K_{\alpha} * K_D * d_{\Pi} * d_c * P_0^{0.5} = 3 * 1.0 * 1,0 * 13 * 16 * 0.1^{0.5} = 199,68 \text{ м}^3/\text{ч.}$$

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

$$N = V_{\text{СЕКЦ}} / V = 358 / 199,68 = 1 \text{ шт.}$$

С учетом двух резервных гидроциклонов в каждой секции устанавливается два гидроциклона ГЦ-500.

Граничная крупность слива определяется по формуле:

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

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

D – диаметр гидроциклона, см;

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

K_D – поправка на диаметр гидроциклона. Принимается по таблице 50;

d_c – диаметр сливного отверстия, см;

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

T_{Π} – содержание твердого в питании гидроциклона, %;

Δ – диаметр песковой насадки, см;

δ_T – плотность твердого в пульпе, т/м³.

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

$$d_T = 1.5 * \sqrt[3]{\frac{50 * 16 * 67}{7.5 * 1.0 * 0.1^{0.5} * (3 - 1)}} = 156 \text{ мкм.}$$

Удельная нагрузка в соответствии с формулой составит:

$$q = \frac{Q_{\text{п}} * 4}{N * \Delta^2} = \frac{147 * 4}{1 * 3.14 * 13^2} = 1.1 \text{ т/(см}^2\text{/ч)},$$

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

Таким образом, Выбранный гидроциклон справляется по производительности обеспечивает нужную крупность слива. К установке принимаем один гидроциклон на обе секции и один резервный.

Аналогичным образом решаем подбираем гидроциклон для классификации II стадии измельчения.

Таблица 15 – Сводная таблица гидроциклонов

Показатели	Гидроциклоны I стадии ГЦ-500	Гидроциклоны II стадии ГЦ-250
Номинальная крупность слива, мкм	0.13мм	0.065мм
Диаметр гидроциклона	50см	25см
Давление на выходе	0.1	0.25
Расчетная производительность по питанию 1г/ц, м ³ /ч.	358	392
Количество питания по водно-шламовой схеме, м ³ /ч.	358	588
Количество рабочих гидроциклонов на 2 секции	1	7
Количество резервных гидроциклонов на 2 секции	1	7

3.1.10.5 Выбор оборудования флотационного обогащения

Для основной и контрольной флотации во всех циклах устана вливаю пневмомеханические машины типа ФПМ-25 для перечисток ФМ-12.5.

Необходимое количество камер выбранного типоразмера определяем по формуле:

$$n = \frac{V \cdot t}{1440 \cdot V_k \cdot k}$$

где V -суточный объем пульпы, m^3 , принимается из рассчитанной шламовой схемы;

t - время флотации, мин;

V_k —объем одной камеры флотомашины, m^3 ;

k - коэффициент использования объема камеры $k=0.7-0.75$.

Основная песковая флотация:

$$n = \frac{31989 \cdot 10}{1440 \cdot 25 \cdot 0.7} = \frac{319890}{25200} = 13 \text{ шт.}$$

По 7 камер на каждую секцию.

Контрольная песковая флотация:

$$n = \frac{32866 \cdot 7}{1440 \cdot 25 \cdot 0.7} = \frac{230062}{25200} = 9 \text{ шт.}$$

По 5 камер на каждую секцию.

I перечистная флотация:

$$n = \frac{13569 \cdot 5}{1440 \cdot 12.5 \cdot 0.7} = \frac{67845}{12600} = 5 \text{ шт.}$$

По 3 камеры на каждую секцию.

II перечистная флотация:

$$n = \frac{7196 \cdot 4}{1440 \cdot 12.5 \cdot 0.7} = \frac{28784}{12600} = 2 \text{ шт.}$$

По 1 камере на каждую секцию.

III перечистная флотация:

$$n = \frac{2183 \cdot 3}{1440 \cdot 12.5 \cdot 0.7} = \frac{6549}{25200} = 1 \text{ шт.}$$

По 1 камере на одну секцию.

IV перечистная флотация:

$$n = \frac{2183 \cdot 3}{1440 \cdot 12.5 \cdot 0.7} = \frac{6549}{25200} = 1 \text{ шт.}$$

По 1 камере на одну секцию.

Таблица 16 – Сводная таблица флотомашин

Наименование операции	V пульпы, м ³ /сут	Типоразмер флотомашин	V камеры, м ³	Время флотации, мин	Количество камер
Основная флотация	1818,8	ФПМ-25	25	10	5
Контрольная флотация	1150	ФПМ-25	25	7	4
I перечистка	652	ФМ-6.3	12.5	5	3
II перечистка	346	ФМ-6.3	12.5	4	2
III перечистка	105	ФМ-6.3	12.5	3	1
IV перечистка	105	ФМ-6.3	12.5	3	1

3.1.10.6 Оборудование для обезвоживания

Суточная производительность фабрики по концентрату 310 т/сут, часовая производительность 15т/ч

А) Сгустители

Потребная площадь сгущения определяется по формуле:

$$F = Q \cdot f$$

где Q производительность по концентрату, т/ч;

f- удельная площадь сгущения, м³/т*ч. Значение f=20 м³/т*ч

$$F = 15 \cdot 20 = 300 \text{ м}^2$$

К установке принимаем для сгущения концентрата 2 сгустителя Ø 15м с центральным приводом. Общая площадь сгущения 354 м².

Б) Фильтры

Потребная поверхность фильтрации определяется по формуле:

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

где Q производительность по концентрату, кг/ч;
g- удельная производительность фильтров, кг/м²*ч. Значение
g=150кг/м²*ч.

$$F = \frac{15000}{150} = 100 \text{ м}^2$$

К установке принимаем барабанных фильтры с внешней фильтрующей поверхностью БОУ 40-3, в количестве 3 штуки. Общая фильтрующая поверхность 100 м².

3.1.11 Выбор и расчёт вспомогательных оборудования

Насосы

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

Расчет насосов производится по производительности воды, рассчитывается по формуле:

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

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

Расчет насоса для перекачки концентрата на сгущение.

$$Q_0 = 26 \text{ м}^3/\text{ч}.$$

$$Q = 26 * (1+0.43) = 37.2 \text{ м}^3/\text{ч}$$

Определяю монометрический напор по формуле:

$$H_M = H_T + H_{п.у.} + H_{Изг} + H_{Изл}$$

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

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

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

$H_{\text{Изг}}$ – потеря напора на изгибах труб;

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

$H_{\text{Изл}} = 1.5$ м.

Потеря напора на прямых участках трубопровода определяется по формуле:

$$H_{\text{п.у}} = \alpha \frac{e \cdot v^2}{d \cdot 2g}$$

где α - коэффициент сопротивления для пульпы.

$d = 0.04$;

e – длина трубопровода, $e = 38$ м;

d – диаметр трубы, $d = 0.2$ м;

$g = 9.81$ м/сек²;

$v = 2$ м/с;

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

Потеря напора на изгибах труб находим по формуле:

$$H_{\text{Изг}} = k \cdot n_u \cdot \frac{90}{\alpha_0}$$

где k - коэффициент сопротивления, $k = 0.2$;

n_u - число изгибов на трассе трубопровода;

α_0 – угол изгиба трубопровода

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

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

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:

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

где K_0 – коэффициент, зависящий от ширины ленты;
 K_1 – коэффициент запаса мощности двигателя;
 K_2 – коэффициент, учитывающий длину 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 $B = 800$ мм.

Аналогично рассчитываются другие транспортеры. Результаты расчета приведены в таблице 17.

Таблица 17 – Сводная таблица расчета и выбора транспортеров

Назначение насоса	Типо-размер	Количество		Производительность		Напор, м. вод.ст
		раб	рез	Фактическая	необходимая	
Разгрузка мельницы 1 стадии на 1 классификацию	ГРА-900/67	1	1	900	837,5	67
Разгрузка мельницы 2 стадии, слтв г/ц 1 на 2 классификацию	ГРА-1400/40	1	1	1400	1143,2	40
На основную флотацию	ГРА-700/40	1	1	700	557,2	40
На сгущение	ПР-63/22,5	1	1	63	46,4	22,5
На фильтрацию	ПР-63/22,5	1	1	63	13,6	22,5

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 18.

Таблица 18 – Сводная таблица расчета прочего вспомогательного оборудования.

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

3.1.12 Реагентное хозяйство

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

В состав реагентного хозяйства обогатительной фабрики входят склады сухих и жидких реагентов, реагентное отделение, предназначенное для

приготовления растворов реагентов требуемой концентрации дозированная площадка, размещающая вблизи флотационного цеха с расходными бачками для растворов и питателями реагентов. Погрузочно-разгрузочные работы и транспорт внутри реагентного склада механизмуется автопогрузочниками и мостовыми кранами.

Таблица 19 – Суточный расход реагентов

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

Оборудование для приготовления растворов реагентов

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

Результаты расчета и выбора оборудования для приготовления реагентов сведены в таблицу 20.

Таблица 20 – Сводная таблица оборудования реагентного отделения.

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

4. БЕЗОПАСНОСТЬ И ОХРАНА ТРУДА

4.1 Общая характеристика предприятия

Месторождение «Шалкия» расположено Кызылординской области Республики Казахстан.

Свинцовые руды Месторождения «Шалкия» по запасам являются основными.

Источниками выбросов загрязняющих веществ являются:

- корпуса дробления, в которых выделяется пыль в результате дробления и транспортировки руды;

- главные корпуса, применяющие водные растворы реагентов для технологического процесса, которые выделяют газообразные вредные вещества;

- хвостовое хозяйство, где при складировании хвостов обогащения так же происходит выделение пыли.

Все источники выбросов загрязняющих веществ делятся на организованные и неорганизованные.

Реагентные отделения, где производится растворение реагентов и приготовление растворов, главные корпуса, в которых установлены расходные баки и реагентные питатели для дозирования реагентов по точкам процесса флотации, а так же сварочные посты, снабжены вытяжными вентиляционными системами, которые обеспечивают содержание вредных веществ на рабочих местах в пределах допустимых норм.

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

4.2 Организация охраны труда и производственной безопасности на предприятии

На месторождении «Шалкия» уделяется большое внимание профилактике производственного травматизма и профессиональных заболеваний.

Основные цели обогатительной фабрики политика в области охраны труда:

- недопущение случаев смертельного травматизма, уменьшение количества несчастных случаев, профессиональных заболеваний и производственных аварий; снижение рисков, связанных с возможным нанесением ущерба жизни и здоровью работников;

–воспитание у работников всех уровней культуры безопасности, ответственного отношения к соблюдению норм и правил в области промышленной безопасности и охраны труда.

С целью предотвращения возникновения аварийных ситуаций на предприятии разработаны планы ликвидации аварий в особо опасных местах: реагентные отделения, хвостовое хозяйство, и также в цехе ОПУ САКЦМ.

Для обеспечения нормальной, безопасной и безаварийной работы персонал строго соблюдает производственную и технологическую дисциплину, правила и нормы безопасности труда и пожарной безопасности, умеет быстро и правильно действовать в аварийных ситуациях.

Для предотвращения аварий персоналом предприятия обеспечивается:

- систематический контроль за состоянием зданий, сооружений, оборудования и коммуникаций.

Также не допускаются нарушения правил производства работ, особенно в пожаро и пожаровзрывоопасных местах, средства пожаротушения содержатся в исправном состоянии и в постоянной готовности.

Для обеспечения взрывопожаробезопасности проводится:

- обучение людей при чрезвычайных ситуациях;
- установка молниезащиты и средств автоматизации;
- отключение электрооборудования в случае полной остановки производства;
- не допускается переполнения емкостей.

Основными показателями профилактической стратегии предотвращения травматизма будут являться:

- сокращение числа работников, пострадавших или погибших в результате несчастных случаев на производстве.

- сохранение и укрепление здоровья трудоспособного населения, увеличение продолжительности работоспособного возраста, обеспечение профессионального роста и долголетия работника.

- совершенствование системы охраны труда, обеспечение научной организации труда.

- сокращение расходов, связанных с травматизмом, получение предприятиями дополнительной прибыли.

4.3 Инженерные расчеты по охране и безопасности труда

Расчет искусственно-естественного освещения

Учитывая высокую биологическую и гигиеническую ценность естественного света, в проекте предусматривается естественное освещение производственных помещений, для чего конструктивные решения зданий фабрик, каждого отделения выполняются с учетом требований СНиП-М,2-72.

Естественное освещение предусматривается для помещений с постоянным пребыванием в них людей.

Исходя из конструктивного решения здания проектируемого цеха обогащения, устанавливается боковое освещение, естественное на всех отметках выше нулевой. На верхних отметках можно предусмотреть комбинированное освещение.

В цехах фабрики применяется общее равномерное освещение.

Для создания благоприятных условий труда важное значение имеет освещение. На практике применяют естественное и искусственное освещение.

Естественное освещение нормируется СНиП-18-72. Электрическое освещение необходимо для проведения работ в темное суток и в местах без достаточного естественного освещения. В помещениях, где проводят относительно грубые работы, применяют лампы накаливания. Естественное освещение осуществляется в виде бокового через окна в наружных стеках, в виде верхнего освещения через световые фонари в перекрытиях здания и через проемы в местах перепадов высот смежных проемов зданий из расчета 1м² площади окна на 10 м² площади пола.

Искусственное освещение осуществляется с помощью светильников. Наименьшая освещенность составляет на поверхности составляет 20 лк для помещений, где устанавливается вспомогательное оборудование.

Для искусственного освещения производственных помещений проектом предусматривается система комбинированного освещения: брызгозащитное и струезащитное.

Проектом предусматривается светильники с люминесцентными лампами прямого света. При освещении подбункерного пространства используется комбинированное освещение: 30% искусственного освещения достигается за счет общего освещения от отделения измельчения и отсадки, а остальные 53 лк за счет установки светильников местного освещения.

Для освещения главного корпуса предусмотрена система комбинированного освещения. Главный корпус проектируемой обогатительной фабрики имеет следующие размеры по пролетам.

Первый пролет: длина (А) – 102 м; ширина (В) - 8 м; высота (Н) - 3 м.

Определяем высоту подвеса светильников *i* под рабочей поверхностью по формуле:

$$i = \frac{A * B}{H * (A * B)} = \frac{102 * 8}{3 * (102 * 8)} = 0,33 \text{ м.}$$

Применяем светильники типа «Универсал» без уплотнения. Коэффициент использования $K = 0,60$. Принимаем коэффициент запаса в зависимости от условий технологического процесса. В главном корпусе коэффициент запаса $K_z = 0,9$. Находим мощность лампы по формуле:

$$F_n = \frac{E_{\min} * S * K_3}{z},$$

где: F_n - мощность лампы, Вт;

E_{\min} - минимальное количество освещения;

S - площадь пролета, м²;

K_3 - коэффициент запаса;

z - коэффициент использования осветительной установки.

Рассчитаем по формуле мощность лампы:

$$F_n = \frac{40 * 1190 * 1,7}{0,68} = 119000 \text{ Вт.}$$

Выбираем лампы ДРА мощностью 50 Вт. Определяем количество светильников по формуле:

$$n = \frac{F_n}{F_{\text{Л}}}, \text{ шт.}$$

Рассчитаем по формуле количество светильников:

$$n = \frac{19000}{21000} = 6 \text{ шт.}$$

Количество светильников 6 штук.

4.4 Электро - и пожаробезопасность предприятия

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

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

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

5. ЭКОНОМИКА ПРОИЗВОДСТВА

5.1 Главный корпус

Строительный объём главного корпуса составляет 200000 м³ по цене 35 000 тенге за 1 м³.

1. Стоимость корпуса составит:
 $200000 * 35 000 = 7 900 000 000$ тенге.
2. Стоимость строительных металлоконструкции составит при цене 75 000 тенге за 1 тонну металлоконструкций:
 $(217728 * 2 / 1000) * 80000 = 34 836 480$.
3. Стоимость технологических металлоконструкции составит:
 $(200000 * 1 / 1000) * 75000 = 15 000 000$.
4. Общая стоимость корпуса составит: 7 900 000 000 тенге.
5. Накладные расходы составляют 18% и равны :
 $7 900 000 000 * 0.18 = 1422000000$ тенге.
6. Плановые накопления составляет 3% и равны: 230182041.6 тенге.
7. Монтаж электроосвещения по цене 25700 тенге за 1кВт установочной мощности равен:
 $96.2 * 25700 = 2472340$ тенге.
8. Стоимость сантехнических работ составляет 15% от стоимости здания и равна: 1 276 110 108 тенге.
Всего стоимость строительных работ по главному корпусу составит 1 235 156 108 тенге.

5.2 Расчёт стоимости вспомогательных материалов

Таблица 21 – Расчет стоимости вспомогательных материалов

Наименование	Норма рас кг/т	Расход в го, год	Цена за еди тенге/ тонна	Сумма в год, тенге
Медный купорос	1.78	1960	770000	1509200000
Ксантант бутиловый	0,05	68	570000	38760000
Аэрофлот	0,11	154	52200	8008000
Известь	0,82	902	86000	77572000
Бронь мельниц	0,12	143	79500	11368500
Транспортная лента	0,018	17	1600	27200
Сетка	0,06	86	2600	223600
Бронь ЩДП	0,013	14	82000	1148000
Смазочные материалы	0,32	293	57800	16935400

Таблица 22 – Определение энергетических нагрузок

Наименование	Количество		Общая установочная мощность		Коэффициент использования мощности	Часов работы		Годовой расход энергии, кВт-ч
	Раб.	Рез.	Раб., кВт	Рез., кВт		В сутки	В год	
ЩДП 900x1200	1	-	90	-	0,65	21	6405	512460
КСД 2200-Т	1	-	160	-	0,65	21	6405	911040
КИД-2200	1	-	500	-	0,65	21	6405	2847000
МШР-36x50	2	-	1250	-	0,95	24	8160	14235000
ГИТ – 32Н	1	-	11	-	0,65	24	8160	85272
ГИТ – 61А	1	-	22	-	0,65	24	8160	170544
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	-	-	-	-	-	-		18971994
Сантехническая нагрузка-5%	-	-	-	-	-	-	5	8743654
Ремонтная нагрузка 7-9%	-	-	-	-	-	-	7,1	1209544
Освещение по расчету 1 мощности на 100м ²	-	-	-	-	-	-	1,9	365213
Потери в сетях 0,5%	-	-	-	-	-	-	0,5	92345
Всего по объекту	-	-	-	-	-	-		10410756

5.3 Стоимость энергозатрат

Годовой расход электроэнергии составляет 28006742 кВт по цене 8 тенген за 1кВт. Стоимость электроэнергии составит:
 $28006742 * 8 = 224053936$ тенге.

Годовой расход воды составляет 1366143 м³, из нее свежей воды 1394381 м³ по цене 3 тенге за 1 м³, и оборотной воды 700000 м³ по цене 2.7 тенге за 1м³.

Стоимость – 1394381 * 3= 4183143 тенге.

Оборотной – 700000 * 2.7 = 1890000 тенге.

Всего– 6073143 тенге.

5.4 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 23– 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	53200	176700	2120400
Машинист конвейера	3	53200	176700	2120400
Машинист насосов	3	51267	161279	1923348
Дежурный слесарь	2	56150	145633	1747596
Машинист грохочения	5	52300	156900	1882800
Рабочий по отборке проб	1	52300	156900	1882800
Инженер по ТБ	1	58500	58500	702000
Машинист ЩДП	3	58500	175500	2106000
Машинист КСД	3	58500	175500	2106000
Машинист КИД	3	58500	175500	2106000
Машинист мельниц	3	58500	175500	2106000
Гидроциклонщик	3	58500	175500	2106000
Концентраторщик	3	58500	175500	2106000
Дежурный электрик	3	58500	175500	2106000
Слесарь КИП	2	58500	117000	1404000
Сменный мастер	4	65000	260000	3120000
Административный персонал (ИТР)				
Начальник гл. корпуса	1	85000	85000	1020000
Главный механик	1	85000	85000	1020000
Главный инженер	1	85000	85000	1020000

Продолжение таблицы 23

Должность		Количество штатных единиц	Должностной оклад, в тенге	Месячный ФЗП, в тенге	Го. ФЗ
Главный энергетик		1	80000	80000	96
МОП					
Уборщик		1	53300	53300	62
Всего ФЗП		53	1298217	3026412	22

5.5 Расчет расходов на содержание и эксплуатацию оборудования.

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

$$25318280 \times 0,005 = 126591,4 \text{ тенге.}$$

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

$$25318280 \times 0,035 = 886139,8 \text{ тенге.}$$

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

$$25318280 \times 0,03 = 759548,4 \text{ тенге.}$$

Амортизационные отчисления составляют 25% от стоимости всего оборудования:

$$25318280 \times 0,25 = 6329570 \text{ тенге.}$$

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

$$65 \times 10000 = 650000 \text{ тенге.}$$

5.6 Расчет цеховых расходов

Содержание аппарата и МОП – 3026412 тенге.

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

$$7243000000 \times 0,029 = 210047000 \text{ тенге.}$$

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

$$7243000000 \times 0,035 = 253505000 \text{ тенге.}$$

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

$$22012544 \times 0,01 = 220125,44 \text{ тенге.}$$

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

$$22012544 \times 0,05 = 1100627,2 \text{ тенге.}$$

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

$$7243000000 \times 0,002 = 14486000 \text{ тенге.}$$

Таблица 24 – Калькуляция себестоимости переработки руды

Наименование статей	Цена за единицу, тенге	Количество в год	Сумма в год, тенге
Исходная руда	558	1200000	669600000
Транспортировка	1500	950000	17100000
Дизтопливо	264000	119	6545000
Бронь ЦДП	790000	25	5525000
Бронь мельниц	560000	540,5	5525000
Транспортерная лента	775800	505	11250
Сетка	876700	1215,5	80000
Итого			704386250
Электроэнергия	12	11346195	20563116
Вода свежая	5	2694880	9251776
Вода оборотная	2.8	2565578	6344096
Итого	-	-	36158988
Зарплата основная	-	-	42980400
Эксплуатация оборудования	-	-	869510
Текущий ремонт	-	-	6086570
Наименование статей	Цена за единицу, тенге	Количество в год	Сумма в год, тенге
Износ малоценного быстроизнашивающегося оборудования	-	-	550000
Амортизация оборудования	-	-	138785737
Прочие расходы	-	-	3621839
Итого	-	-	192894056
Содержание аппарата и МОП	-	-	4461268
Амортизация зданий сооружений	-	-	310828917
Текущий ремонт	-	-	375138348
Исследования и испытания	-	-	429804
Охрана труда	-	-	2344298
Износ малоценного быстроизнашивающегося инвентаря	-	-	1289000
Итого	-	-	694491635
Всего по калькуляции	-	-	1627930929

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

В соответствии с полученным заданием разработан проект обогатительной фабрики с производительностью 1 200 000 тонн руды в год по переработке свинцово - цинковой руды месторождения Шалкия.

Основным методом обогащения свинцово - цинковой руды является процесс флотации. Проектом предусмотрено:

- трёхстадиальное дробление без предварительного грохочения в I стадии и с предварительным грохочением во второй и третьей стадии до крупности 12 мм;

- двухстадиальная схема измельчения с замкнутым циклом в первой и во второй стадии измельчения;

- основная, контрольная и 3 перечистные флотации с получением свинцового концентрата;

- основная, контрольная и 4 перечистные флотации с получением цинкового концентрата;

- обезвоживание продуктов.

На проектируемой обогатительной фабрике приняты следующие главные технологические показатели:

1) содержание металла в концентрате:

Pb – 40 %;

Zn – 55 %.

2) извлечение металла в концентратах:

Pb – 55 %;

Zn – 80 %.

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. Польшкин 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.
15. <https://ism.kz/krupnye-mestorozhdeniya-cinka-medi-i-nikelya-infografika>

