

ОТЗЫВ

НАУЧНОГО РУКОВОДИТЕЛЯ

На дипломный проект
(наименование вида работы)

Қашиев Талғат Темірханұлы
(Ф.И.О. обучающегося)

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

Тема: Проект обогатительной фабрики по переработке медно-молибденовой руды месторождения Бозшаколь с производительностью 2,4 млн. т/год.

Студент Қашиев Т.Т. выполнил проект обогатительной фабрики по переработки медно-молибденовой руды месторождения Бозшаколь, в соответствии с заданием.

В дипломном проекте выполнены расчеты схем дробления, измельчения, технологической схемы обогащения и водно-шламовых схем. Выполнен подбор технологического оборудования. В процессе выполнения проекта Қашиев Т.Т. показал себя теоретически подготовленным к самостоятельной практической работе.

Дипломный проект выполнен в соответствии с требованиями Государственного образовательного стандарта. Работа может быть допущена к защите с рекомендованной оценкой «хорошо» (88 баллов), а ее автор заслуживает присвоения ему квалификации «бакалавр» по специальности 5B073700 «Обогащение полезных ископаемых».

Научный руководитель

Доктор PhD лектор
(должность, учен. степень, звание)

Мотовилов И.Ю.
(подпись)

Мотовилов И.Ю.

«15» мая 2019 г.

Протокол анализа Отчета подобия Научным руководителем

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

Автор: Кашиев Т.Т.

Название: Проект обогатительной фабрики по переработке медно-молибденовых руд месторождения Бозшаколь с производительностью 2 400 000 тонн в год

Координатор: Шамиль Телков

Коэффициент подобия 1: 6

Коэффициент подобия 2: 0

Тревога: 150

После анализа Отчета подобия констатирую следующее:

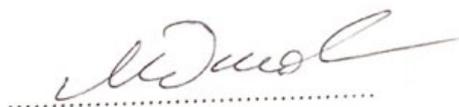
- обнаруженные в работе заимствования являются добросовестными и не обладают признаками плагиата. В связи с чем, признаю работу самостоятельной и допускаю ее к защите;
- обнаруженные в работе заимствования не обладают признаками плагиата, но их чрезмерное количество вызывает сомнения в отношении ценности 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:

Выявление замечательных и выдающихся
исследователей

8.05.2019

Дата



Подпись Научного руководителя

Протокол анализа Отчета подобия

заведующего кафедрой / начальника структурного подразделения

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

Автор: Кашиев Т.Т.

Название: Проект обогатительной фабрики по переработке медно-молибденовых руд месторождения Бозшаколь с производительностью 2 400 000 тонн в год

Координатор: Шамиль Телков

Коэффициент подобия 1:6

Коэффициент подобия 2:0

Тревога:150

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

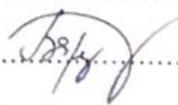
- обнаруженные в работе заимствования являются добросовестными и не обладают признаками плагиата. В связи с чем, работа признается самостоятельной и допускается к защите;
- обнаруженные в работе заимствования не обладают признаками плагиата, но их чрезмерное количество вызывает сомнения в отношении ценности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

Обоснование:

Выявленные заимствования не являются плагиатом

8.05.2018

Дата


Подпись заведующего кафедрой /

начальника структурного подразделения

Окончательное решение в отношении допуска к защите, включая обоснование:

Допущен к защите

8.05.2018

Дата

Барменщиков М.Б.

Подпись заведующего кафедрой /

начальника структурного подразделения

МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ И НАУКИ РЕСПУБЛИКИ КАЗАХСТАН

Сәтбаев университеті

Институт горно – металлургический им. О.А.Байконурова

Кафедра металлургии и обогащения полезных ископаемых



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

Б.М. Барменшинова


« 17 » 05 2019 г.

ПОЯСНИТЕЛЬНАЯ ЗАПИСКА

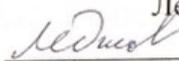
к дипломному проекту

на тему: Проект обогатительной фабрики по переработке медно-молибденовых руд месторождения Бозшаколь с производительностью 2400000 тонн в год

по специальности 5В073700

Выполнил Кашиев Т.Т.

Научный руководитель
Лектор-доктор PhD


И.Ю.Мотовилов
« 15 » 05 2019 г.

Алматы 2019

МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ И НАУКИ РЕСПУБЛИКИ КАЗАХСТАН

Сәтбаев университеті

Институт горно – металлургический им. О.А.Байконурова

Кафедра металлургии и обогащение полезных ископаемых

5B073700 – Обогащение полезных ископаемых

УТВЕРЖДАЮ

Зам. зав. кафедрой М и ОПИ
канд. техн. наук, доцент
Б.М. Барменшинова
2019 г.



ЗАДАНИЕ

на выполнение дипломной работы

Обучающемуся Кашиев Талгат Темірханұлы

На тему: «Проект обогатительной фабрики по переработке медно-молибденовых руд месторождения Бозшаколь производительностью 2400000 тонн в год»

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

Срок сдачи законченного проекта: «13» мая 2019 г.

Исходные данные к проекту: Технологический регламент действующего предприятия. Техническая литература. Отчеты по научно-исследовательским работам.

Перечень подлежащих разработке в дипломном проекте вопросов:

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

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

Рекомендуемая основная литература:

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

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

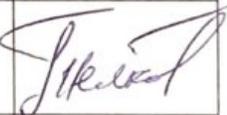
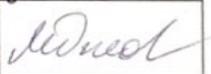
ГРАФИК

подготовки дипломного проекта

Наименование разделов, перечень разрабатываемых вопросов	Сроки представления научному руководителю и консультантам	Примечание
Обоснование и расчет технологической схемы	15.02.2019 – 22.02.2019	
Выбор и расчет оборудования	23.02.2019 – 5.03.2019	
Разработка чертежей	6.03.2019 – 18.03.2019	
Безопасность и охрана труда	19.03.2019 – 15.04.2019	
Технико – экономические расчеты	19.03.2019 – 15.04.2019	
Оформление пояснительной записки	16.04.2019 – 4.05.2019	

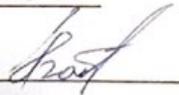
Подписи

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

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

Научный руководитель 

И. Ю. Мотовилов

Задание принял к исполнению 

Т.Т.Кашиев

Дата «11» мая

2019 г.

АННОТАЦИЯ

Данный проект предназначен для обогатительной фабрики по переботке медно-молибденовой руды на месторождении Бозшаколь производительностью 2400000 тонн руды в год.

В процессе подготовки проекта принята технологическая схема переработки руды, включающая: трехстадиальное дробление руды до крупности 12 мм, двухстадиальное измельчение, коллективная флотация для получения концентрата и обезвоживание продуктов. Принятая схема была разработана в Университете Сатпаева на кафедре «Металлургии и обогащение полезных ископаемых» в лаборатории флотационных методов обогащения.

АҢДАТПА

Жоба жылына 2 400 000 тонна мыс және молибден кенін өндіретін Бозшаколь кен байыту фабрикасына арналған.

Жобаны дайындау барысында ірілігі 12 мм-ге дейінгі үшсатылы ұсақтау, екісатылы ұнтақтау, концентрат алу үшін тікелей коллективті флотация және өнімдерді сусыздандыру арқылы кенді қайта өндеудің технологиялық сызбасы қабылданды. Қабылданған сызба Сәтбаев университеті «Металлургия және пайдалы қазбаларды байыту» кафедрасының кенді байытудың флотациялық әдістері зертханасында әзірленген.

ANNOTATION

This project is designed for the dressing on the processing of copper-molybdenum ore on the deposit of Bozshakol with a capacity of 2 400 000 tons per year.

While preparing this project, a technological scheme of ore processing has been used, including: three-stage crushing of ore to a size 12mm, two-step grinding, direct selective flotation for obtaining concentrate and dehydration of goods. This accepted scheme was developed at the Satbayev University at the Department of Metallurgy and Mineral Processing in the Laboratory of Flotation Methods.

СОДЕРЖАНИЕ

Введение	10
1 Общая пояснительная записка	11
1.1 Краткая характеристика предприятия	11
1.2 Основные технологические и проектные решения	11
1.3 Состав обогатительной фабрики	12
1.4 Численность и профессионально – квалификационный состав работающих	13
2. Генеральный план	13
2.1. Показатели генерального плана	13
2.1.2 Перечень зданий, и сооружений, описание планировочных решений	13
2.1.3 Благоустройство и озеленение	13
2.1.4 Инженерные сети и коммуникации	13
2.2 Транспорт	13
2.3 Рекультивация нарушенных земель	13
3 Технологические решения, обеспечение энергоресурсами	14
3.1 Технология производства	14
3.1.2 Режим работы фабрики, основных ее цехов их производительность	14
3.1.3 Характеристика сырья, сырьевая база	14
3.1.4 Выбор и обоснование технологической схемы	14
3.2 Выбор и расчет схем дробления	15
3.3 Выбор и расчет схемы измельчения	19
3.4 Расчет баланса металлов и количественной схемы обогащения	21
3.4.1 Расчет водно-шламовой схемы	23
3.5 Выбор и технологический расчет основного оборудования	26
3.5.1 Оборудование для дробления	26
3.5.2 Выбор оборудования для грохочения	27
3.5.3 Выбор оборудования для измельчения	29
3.5.4 Выбор и расчет оборудования для классификации	31
3.5.5 Выбор оборудования для флотационного обогащения	33
3.5.6 Выбор оборудования для обезвоживания	34
3.6 Выбор и расчет вспомогательного оборудования	35
3.7 Реагентное хозяйство	35
4 Безопасность и охрана труда	38
4.1.1 Трудовой кодекс РК	38
4.1.2 Нормативные акты и законы РК об охране труда	39
4.2 Инженерные расчеты по охране и безопасности труда	40
4.3 Электро и пожаробезопасность предприятия	41
4.3.1 Электробезопасность	41

4.3.2 Пожарная безопасность	42
4.3.3 Обеспечение метеорологических условий	43
4.4 Общие мероприятия по улучшению состояния охраны труда и производственной безопасности на предприятии	43
4.4.1 Шум и вибрация	44
4.4.2 Вентиляция	44
4.5 Оценка воздействия на окружающую среду технологических процессов предприятия	45
5 Экономика	46
5.1 Главный корпус	46
5.2 Расчет стоимости основного и вспомогательного оборудования	46
5.3 Расчет стоимости вспомогательных материалов	47
5.4 Стоимость энергозатрат	49
5.5 Заработная плата	49
5.6 Расчет расходов на содержание и эксплуатацию оборудования	50
5.7 Расчет цеховых расходов	52
Заключение	54
Список литературы	55
Приложение А	56

ВВЕДЕНИЕ

Проектируемая обогатительная фабрика предполагается для переработки медно-молибденовой руды на месторождении Бозшаколь.

Руды месторождения комплексные молибденово-медные. Содержание меди в среднем составляет 0,72 %, молибдена - 0,014 %. В повышенных количествах отмечаются золото (0,28 г/т), серебро (9,26 г/т), висмут, платина, палладий, кобальт (0,005 %), селен (3,82 г/т), теллур (0,26 г/т), свинец, цинк, кадмий, сурьма, мышьяк, рений (0,001 г/т). Структуры руд вкрапленные, прожилково-вкрапленные, реже брекчиевые. Значительная часть меди связана с гидроксидами железа и входит в состав глинистых минералов, особенно в труднофлотируемых рудах. В легкофлотируемых окисленных рудах преобладают собственные минералы меди. Зона вторичного сульфидного обогащения проявлена слабо, за исключением Южной залежи, где предполагается кембрийская зона вторичного сульфидного обогащения, сложенная халькопиритом и борнитом при слабом развитии халькозина и ковеллина. Месторождение разведано. Подсчитаны и утверждены запасы меди, молибдена, золота, серебра и кобальта. Не утверждены запасы теллура (из-за низких содержаний) и рения (в связи со слабой изученностью его распределения). По запасам металлов месторождение отнесено к крупным. 97% балансовых запасов сосредоточено в Главной и Южной залежах и 3% - в Восточной залежи. На Главной залежи начата проходка опытно-промышленного карьера, сейчас законсервированного. Запасы можно нарастить за счет глубоких горизонтов и за счет снижения бортовых и средних содержаний.

1 Общая пояснительная записка

1.1 Краткая характеристика предприятия

Месторождение Бозшаколь находится в Экибастузском районе Павлодарской области в 14 км к северу от одноименной железнодорожной станции на дороге Павлодар-Акмола. Открыто месторождение Р.А.Борукаевым. Предприятие находится вблизи энергетической, транспортной и другой необходимой для проекта инфраструктуры.

Заданная производительность предприятия составляет 2400 000 тонн руды в год. Содержание основных металлов в руде:

меди – 0.9 %

молибдена – 0.001 %

1.2 Основные проектные решения

Годовая производительность по руде 2.4 млн тонн. Выбираем основной метод обогащения руды – флотация. Схема флотации – коллективная с получением концентрата меди и молибдена.

Подготовительные процессы: трех стадийное дробление с предварительным грохочением во II и III стадиях, двухстадийное измельчение и классификация в гидроциклонах.

Вспомогательные процессы:

- двухстадийное сгущение медно-молибденового концентрата, путем сгущения и последующего фильтрования.

Все процессы осуществляется с применением стандартного технологического оборудования отечественного производства.

1.3 Состав обогатительной фабрики

Годовая производительность по руде 2.4 млн тонн. Выбираем основной метод обогащения руды – флотация. Схема флотации – коллективная с получением концентрата меди и молибдена.

Подготовительные процессы: трех стадийное дробление с предварительным грохочением во II и III стадиях, двухстадийное измельчение и классификация в гидроциклонах.

Вспомогательные процессы:

- двухстадийное сгущение медно-молибденового концентрата, путем сгущения и последующего фильтрования.

Все процессы осуществляется с применением стандартного технологического оборудования отечественного производства.

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

1.4 Численность и профессионально – квалификационный состав работающих

Численность трудящихся по категориям.

- 1) ИТР – 6 человека;
- 2) МОП – 3 человека;
- 3) Рабочие – 35 человек.

2 Генеральный план

2.1 Показатели генерального плана

2.1.2 Перечень зданий, и сооружений, описание планировочных решений

В комплексе производственных цехов фабрики входят:

- 1) цех дробления;
- 2) главный корпус;
- 3) цех обезвоживания и склад концентратов;
- 4) перекачные станции и хвостовое хозяйство;
- 5) трансформаторная подстанция;
- 6) стоянка автотранспорта.

Также необходимо построить из вспомогательных цехов реагентное отделение, административно – бытовой корпус, который включает в себя бытовку, административные хозяйственные службы.

2.1.3 Благоустройство и озеленение

На территории планируемой фабрики рассчитываются мероприятия по озеленению: посадка кустарников и деревьев местных сортов, на свободной территории будет построен автопаркинг и засеяны газонами.

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

2.1.4 Инженерные сети и коммуникации

Все сети по площадке фабрики расположены подземно. В местах их пересечения с автомобильными дорогами и железнодорожными путями, закладываются железобетонные трубы.

2.2 Транспорт

На фабрике применяются два вида транспорта: автомобильный и железнодорожный.

Руда отправляется до места назначения автомобильным транспортом с грузоподъемностью более 10 т. Автотранспортные дороги укрыты цементно–бетонным и асфальтобетонным покрытием, рассчитанные на нагрузку грузовых автомобилей.

2.3 Рекультивация нарушенных земель

При возведении и эксплуатации фабрики разрушается площадь, которая охватывает все здания и сооружения и автотранспортные дороги.

Перед строительством культурный слой почвы убирается и ссыпается в кучи. После окончания этим же слоем покрывают разрушенные участки и озеленяют. Также планируется увеличение доз минеральных удобрений, посадка деревьев и растений, которые улучшают почву.

3 Технологические решения, обеспечение энергоресурсами

3.1 Технология производства

3.1.2 Режим работы фабрики, основных ее цехов и их производительность

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

где: Q_0 – часовая производительность цеха, т/ч;

Q_{Γ} – годовая производительность фабрики, т/г;

N – число рабочих дней в году;

m – число рабочих смен в сутки;

n – число рабочих часов в смену;

$K_{\text{в}}$ – коэффициент использования оборудования.

$$Q_0 = \frac{2400\ 000}{305 * 2 * 7 * 0.7125} = 526 \text{ т/ч;}$$

Главный корпус работает 357 дней в году в две смены по 7 часов.

$$Q_{\text{час}} = 367 \text{ т/ч;}$$

3.1.3 Характеристика сырья, сырьевая база

На месторождении выделено пять рудных залежей. Руды месторождения комплексные молибденово-медные. Содержание меди в среднем составляет 0,72% молибдена 0,014.

Главными минералами первичных руд является пирит и халькопирит, второстепенными – магнетит, молибденит, сфалерит.

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 50% класса крупностью -74 мкм, во второй стадии до 80% класса крупностью -74 мкм;

г) основную флотацию с двумя перечистками и одной контрольной флотацией;

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

3.2 Выбор и расчет схем дробления

Предлагаемая схема включает три стадии дробления до крупности 12мм с предварительным грохочением во II и III стадиях.

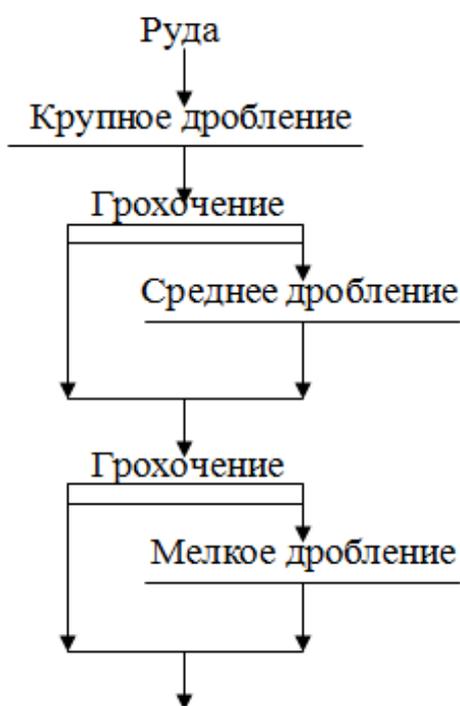


Рисунок 1 - Трехстадиальная схема дробления

Схема принята по следующим причинам:

- крепость руды по Протодьяконова – 10;
- начальная крупность руды 800 мм;
- конечная крупность – 12 мм;
- плотность руды – 2.3 т/м³;
- насыпная плотность – 1.75 т/м³;
- влажность руды – 5 %.

Таблица 1 - Ситовой состав руды

Крупность классов, в долях D_{\max}	Крупность классов, мм	Частный выход, %	Суммарный выход по «+», % (R)	Суммарный выход по «-», % (Y)
$+D_{\max}$	+800	0	0	0
$-D_{\max} + \frac{3}{4}D_{\max}$	-800 +600	5	5	100.0
$-\frac{3}{4}D_{\max} + \frac{1}{2}D_{\max}$	-600 +400	11	16	89
$-\frac{1}{2}D_{\max} + \frac{1}{4}D_{\max}$	-400 +200	34	50	55
$-\frac{1}{4}D_{\max} + \frac{1}{8}D_{\max}$	-200 +100	21	71	34
$-\frac{1}{8}D_{\max} + \frac{1}{16}D_{\max}$	-100 +50	17	88	17
$\frac{1}{16}D_{\max}$	+50	12	100	0

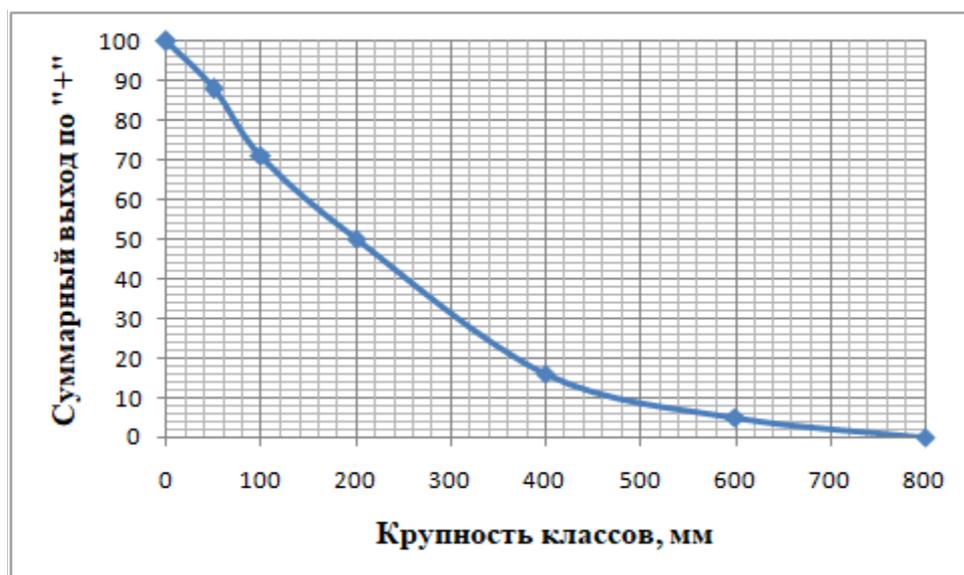


Рисунок 2 – Ситовая характеристика исходной руды

1. Общая степень дробления:

$$S_{\text{общ}} = \frac{D_{\max}}{d_n} = \frac{800}{12} = 66.67,$$

2. Номинальная крупность продуктов дробления по стадиям:

$$d_I = D_{\max} / S_I = 800 / 3.72 = 215 \text{ мм};$$

$$d_{II} = d_I / S_{II} = 215 / 4.05 = 53 \text{ мм};$$

$$d_{III} = d_{II} / S_{III} = 53 / 6.17 = 9 \text{ мм}.$$

3. Частные степени дробления:

$$S_I = D_{\max} / d_I = 800 / 215 = 3.72;$$

$$S_{II} = S_{\text{ср}} = 4,05;$$

$$S_{\text{общ}} = 66.67$$

$$S_{III} = \frac{66.67}{S_I * S_{II} 3.72 * 4,05} = 6,17.$$

4. Размеры щелей дробилок:

$$i_p = d_I / Z_I = 215 / 1.5 = 143 \text{ мм};$$

$$i_p = d_{II} / Z_{II} = 53 / 1.7 = 31 \text{ мм}.$$

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

5. Размеры отверстий сеток грохота:

$$a_{II} = d_{II} = 53 \text{ мм};$$

$$a_{III} = d_{III} = 9 \text{ мм}.$$

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

6. Типовые и расчетные характеристики продуктов поступающие на обогащение

Таблица 2 – Ситовая характеристика крупности продукта 4

Определяемый класс, в долях i_p	Крупность класса, мм	Выход класса по «+», %	Выход класса по «-», %
0.2 * i_p	26	90	10
0.4 * i_p	52	70	30
0.8 * i_p	104	40	60
1.2 * i_p	156	15	85
$Z_I * i_p$	195	5	95

Таблица 3 – Ситовая характеристика крупности продукта 4, $i_p=143\text{мм}$

Крупность класса, мм	Расчетный выход класса по «-», %	Выход класса по «+», %
26	$\beta_4^{-26} = \beta_0^{-11} + b_0^{+143} * \beta_1^{-26} = 5 + 0.63*10 = 11$	89
52	$\beta_4^{-52} = \beta_0^{-47} + b_0^{+143} * \beta_1^{-52} = 14 + 0.63*30 = 33$	67
104	$\beta_4^{-104} = \beta_0^{-104} + b_0^{+143} * \beta_1^{-93} = 22 + 0.63*60 = 60$	40
156	$\beta_4^{-156} = \beta_0^{-156} + b_0^{+156} * \beta_1^{-156} = 42 + 0.42*85 = 78$	22
195	$\beta_4^{-195} = \beta_0^{-195} + b_0^{+195} * \beta_1^{-195} = 48 + 0.48*95 = 93$	7

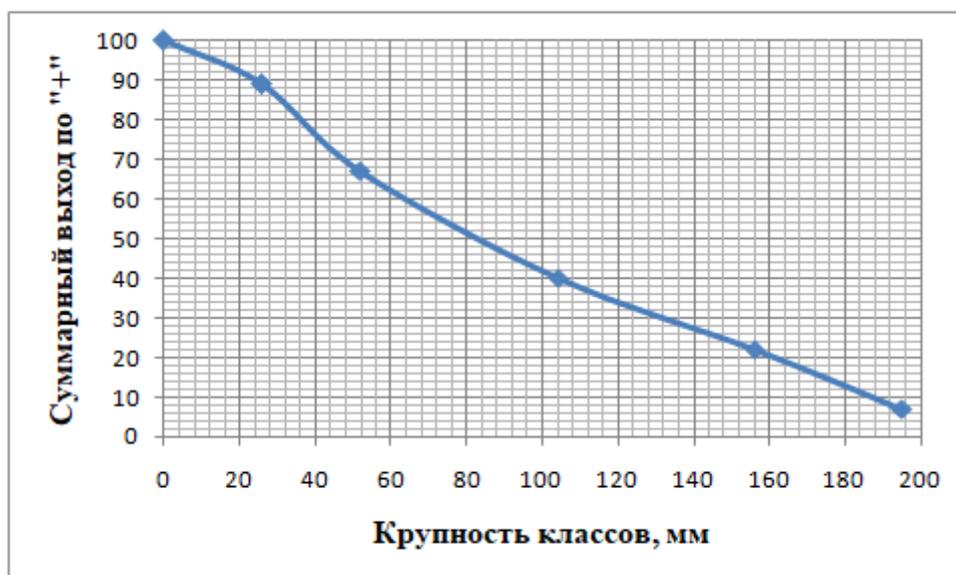


Рисунок 3 - Ситовая характеристика продукта 4

Таблица 4 - Ситовая характеристика продукта 8 ($i_p = 31 \text{ мм}$)

Определяемый класс, в долях d_H	Крупность класса, мм	Выход класса по «+», %	Выход класса по «-», %
$0.2 * d_H$	11	83	17
$0.4 * d_H$	21	67	33
$0.6 * d_H$	32	40	60
$0.8 * d_H$	42	22	78
$1.0 * d_H$	53	7	93

Таблица 5 - Ситовая характеристика продукта 8

Крупность класса, мм	Расчетный выход класса по «-», %	Выход класса по «+», %
11	$\beta_2^{-11} = \beta_4^{-11} + b_4^{+31} * \beta_2^{-11} = 3 + 0.85*17 = 12$	88
21	$\beta_2^{21} = \beta_4^{-20} + b_4^{+31} * \beta_2^{-21} = 7 + 0.85*33 = 35$	65
32	$\beta_2^{-32} = \beta_4^{-32} + b_4^{+53} * \beta_2^{-32} = 15 + 0.64*60 = 66$	34
42	$\beta_2^{-42} = \beta_4^{-42} + b_4^{+53} * \beta_2^{-42} = 19 + 0.64*78 = 85$	15
53	$\beta_2^{-53} = \beta_4^{-53} + b_4^{+53} * \beta_2^{-53} = 27 + 0.64*93 = 89$	11

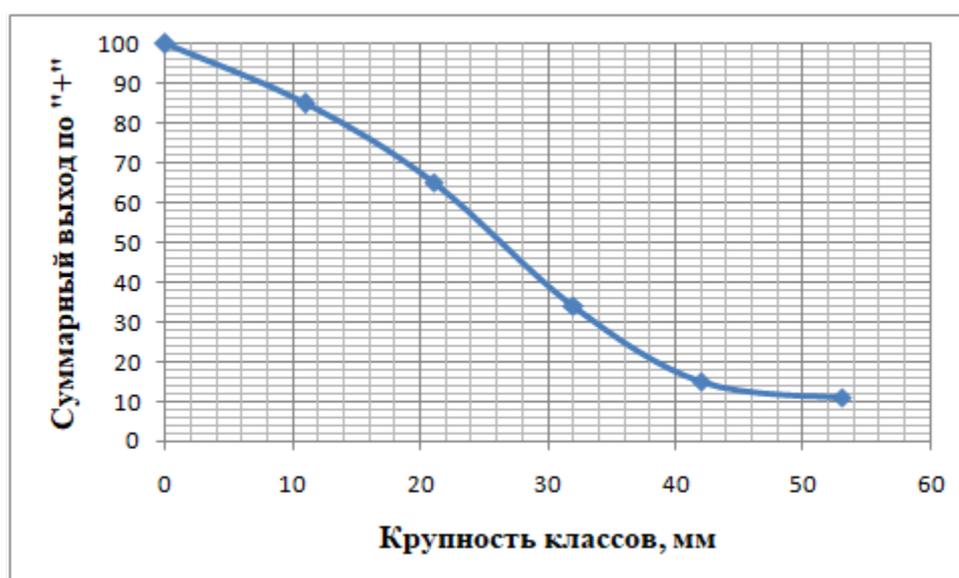


Рисунок 4 - Ситовая характеристика продукта 8

3.3 Выбор и расчет схемы измельчения

Перед обогащением необходимо производить измельчение до 80 % класса – 0.0074 мм. Максимальная крупность шаровой мельницы 12 мм с содержанием готового класса в питании 8 %.

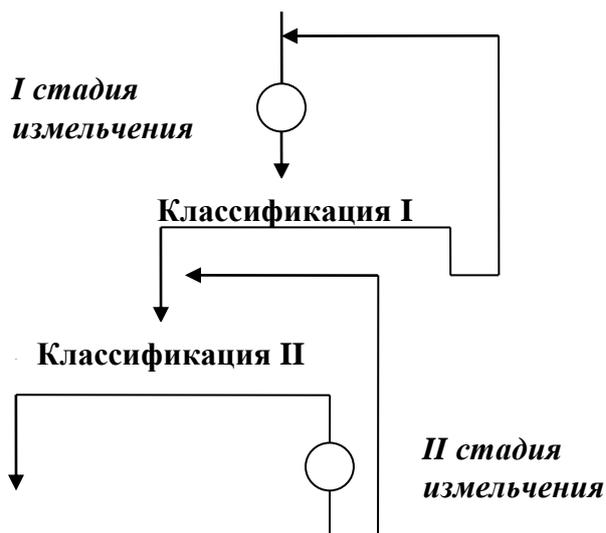


Рисунок 5 - Двухстадиальное измельчение руды

Рассчитываем схему измельчения

Исходные данные:

$$Q_0 = 367 \text{ т/ч } \gamma_0 = 100 \%$$

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

При отсутствии практических данных по содержанию класса -74 мкм в сливе мельницы I стадии содержание этого класса определяют по формуле:

$$\beta_3^{-74} = \beta_0^{-74} + \frac{B_7^{-74} - \beta_0^{-74}}{1 + k m}, \%$$

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

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

$$\beta_3^{-74} = 8 + \frac{80 - 8}{1 + 1 * 0.8} = 50 \%$$

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

Производим перерасчет на абсолютные показатели по формуле:

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

где, Q_n – количество продукта, т/ч;

Q_0 – количество исходной руды, т/ч;

γ_n – выход n-го продукта, %.

Таблица 6 - Результаты расчета схемы измельчения

№ продукта	Выход, %	Количество т/ч
γ_0	100	367
γ_1	250	917
γ_2	250	917
γ_3	100	367
γ_5	300	1101
γ_6	200	734
γ_7	100	367
γ_8	200	734

3.4 Расчет баланса металлов и количественной схемы обогащения.

Таблица 7 - Баланс металлов

Наименование	Выход, γ , %	Содержание, β , %		Произведение $\gamma * \beta$		Извлечение, ϵ , %	
		Cu	Mo	Cu	Mo	Cu	Mo
Сu-Mo концентрат	4.8	15	0.018	72	0.09	80	85
Хвосты	95,2	0.19	0.0001	18	0.01	20	15
Руда	100	0.9	0.001	90	0.1	100	100

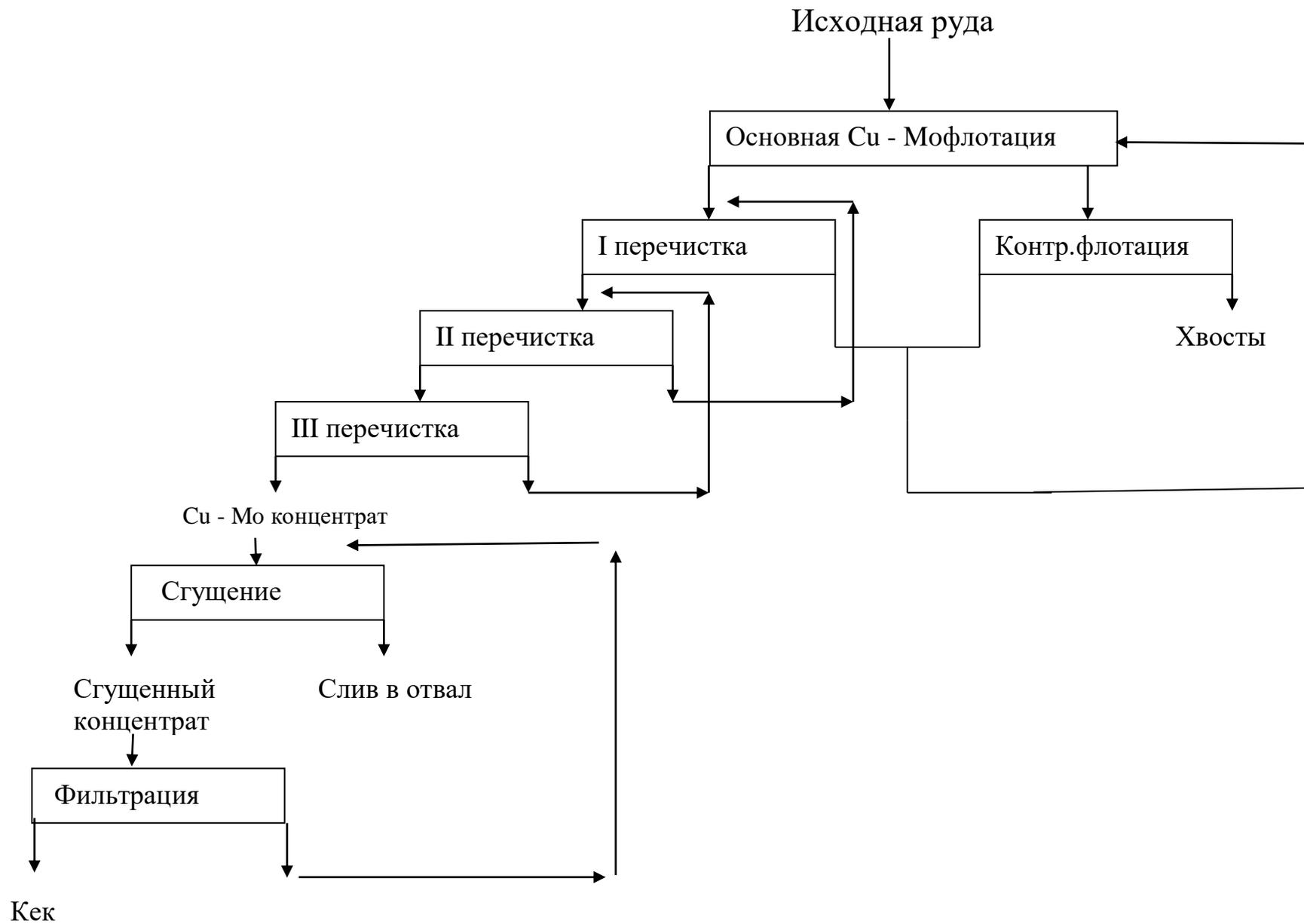


Рисунок 6 – Схема флотации (Cu -Mo)

3.4.1 Расчет водно – шламовой схемы

Водно-шламовая схема рассчитана на часовую производительность 367 т/ч. Выхода и количество продуктов обогащения приняты по результатам расчетов качественно-количественной схемы. Так же необходимо назначить содержание твердого в продуктах переработки - продукты разгрузки мельниц I и II стадий, пенные продукты операций флотации, пески гидроциклонов и рассчитать содержание твердого в сливе гидроциклонов.

Содержание твердого в продуктах обогащения принято:

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

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

Таблица 8 - Расчет водно – шламовой схемы

ПОСТУПАЕТ						ВЫХОДИТ					
Наименование продуктов	Выход, %	Масса твердого, т/ч	Содержание твердого, %	Масса воды, т/ч	Объем пульпы, м 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	367	95	19.3	168.8	Слив I мельницы	250	917	70	392.9	781.5
Пески классификации I	150	550	82	120.7	359.8						
Вода	—	—	—	252.9	252.9						
Итого	250	400	70	392.9	781.5	Итого	250	917	70	392.9	781.5
I стадия классификации в гидроциклоне											
Слив I мельницы	250	917	70	392.9	781.5	Слив I классификации	100	367	55	300.2	459.7
Вода	—	—	—	38	38	Пески классификации I	150	550	82	120.7	359.8
Итого	250	917	70	420.9	819.5	Итого	250	917	70	420.9	819.5
II стадия классификации в гидроциклоне											
Слив I классификации	100	367	55	300.2	459.7	Слив II классификации	100	367	40	550.5	710
Слив II мельницы	200	734	65	395.2	714.3	Пески II классификации	200	734	75	244.6	563.7
Вода	-	-	-	99.7	99.7						
Итого	300	1101		795.1	1273.7	Итого	300	1101		795.1	1273.7
II стадия измельчения											
Пески II классификации	200	734	75	244.6	563.7	Слив II мельницы	200	734	65	395.2	714.3
Вода	—	—	—	150.6	150.6						
Итого	200	734	75	395.2	714.3	Итого	200	734	65	395.2	714.3

Продолжение таблицы 8

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 (Cu-Mo)											
Слив II классификации	100	367	40	550.5	710	Конц. осн. флотации	14.39	52.89	32	112.39	135.38
Конц. контр. флот.	9.59	35.31	31	167.07	182.8	Хвосты осн. флотации	124.7	457.72	29	1029.68	1128.92
Хвосты I перечистки	29.51	108.3	20	241	288						
Вода	-	-	-	183.5	183.5						
Итого	139.1	510.61		1142	1364.3	Итого	139.1	51.61		1142	1364.3
I перечистка											
Конц. осн. Флотации	14.39	52.89	32	112.39	135.38	Конц. I перечистки	12.79	46.95	38	91.13	111.54
Хвосты II перечистки	7.99	29.37	21	114.5	127.26	Хвосты I перечистки	9.59	35.31	20	167.07	182.8
Вода	-	-	-	31.7	31.7						
Итого	22.38	82.26		258.2	294.34	Итого	22.38	82.26		258.2	294.34
II перечистка											
Конц. I перечистки	12.79	46.95	38	91.13	42.7	Конц. II перечистки	7.54	27.67	36	49.19	61.22
Хвосты III перечистки	2.74	10.06	20	39.76	16.7	Хвосты II перечистки	7.99	29.37	21	114.5	127.26
Вода	-	-	-	32.8	32.8						
Итого	15.53	57.04		163.69	188.48	Итого	15.53	57.04		163.69	188.48
III перечистка											
Конц. II перечистки	7.54	27.67	36	49.19	61.22	Конц. III перечистки	4.8	17.61	38	28.73	36.38
Вода	-	-	-	19.3	19.3	Хвосты III перечистки	2.74	10.06	20	39.76	44.14
Итого	7.54	27.67		68.49	80.52						
Контрольная флотация											
Хвосты осн. флотации	124.7	457.7	29	1029.6	1228.9	Конц. контр. флотации	29.51	108.3	31	241	288
Вода	-	-	-	-	-	Хвосты контр. флотации	95.2	349.42	29	788.68	940.9
Итого	124.7	457.7		1029.6	1228.9						
Сгущение											
Конц. III перечистки	4.8	17.61	38	28.73	36.38	Сгущенный продукт	4.8	17.61	60	8.8	16.45
Фильтрат	-	-	-	6.4	6.4	Слив	-	-	-	26.33	26.33
Итого	4.8	17.61		35.13	42.78	Итого	4.8	17.61		35.13	42.78
Фильтрация											
Сгущенный продукт	4.8	17.61	60	8.8	16.45	Кек	4.8	17.61	88	2.4	10
						Фильтрат	-	-	-	6.4	6.4
Итого	4.8	17.61		8.8	16.45	Итого	4.8	17.61		8.8	16.45

Таблица 9 - Баланс воды

ПОСТУПАЕТ		ВЫХОДИТ	
Наименование продуктов	Масса продукт ов, т/ч	Наименование продуктов	Масса продукт ов, т/ч
Вода с рудой	19.3	Слив сгустителя	26.33
Вода в измельчение I стадии	252.9	Хвосты контр. флотации	788.68
Вода в классификацию I	38		
Вода в классификацию II	99.7		
Вода в измельчение II стадии	150.6		
Основная флотация Cu-Mo	183.5		
В I перечистку	31.7		
Во II перечистку	32.8		
В III перечистку	19.3		
Итого	827.8	Итого	827.8

3.5 Выбор и технологический расчет основного оборудования

3.5.1 Оборудования для дробления

Часовая производительность отделения крупного дробления составляет 526 т/ч.

Проверяем дробилку ЩДП-12х15

Расчетный размер отверстия находится по формуле:

$$i_p = 110 + \frac{526 - 1 * 1 * 1 * 1.75 * 230}{(400 - 230) * 1 * 1 * 1 * 1.75} * (190 - 110) = 150$$

Определяем производительность дробилки:

$$Q_p = 1.1 * 1 * 1 * [230 + \frac{400-230}{190-110} * (143 - 110)] * 1.75 = 525 \text{ т/ч.}$$

Коэффициент загрузки: $K_3 = 0.8$

Количество дробилок: $N = 1 \text{ шт}$

При крупности 300мм для II стадии дробления подходит дробилка КСД-2200-ГР

Производительность дробилки:

$$Q_p = 1.0 * 1 * [170 + \frac{320 - 170}{60 - 25} * (31 - 25)] * 1.75 = 240 \text{ т/ч.}$$

Количество дробилок $N = 1$ шт.

Коэффициент загрузки $K_3 = 0.7$.

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

Производительность дробилки КИД :

$$Q_p = K_f * Q_n * \delta_n = 1 * 150 * 1.75 = 262.5 \text{ т/ч.}$$

Количество дробилок: $N = 1$ шт.

Коэффициент загрузки: $K_3 = 0.8$.

Таблица 10 - Сводная таблица устанавливаемых дробилок

Показатели	Крупное дробление	Среднее дробление	Мелкое дробление
Типоразмер дробилок	ЩДП12-15	КСД-2200 - ГР	КИД-2200
Производительность дробилки	525	240	262.5
Крупность дробленого продукта	300	53	12
Коэффициент загрузки	0.8	0.8	0.8
Количество дробилок	1	1	1

3.5.2 Оборудования для грохочения

Предварительное грохочение применяется перед второй и третьей стадией дробления.

Необходимая рабочая площадь определяется по формуле:

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

где , q_0 - удельная производительность, т/(м³ * ч);
 К- коэффициент учитывающий влияние мелочи;
 L- коэффициент учитывающий влияние крупных;
 М – коэффициент учитывающий эффективность грохочения;
 N- коэффициент учитывающий форму зерен и материала;
 О- коэффициент учитывающий влияние влажности;
 Р- коэффициент учитывающий способ грохочения.

Значение буквенных показателей в данном случае:

$$q_0 = 63.7 \text{ т/(м}^3 * \text{ч)}; K = 0.6; L = 1.03; M = 1.35; N=1; O=1; P=1.$$

Необходимая площадь грохочения:

$$F_p = \frac{526}{63.7 * 1.6 * 0.6 * 1.03 * 1.35 * 1 * 1 * 1} = 6.1 \text{ м}^2 .$$

Принимаем грохот ГИТ–51.

Расчет необходимой площади грохочения выполняется аналогично первому варианту.

Отсеваемый класс –12 мм.

Значения буквенных показателей:

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

$$\delta_n = 1.6 \text{ т/м}^3;$$

$$K = 0.48;$$

$$L = 2.63;$$

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

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

$$F_p = \frac{526}{21 * 1.6 * 0.48 * 2.63 * 1.18 * 1 * 1 * 1} = 9 \text{ м}^2 .$$

Принимаем два грохота ГИТ – 41 с $F = 4.5 \text{ м}^2$

3.5.3 Выбор и расчет оборудования для измельчения

В соответствии с применяемой схемой измельчение ведется в две стадии.

Исходные данные для расчета:

Производительность – 367 т/ч

Крупность питания – 8 % - 0.074 мм

Циркулирующая нагрузка $C = 150\%$, $C = 200\%$

Плотность руды – 2.3 т/м²

За эталонную мельницу принята мельница МШР–32х31 Зырянской обогатительной фабрики.

Типоразмеры мельниц для сравнения:

1) МШР–45х55 с $V = 86 \text{ м}^3$;

2) МШР–55х65 с $V = 141 \text{ м}^3$;

3) МШР–60х80 с $V = 208 \text{ м}^3$;

Рассчитываем удельную производительность мельниц:

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

$$K_{\text{И}} = 0.7; K_{\text{К}} = 0.97; K_{\text{Т}} = 1.0; K_{\text{Ф}} \text{ и } K_{\text{П}} \text{ принимаем равными } 1.0$$

$$K_{\text{D}} = \sqrt[4]{\frac{4.5 - 0.15}{3.2 - 0.15}} = 1.19.$$

Коэффициент K_{L} определяется:

$$K_{\text{L}} = \left(\frac{6.5}{3.1} \right)^{0.15} = 1.07.$$

Производительность мельницы МШР–45х65:

$$q_{-74} = 1.59 \text{ т}/(\text{м}^3 * \text{ч}).$$

Для МШР–55х65:

$$K_{\text{D}} = 1.3; K_{\text{L}} = 1.07;$$

$$q_{-74} = 1.52 \text{ т}/(\text{м}^3 * \text{ч}).$$

Для МШР–60х80:

$$K_{\text{D}} = 0.79;$$

$$K_{\text{L}} = 1.1;$$

$$q_{-74} = 0.92 \text{ т}/(\text{м}^3 * \text{ч}).$$

Производительность мельниц по руде определяется:
для МШР–45х65:

$$Q_P = \frac{q_{-74} * V}{\beta_K^{-74} - \beta_H^{-74}} = \frac{1.39 * 86}{0.8 - 0.5} = 398.4 \text{ т/ч};$$

для МШР–55х65:

$$Q_P = 714.4 \text{ т/ч};$$

для МШР–60х80:

$$Q_P = 637.8 \text{ т/ч};$$

Коэффициент загрузки и количество мельниц составят:

для МШР–45х65: $N = 2$ шт., $K_3 = 0.4$;

для МШР–55х65: $N = 1$ шт., $K_3 = 0.5$;

для МШР–60х80: $N = 1$ шт., $K_3 = 0.5$;

Пропускная способность мельницы:

МШР–45х65: $367 * (1 + 2.8) / (2 * 86) = 8.1$ ($8.1 < 12$);

МШР–55х65: $367 * (1 + 2.8) / (1 * 141) = 9.8$ ($9.8 < 12$);

МШР–60х80: $367 * (1 + 2.8) / (1 * 208) = 6.7$ ($6.7 < 12$);

Таблица 11 - Мельницы

Типоразмер мельницы	Кол-во, шт.	Мощность, кВт		Пропускная способность, т/(м ³ *ч)	Коэффициент загрузки
		Единицы	Всех		
МШР–45х65	2	2500	5000	8.1	0.4
МШР–55х65	1	4000	4000	9.8	0.5
МШР–60х80	1	6000	6000	6.7	0.5

Наиболее подходящим вариантом является установка мельницы МШР–55х65 в одном количестве.

Аналогично считается и для второй стадии измельчения.

3.5.4 Выбор и расчет оборудования для классификации

На I классификацию гидроциклона поступает:

твердое – 917 т/ч;

жидкое – 420.9 т/ч;

добавляется воды – 38 т/ч;

содержание класса – 0.074 мм в сливе – 45 %.

Объем пульпы в гидроциклонирование составит:

$$V_{\Pi} = V_{\text{ж}} + V_{\text{ТВ}} = W_2 + L_{\Pi} + \frac{Q_2}{\delta_{\Gamma}} = 420.9 + 38 + \frac{917}{2.3} = 857.5 \text{ м}^3/\text{ч}.$$

Содержание твердого в питании гидроциклона составит:

$$T_{\Pi} = \frac{Q_{\text{пит}}}{Q_{\text{пит}} + W_{\Pi} + L} = \frac{917}{917 + 420.9 + 38} = 66 \%$$

Объем пульпы на одну секцию:

$$V_{\text{секц}} = V_{\Pi}/N = 857.9/2 = 428.9 \text{ м}^3/\text{ч}.$$

Номинальная крупность слива гидроциклона с содержанием 45 % класса – 0.074 мм:

$$R_{+74} = 100 - \beta_c^{-74} = 100 - 45 = 55 \%,$$

$$d_{\text{н}} = \frac{96.274}{2 - \lg R_{+74}} = \frac{96.274}{2 - \lg 55} = 370 \text{ мкм}.$$

Определяем граничную крупность слива:

$$d_{\Gamma} = d_{\text{н}}/1.75 = 370/1.75 = 211 \text{ мкм}.$$

Выбираем гидроциклон ГЦ-710

Объемная производительность гидроциклона для $P_0 = 0.1$ МПа:

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

Необходимое количество гидроциклонов на одну секцию составит:

$$N = V_{\text{секц}}/V = 211 / 270.4 = 1 \text{ шт}.$$

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

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

$$d_{\Gamma} = 1.5 * \sqrt{\frac{71 * 16 * 66}{20 * 0.95 * 0.1^{0.5} * (3 - 1)}} = 120 \text{ мкм}$$

Аналогично считается и для II стадии классификации.

На схеме питания гидроциклона:

Твердое – 1101 т/ч;

жидкое – 795.1 т/ч;

добавляется воды – 99.7 т/ч;

содержание класса –0.074 мм в сливе – 75 %.

$$V_{\Pi} = 1373.4 \text{ м}^3/\text{ч}; \quad T_{\Pi} = 55 \% ; \quad V_{\text{СЕКЦ}} = 686.7 \text{ м}^3/\text{ч}.$$

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

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

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

Граничная крупность слива:

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

Объемная производительность гидроциклона:

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

Необходимое количество гидроциклонов на одну секцию:

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

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

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

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

3.5.5 Выбор и расчет оборудования для обогащения.

Для каждой операции расчет флотомашин ведется отдельно. Машины рассчитываются по времени пребывания пульпы в 1 аппарате.

Необходимость количество камер флотомашин для операции, определяется по формуле:

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

где, V – количество пульпы, м³/ч.

t – время флотации, мин.

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

v_k – объем 1 камеры, м³

Основная флотация

$$n = \frac{1364.3 * 10}{60 * 25 * 0.7} = 13 \text{ камер}$$

Контрольная флотация

$$n = \frac{1228.9 * 8}{60 * 25 * 0.7} = 9 \text{ камер}$$

I перечистка

$$n = \frac{294.3 * 6}{60 * 6.25 * 0.7} = 7 \text{ камеры}$$

II перечистка

$$n = \frac{188.48 \cdot 6}{60 \cdot 6.25 \cdot 0.7} = 4 \text{ камера}$$

III перечистка

$$n = \frac{80.52 \cdot 5}{60 \cdot 6.25 \cdot 0.7} = 1 \text{ камера}$$

Таблица 12 – Сводная таблица флотомашин

Наименование операции	Объем пульпы, м ³ /ч	Типоразмер флотомашин	Объем камеры, м ³	Время флотации	Количество камер
Основная медная флотация	1364,3	ФМ	25	10	13
Контрольная флотация меди	1228.92	ФМ	25	8	9
I перечистка	294.34	ФМ	6.3	6	7
II перечистка	188.48	ФМ	6.3	6	4
III перечистка	80.52	ФМ	6.3	5	1

3.5.6 Выбор и расчет оборудования для обезвоживания

Выбор сгустителей

Производительность цеха обезвоживания по концентратам:

$$Q = 17.61 \text{ т/ч}$$

Удельные нагрузки: $q_{Cu} = 0.05 \text{ т/ч}$

Потребная площадь сгущения:

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

$$F = \frac{17.61}{0.05} = 352.2 \text{ м}^2$$

Для концентрата принимаем сгуститель П – 25 с площадью сгущения 500 м² в одном количестве.

Выбор фильтров

Площадь фильтрования рассчитывается по формуле:

$$F = Q/q, \text{ м}^2$$

где: q – удельная производительность, т/м³ *ч;

Q – производительность по концентрату, т/ч.

$$F = 17.51/0.15 = 116.7 \text{ м}^2$$

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

3.6 Выбор и расчет вспомогательного оборудования

Выбор насосов

Производительность насосов определяется по формуле:

$$V_{\text{H}_2\text{O}} = V_{\text{П}} * (1 + T_{\text{П}}), \text{ м}^3/\text{ч};$$

где: $V_{\text{H}_2\text{O}}$ – объемная производительность насоса по воде, м³/ч;

$V_{\text{П}}$ – объемная производительность насоса по пульпе, м³/ч;

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

$$V_{\text{H}_2\text{O}} = 857.5 * (1 + 0.66) = 1423.4 \text{ м}^3/\text{ч}$$

Для I стадии классификации принимаем к установке насос ГРАУ – 1600/25 в количестве двух штук (1 рабочий 1 резервный) на одну секцию;

$$V_{\text{H}_2\text{O}} = 1373.4 * (1 + 0.55) = 2128.7 \text{ м}^3/\text{ч}$$

Для II стадии классификации устанавливаем насос ГРА 1400/40 в количестве четырех штук (2 рабочих и 2 резервных) на одну секцию.

Расчет ленточного конвейера

Расчет ленточного конвейера из корпуса мелкого дробления в главный корпус.

Исходные данные для расчет:

Общая длина конвейера - 60м.

Насыпная плотность руды – 1.75

Определение мощности электродвигатели:

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

где: K_0 - коэффициент, зависящий от ширины ленты;

K_1 - коэффициент запаса мощности двигателя;

K_2 -коэффициент, учитывающий длину конвейра;

K_3 - коэффициент, учитывающий перегибы конвейров;

K_4 - коэффициент условий работы конвейра;

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

L - длина навески ленты, м;

V - скорость движения ленты, м/с.

По расчетам N будет равен к 10.

Определение ширины ленты по формуле:

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

где: B - ширина ленты, м;

Q - перемещаемая масса, т;

k_y - коэффициент, учитывающий угол наклона конвейра;

δ_n - насыпная плотность, т/м³.

$B = 60 \cdot (526 / 0,85 \cdot 2 \cdot 1.75)^{0,5} + 75 = 872$ мм. Принимается $B = 1000$ мм.

Расчет остальных конвейеров проводится аналогично, результаты сведены в таблице.

Таблица 13 - Сводная таблица ленточных конвейеров

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

3.7. Реагентное хозяйство

Суточный расход реагентов приведен в таблице 3.7

Таблица 14 -Расход реагентов

Наименование используемых реагентов	Точка подачи	Удельная норма расхода	Концентрация реагентов г/л
Бутиловый ксантогенат(для Cu)	Основная флотации	130	60
Керосин (для Mo)	Основная флотация	35	10
Известь	Основная флотация	1340	100
Пенообразователь Сосновое масло	Основная флотация	70	20

Определение необходимого количества раствора реагентов на сутки производим по формуле:

$$V = \frac{q * Q}{C} \text{ л,}$$

где: V – объем раствора, л;
 q – удельная норма расхода,
 Q – суточная производительность главного корпуса по руде, т/сут;
 C – концентрация реагента, г/л;
Определение необходимого количества ксатогената:

$$V = \frac{130 * 5138}{60} = 11132 \text{ л.}$$

Аналогично считается и для остальных реагентов.

Хранение и растворение реагентов происходит в помещении с вентиляционной системой.

Известковое молоко измельчается в стержневой мельнице 1200x2400 с последующей классификацией продукта в гидроциклонах $D=350\text{мм}$. Позже известь сливается в чаны, где происходит растворение реагентов, откуда отправляется на площадку флотационного отделения.

Для остальных реагентов под чаном устанавливается барабан с механической иглой. Промывание барабана осуществляется водой под давлением, после того, как барабан будет проколот иглой.

4 Безопасность и охрана труда

4.1 Организация охраны труда и производственной безопасности предприятия

4.1.1 Трудовой Кодекс РК

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

Работодатель обязан:

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

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

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

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

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

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

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

4.1.2 Нормативные акты и законы РК об охране труда

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

В качестве подзаконных актов выступают ГОСТ, нормы и Правила.

Взаимодействие государственного надзора, ведомственного и общественного контроля:

а) высший надзор по соблюдению законности осуществляет генеральный прокурор;

б) государственный надзор в соответствии с законом об охране труда за соблюдением норм и правил по охране труда осуществляется:

- специально уполномоченными инспекциями, независимые в своей деятельности от деятельности предприятия (Казгидромет, Госгортехнадзор, Госатомнадзор и т.д.);

4.2 Инженерные расчеты по охране и безопасности труда

4.2.1 Расчет заземляющего устройства

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

Исходные данные для расчета заземления:

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

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

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

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

4) Расчет удельного сопротивления:

$$\rho = \rho_{\text{изм}} * K_c$$

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

K_c - коэффициент сезонности.

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

Для горизонтальных заземлителей: $\rho = 100 \cdot 2.5 = 250 \text{ Ом} \cdot \text{м}$

Расчет сопротивления одиночных заземлителей.

Сопротивление горизонтального заземлителя:

$$R_{\Gamma} = \frac{\rho}{2\pi} \ln \frac{2l^2}{|b|}$$

где, l – длина заземляющего стержня;

$$l = 200 \cdot 4 + 80 \cdot 2 = 960 \text{ м}$$

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

Сопротивление вертикальных заземлителей:

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

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

где, l , d – длина и диаметр заземлителя;

t – расстояние до середины заземлителя и от поверхности земли.

4.3 Электро и пожаробезопасность предприятия

4.3.1 Электробезопасность

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

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

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

Потребителями электроэнергии является:

электроприводы основного технологического оборудования: дробилки, грохота;

электроприводы вспомогательного оборудования: транспортеры, насосы, питатели;

электроприводы санитарно-технического оборудования;

электрофильтры для улавливания пыли;

Приборы и оборудование КИП и А;

Электроосвещение;

Оборудование административного и бытового комбинатов;

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

для питания электродвигателей мельниц и дробилок – 6кВ;

для встроенных комплексных трансформаторных подстанций – 6кВ;

для питания всех остальных электроприемников – 0.38 кВ;

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

для питания ремонтного аварийного освещения – 0.012к.

Всего годовой расход электроэнергии:

Силовой – 4419975 кВт*ч;

Световой – 441997 кВт*ч;

Общий – 4861972 кВт*ч;

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

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

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

Осветительная проводка осуществлена влагозащитным проводником.

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

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

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

4.3.2 Пожарная безопасность

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

Прежде всего рассчитана установка первичных средств в целях тушения пожара.

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

Также ведутся мероприятия по противопожарной безопасности:

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

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

4.3.3 Обеспечение метеорологических условий

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

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

Защита от молнии высоких потенциалов на особо пожаро и взрывоопасном объекте осуществляется путем отвода от воздушных линий, применением кабельных подходов длиной не менее 50м с заземлением на обоих концах брони и свинцовой оболочки кабеля. Токоприемник и электрические аппараты устанавливаем снаружи помещения.

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

На каждом предприятии законодательством устанавливаются обязательные нормы условий труда.

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

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

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

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

4.4.1 Шум и вибрация

Подавление шума и вибрации на фабрике осуществляется следующим способом:

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

Применение индивидуальных средств защиты шума и вибрации.

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

4.4.2 Вентиляция

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

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

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

Предусмотрена мокрая уборка отделения.

4.5 Оценка воздействия на окружающую среду технологических процессов предприятия

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

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

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

Другим видом промышленных выбросов промышленных выбросов является запыленный воздух в количестве 1500 м³/ч при содержании твердого 30 мг/ м³.

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

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

5 Экономика

5.1 Главный корпус

Строительный объем главного корпуса составляет 210000 м³ по цене 25000 тенге за 1 м³.

- 1) Стоимость корпуса составит:
 $210000 \times 25000 = 5250\ 000\ 000$ тенге.
- 2) Стоимость строительных металлоконструкций составит при цене 75000 тенге за 1 тонну металлоконструкций
- 3) $(20000 \times 2 / 1000) \times 75000 = 3\ 150\ 000\ 000$ тенге.
- 4) Стоимость технологических металлоконструкций составит:
 $(210000 \times 1 / 1000) \times 75000 = 15\ 750\ 000\ 000$ тенге.
- 5) Общая стоимость корпуса составит: 5297250000 тенге.
- 6) Накладные расходы на строительство составляют 18% и равны:
 $5297250000 \times 0,18 = 953553600$ тенге.
- 7) Плановые накопления составляют 2,5% и равны: 23838840тенге.
- 8) Монтаж электроосвещения по цене 20300 тенге за 1кВт установочной мощности равен:
 $97,5 \times 20300 = 1\ 979\ 250$ тенге.
- 9) Стоимость сантехнических работ составляет 15% от стоимости здания и равна 787500000 тенге.

Всего стоимость строительных работ по главному корпусу составит 7062142440 тенге.

5.2 Расчет стоимости основного и вспомогательного оборудования

Таблица 15 – Стоимость основного и вспомогательного оборудования корпуса крупного, среднего и мелкого дробления и главного корпуса

Наименование	Типоразмер	Кол-во	Цена за единицу, тг	Общая стоимость, тг
Дробилки	ЩДП-12х152	1	10880000	10880000
	КСД-1750 ГР	1	11990000	11990000
	КИД – 2200	1	11890000	11890000
Мельницы	МШР 55х65	2	60000000	120000000
Грохоты	ГИТ – 51А	1	75450000	75450000
	ГИТ – 41	2	79560000	159120000
Гидроциклоны	ГЦ – 710	2	100000	2000000
	ГЦ – 500	3	85000	255000

Продолжение таблицы 15

Наименование	Типоразмер	Кол-во	Цена за единицу, тг	Общая стоимость, тг
Насосы	ГРАУ 1600/25	2	65000	130000
	ГРА 1400/40	4	50000	40000
Сгуститель	П – 25	1	5980000	5980000
Фильтры	ДОО 63	1	7850000	7850000
Флотомашинны	ФМ – 25	22	250000	9500000
	ФМ – 6.3	12	220000	5720000
Конвейер	Ширина - 1000	4	90000	360000
Всего	-	-	-	352700000

Амортизационные отчисления 15 % от стоимости оборудования 52905000 тенге.

5.3 Расчет стоимости вспомогательных материалов

Таблица 16 – Расчет стоимости вспомогательных материалов

Наименование	Норма расхода кг/т	Расход в год, т/год	Цена за единицу тенге/тонну	Сумма в год, тенге
Дизтопливо	0,250	130.5	75000	9787500
Бронь ЩДП	0,014	7,15	85000	607750
Смазочные материалы	0,25	136.5	46000	6279000
Транспортерная лента	0,012	6.8	1800	12240
Собиратель бутиловый ксантогенат	130	70	151000	10570000
Вспениватель	62	32	109150	3492800
Известь	50	15	85000	1275000
Керосин	19	8	98000	784000
Всего				36409390

Таблица 17 – Определение энергетических нагрузок

Наименование	Количество		Общая установочная мощность		Коэффициент использования мощности	Часов работы		Годовой расход э/энергии, кВт-ч
	Раб.	Рез.	Раб., кВт	Рез., кВт		В сут ки	В год	
ЩДП-12х15	1	-	90	-	0,65	21	8760	512460
КСД-1750 ГР	1	-	160	-	0,65	21	8760	911040
КИД – 2200	1	-	500	-	0,65	21	8760	2847000
МШР 55х65	2	-	2500	-	0,65	24	8760	14235000
ГИТ – 51А	1	-	5.5	-	0,65	24	8760	31317
ГИТ – 41	1	-	11	-	0,65	24	8760	62634
ГРАУ 1600/25	1	1	2	-	0,65	24	8760	22776
ГРА 1400/40	2	2	4	4	0,65	24	8760	22776
П – 25	1	-	2	-	0,65	24	8760	17082
ДОО 63	1	-	1	-	0,65	24	8760	5694
ФМ – 25	22		7.5			24	8760	42705
ФМ – 6.3	12		7.5			24	8760	42705
Ширина 1000	4		10			24	8760	56940
Всего	-	-	-	-	-	-		18348909
Сантехническая нагрузка-5%	-	-	-	-	-	-	5	9174454
Ремонтная нагрузка 7-9%	-	-	-	-	-	-	7,1	1302772
Освещение по расчету 1 кВт мощности на 100м ²	-	-	-	-	-	-	1,9	348629
Потери в сетях 0,5%	-	-	-	-	-	-	0,5	91744
Всего по объекту	-	-	-	-	-	-		29266508

5.4 Стоимость энергозатрат

Годовой расход электроэнергии составляет 29266508кВт по цене 9 тенге за 1 Квт. Стоимость электроэнергии составит:

$29266508 \times 9 = 263398572$ тенге.

Годовой расход воды составляет 1460855 м³, из нее свежей воды 538976 м³ по цене 4 тенге за 1 м³, и оборотной воды 921879 м³ по цене 1,8 тенге за 1 м³. Стоимость расходуемой воды составит:

Свежей - $538976 \times 4 = 2155904$ тенге.

Оборотной - $921879 \times 1,8 = 1659382$ тенге.

Всего – 3815286 тенге

5.5 Заработная плата

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

Таблица 18 – Штатное расписание ИТР ЗИФ.

Должность	Количество штатных единиц	Должностной оклад, в тенге	Месячный ФЗП, в тенге	Годовой ФЗП, в тенге
Производственный персонал				
Машинист питателя	3	52300	156900	1882800
Машинист конвейера	3	52300	156900	1882800
Машинист насосов	3	52300	156900	1882800
Дежурный слесарь	3	52300	156900	1882800
Машинист грохочения	3	52300	156900	1882800
Рабочий по отборке проб	1	52300	156900	1882800
Инженер по ТБ	1	58500	58500	702000
Машинист ЩДП	3	58500	175500	2106000
Машинист КСД	3	58500	175500	2106000

Продолжение таблицы 18

Должность	Количество штатных единиц	Должностной оклад, в тенге	Месячный ФЗП, в тенге	Годовой ФЗП, в тенге
Машинист КИД	3	58500	175500	2106000
Машинист мельниц	3	58500	175500	2106000
Гидроциклонщик	3	58500	175500	2106000
Концентраторщик	3	58500	175500	2106000
Дежурный электрик	3	58500	175500	2106000
Слесарь КИП	2	58500	117000	1404000
Сменный мастер	4	65000	260000	3120000
Административный персонал (ИТР)				
Начальник гл. корпуса	1	80000	80000	960000
Главный механик	1	80000	80000	960000
Главный инженер	1	80000	80000	960000
Должность	Количество штатных единиц	Должностной оклад, в тенге	Месячный ФЗП, в тенге	Годовой ФЗП, в тенге
Главный энергетик	1	80000	80000	960000
МОП				
Уборщик	1	52300	52300	627600
Всего ФЗП	49	1277600	2977700	33626400

5.6 Расчет расходов на содержание и эксплуатацию оборудования.

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

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

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

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

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

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

Амортизационные отчисления составляют 25% от стоимости всего оборудования:

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

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

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

5.7 Расчет цеховых расходов

1) Содержание аппарата и МОП – 4461268 тенге.

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

Таблица 19 – Калькуляция себестоимости переработки руды

Наименование статей	Цена за единицу, тенге	Количество в год	Сумма в год, тенге
Исходная руда	350	800000	280000000
Транспортировка	18	800000	14400000
Дизтопливо	55000	119	6545000
Бронь ЩДП	85000	25	5525000
Бронь мельниц	85000	54	4590000
Транспортерная лента	1500	505	75000
Сетка	2000	44	88000
Известь	95000	60	5700000
Керосин	120000	65	7800000
Ксатогенат	150000	65	9750000
Итого			334473000

Продолжение таблицы 19

Наименование статей	Цена за единицу, тенге	Количество в год	Сумма в год, тенге
Электроэнергия	9	29266508	263398572
Вода свежая	4	538976	2155904
Вода оборотная	1,8	921879	1659382
Итого	-	-	267213858
Зарплата основная	-	-	33626400
Эксплуатация	-	-	869510
Текущий ремонт	-	-	6086570
Износ малоценного и быстроизнашивающегося оборудования	-	-	770000
Амортизация оборудования	-	-	138785737
Прочие расходы	-	-	3621839
Итого	-	-	178282056
Содержание аппарата и МОП	-	-	4461268
Амортизация зданий и сооружений	-	-	153620250
Текущий ремонт	-	-	235763850
Исследования и испытания	-	-	336264
Охрана труда	-	-	1681320
Износ малоценного и быстроизнашивающегося инвентаря	-	-	10594500
Итого	-	-	406457452
Всего по калькуляции	-	-	1186426366

5.8 Расчет себестоимости концентратов

Таблица 20 - Оптовая стоимость концентратов

Наименование	Выпуск концентрата, т/Г	Содержание металла, %	Цена за 1 т концентратов, тыс. тг.	Сумма тыс. тг.
Медно-молибденовый концентрат	22000	20	62.61	901584
Итого	22000			901584

1) Затраты за 1 тонну готовой продукции: (годовой расход по калькуляции)/ (оптовая цена всей продукции)= 1186426,366тыс. тг/ 901584 тыс. тг =1,31

2) Себестоимость 1 тонны медного концентрата: (годовой расход все калькуляции)/ (количество продукции)= 1186426,366тыс. тг/22000т= 53,928тг

3) Прибыль =(оптовая стоимость годовой продукции)-(себестоимость годовой продукции)= 2140976тыс.тг – 1186426,366 тыс. тг = 954549,634 тг

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

$$954549,634 * 100 / 1186426,366 = 40 \%$$

5) Срок окупаемости = (общая сумма капиталовложений)/(прибыль)= 2562088,03/ 954549,634= 4 года.

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

Согласно полученным данным подготовлен проект обогатительной фабрики по переработке медно–молибденовой руды месторождения Бозшаколь с производительностью 2400 000 тонн руды в год.

Проектом рассчитано:

- трехстадиальное дробление и двухстадиальное измельчение;
- коллективная флотация меди и молибдена;
- процесс обезвоживания продуктов.

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

Все проектировочные расчеты соответствует нормам окружающей среды и охраны труда.

На проектируемой фабрике получены следующие технологические показатели:

Содержание меди и молибдена концентрате: Cu – 20 % Mo – 15 %.

Извлечение меди в общий концентрат: 80 % Mo – 85 %.

В итоге выполненных расчетов получены следующие экономические показатели:

- прибыль - 954549,634 тг;
- рентабельность – 40 %;
- срок окупаемости капитальных затрат – 4 года.

СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННОЙ ЛИТЕРАТУРЫ

- 1) Разумов К. А., Перов В. А. Проектирование обогатительных фабрик. – М.: Недра, 1982
- 2) Справочник по обогащению руд. Подготовительные процессы. Изд.2, переработанное и дополненное. – М.: Недра, 1982
- 3) Справочник по обогащению руд. Основные процессы. Изд.2, переработанное и дополненное. – М.: Недра, 1984
- 4) Сажин Ю. Г., Ревашвили Б. И. Расчеты схем рудоподготовки и выбор дробильно – измельчительного оборудования. Учебное пособие – Алматы, 1985
- 5) Сажин Ю. Г. Выбор и технологический расчет оборудования для классификации и перекачки пульпы. Методические указания. – Алматы, 1997
- 6) Трудовой Кодекс Республики Казахстан
- 7) Меркулова В. П., Нуркеев С. С., Сейсембиев М. Ж. Охрана труда и окружающей среды в дипломном проекте. Методические указания. – Алматы, 1997
- 8) Васильев Н. В. Основы проектирования и расчет транспортных устройств и складов обогатительных фабрик. – М.: Недра, 1965
- 9) Полькин С. И., Адамов Э. В. Обогащение руд цветных и редких металлов. – М.: Недра, 1975.
- 10) Флотационное обогащение. О факторах влияющих на флотацию медно-свинцово-цинково-пиритных руд и на выбор реагентов. //Экспресс – информация, ВИНТИ, №35, - М.: 1977.

