

МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ И НАУКИ РЕСПУБЛИКИ КАЗАХСТАН

Satbayev University

Институт металлургии и промышленной инженерии

Кафедра металлургии и обогащения полезных ископаемых

Жакупова Ж.Ж.

Проект обогатительной фабрики по переработке медных руд
месторождения Нурказган, производительностью 1800000 тонн в год

ПОЯСНИТЕЛЬНАЯ ЗАПИСКА

к дипломному проекту

специальность 5В073700 – Обогащение полезных ископаемых

Алматы 2021

МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ И НАУКИ РЕСПУБЛИКИ КАЗАХСТАН

Satbayev University

Институт металлургии и промышленной инженерии

Кафедра металлургии и обогащения полезных ископаемых

ДОПУЩЕН К ЗАЩИТЕ

Зав. кафедрой М и ОПИ

канд. техн. наук,

Барменшинова М.Б.

« 25 » 05 2021 г.

ПОЯСНИТЕЛЬНАЯ ЗАПИСКА

к дипломному проекту

на тему: Проект обогатительной фабрики по переработке медной руды
месторождения Нурказган с производительностью 1800000 тонн в год

по специальности 5В073700

Выполнила



Жакупова Ж.Ж.

Научный руководитель

канд. техн. наук, доцент



Ш.А.Телков

« 24 » 05 2021 г.

Алматы 2021

МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ И НАУКИ РЕСПУБЛИКИ КАЗАХСТАН

Satbayev University

Институт металлургии и промышленной инженерии

Кафедра металлургии и обогащения полезных ископаемых

5B073700 – Обогащение полезных ископаемых

УТВЕРЖДАЮ

Зав. кафедрой М и ОПИ

канд. техн. наук,

Барменшинова М.Б.

« 08 » 01 2021 г.

ЗАДАНИЕ

на выполнение дипломного проекта

Обучающемуся Жакуповой Жансулу Жомартовне

На тему: "Проект обогатительной фабрики по переработке медной руды месторождения Нурказган с производительностью 1800000 тонн в год"

Утверждена приказом ректора университета . 52131-0 от 24.11.2020

Срок сдачи законченного проекта: . 16 мая 2021

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.

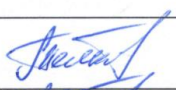
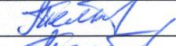
Рекомендуемая основная литература:

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

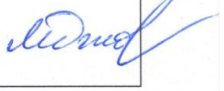
ГРАФИК

подготовки дипломного проекта

Наименование разделов, перечень разрабатываемых вопросов	Сроки представления научному руководителю и консультантам	Примечания
Обоснование и расчет технологической схемы	15.02.2021 – 22.02.2021	
Выбор и расчет оборудования	23.02.2021 – 5.03.2021	
Разработка чертежей	6.03.2021 – 18.03.2021	
Безопасность и охрана труда	19.03.2021 – 15.04.2021	
Технико – экономические расчеты	19.03.2021 – 15.04.2021	
Оформление пояснительной записки	16.04.2021 – 4.05.2021	

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	15.05.2021	
Безопасность и охрана труда	Ш. А. Телков канд. техн. наук, доцент	15.05.2021	
Нормоконтроль	И.Ю.Мотовилов, доктор PhD, ассистент профессор	24.05.2021	

Научный руководитель



Телков Ш.А.

Задание приняла к исполнению



Жакупова Ж.Ж.

Дата

«24» _____ 2021 г.

АНДАТПА

Осы дипломдық жобаны іске асыру объектісі мыс-порфир кендерін өңдеуге маманданған Нұрқазған байыту фабрикасы болып табылады.

Кен орнын байыту үшін екінші және үшінші сатыда алдын ала електен өткізе отырып, үш сатылы ұсақтауды, ұсақталған өнімдерді жіктей отырып, екі сатылы ұсақтауды, екі негізгі, бақылау және екі айналмалы операциялары бар флотация процесін қамтитын технологиялық схема таңдап алынды.

Құрамында 19,5% мыс бар, 63,31% алынған мыс концентраты Тауарлық өнім болып табылады.

Алынған концентраттардың жылдық массасы:

$Cu = 169\,400 \text{ т / г;}$

1 тонна кенді өңдеудің өзіндік құны 111 464 теңгені, 1 тонна концентраттың өзіндік құны:

$Cu = 210\,000 \text{ теңге}$

АННОТАЦИЯ

Объектом выполнения данного дипломного проекта является обогатительная фабрика Нурказган, специализирующейся на переработке медно-порфировых руд.

Для обогащения руды месторождения была выбрана технологическая схема включающая в себя трехстадиальное дробления с предварительным грохочением во второй и третьей стадии, двухстадиальное измельчение с классификацией измельченных продуктов, процесс флотации с двумя основными, контрольной и двумя перечистными операциями.

Товарной продукцией является медный концентрат с содержанием меди 19,5% с извлечением 63,31%.

Годовая масса получаемых концентратов составляет:

$Cu = 169\,400$ т/г;

Себестоимость переработки 1 тонны руды составила 111 464 тенге, себестоимость 1 тонны концентрата:

$Cu = 210\,000$ тенге

ANNOTATION

The object of this diploma project is the processing plant Nurkazgan, specializing in the processing of copper-porphyry ores.

To enrich the ore of the deposit, a technological scheme was chosen that includes three-stage crushing with preliminary screening in the second and third stages, two-stage grinding with the classification of crushed products, a flotation process with two main, control and two perechist operations.

Commercial products are copper concentrate with a copper content of 19.5% with a recovery of 63.31%.

The annual mass of the obtained concentrates is:

$Cu = 169\,400 \text{ t / g}$;

The cost of processing 1 ton of ore was 111,464 tenge, the cost of 1 ton of concentrate:

$Cu = 210,000 \text{ tenge}$

СОДЕРЖАНИЕ

Введение	11
1 Общая пояснительная записка	12
1.1 Краткая характеристика предприятия	12
1.2 Основные технологические и проектные решения	12
1.3 Состав обогатительной фабрики	12
1.4 Численность и профессионально - квалификационный состав работающих	14
2 Генеральный план, транспорт и рекультивация	14
2.1 Генеральный план	14
2.1.1 Характеристика района и площадки строительства	14
2.2 Транспорт	14
2.2.1 Внутрифабричный и внешний	14
2.3 Рекультивация нарушенных земель	14
3 Технология производства, обеспечение энергоресурсами	16
3.1 Технология производства	16
3.1.1 Сырьевая база, характеристика сырья	16
3.1.2 Режим работы цехов и расчёт их производительности	16
3.1.3 Краткий анализ работы действующей фабрики	17
3.1.4 Выбор и обоснование технологической схемы	17
3.1.5 Выбор и расчёт схемы дробления	17
3.1.6 Выбор и расчёт схемы измельчения	22
3.1.7 Расчёт баланса металлов и количественной схемы обогащения	24
3.1.8 Выбор схемы обезвоживания	27
3.1.9 Расчёт водно – шламовой схемы	27
3.1.10 Выбор и технологический расчёт основного оборудования	33
3.1.10.1 Оборудование для дробления	33
3.1.10.2 Оборудование для грохочения	34
3.1.10.3 Оборудование для измельчения	35
3.1.10.4 Оборудование для классификации	37
3.1.10.5 Оборудование для флотационного обогащения	39
3.1.10.6 Оборудование для обезвоживания	40
3.1.10.7. Расчет насосов для перекачки пульпы	41
3.1.10.8 Расчет воздуходувок	42
3.1.10.9 Реагентное хозяйство	42
4 Охрана труда и безопасность жизнедеятельности	44
4.1 Законодательство и нормативные акты о "безопасности и охране труда"	44
5 Экономика предприятия	46
5.1 Корпус дробления	46
5.2 Главный корпус	46
5.3. Расчет стоимости основного и вспомогательного оборудования	47
5.4 Расчет стоимости вспомогательных материалов	47

5.5 Стоимость энергозатрат	49
5.6 Расчет расходов на содержание и эксплуатацию оборудования	49
5.7 Расчет цеховых расходов	49
5.8 Расчет себестоимости концентратов	52
5.9 Основные технико – экономические показатели	52
Заключение	53
Список литературы	54
Приложение А	55

ВВЕДЕНИЕ

Территория Казахстана очень богата на полезные ископаемые, в том числе и на полиметаллические руды. Так же Казахстан занимает лидирующие места в мировой промышленности по запасам, добычи и экспорту полезных ископаемых. По добычи и экспорту меди Казахстан занимает 7-ое место. Месторождение Нурказган является самым молодым рудником корпорации “Казахмыс”. Утвержденные запасы составляют 123млн тон с содержанием меди в нем 0,7 %.

Медь в месторождении предоставлена на 80 процентов халькопиритом, так же в небольших количествах встречаются борнит, ковеллин и халькозин. Попутно с медью добываются золото, молибден и серебро. Однако в последнее время в связи с усовершенствованием технологий и обогащательного оборудования возникла необходимость в поиске более эффективной технологической схеме.

Месторождение Нурказган из-за своей сравнительно молодой истории, является отличным примером, так как считается умным рудником.

Темой данного дипломного проекта является разработка проекта обогащательной фабрики по переработке медных руд месторождения Нурказган производительностью 3500000 тонн руды в год. В качестве эталона принята обогащательная фабрика Нурказган.

1 Общая пояснительная записка

1.1 Краткая характеристика предприятия

Планируется переработка 1800000 тонн руды в год с содержанием меди в нём 1,43%. Основным продуктом является медный концентрат с содержанием меди в нём 21%.

Для переработки руды применяется технологическая схема, подразумевающая собой флотационное обогащение.

Схема дробления принимается как трехстадиальная, а схема измельчения как двухстадиальная.

1.2 Основные технологические проектные решения

В состав технологической схемы входит:

- трехстадиальное дробление до крупности 12 мм
- двухстадиальное измельчение до крупности 85% класса минус 0,074 мм.
- I основную медную флотацию с выведением части готового I медного концентрата
- II основную медную флотацию.
- Две пересчетные флотации концентрата II основной медной флотации с получением медного концентрата;
- контрольную медную флотацию (хвосты контрольной медной флотации являются отвальными хвостами).

1.3 Состав обогатительной фабрики

Проектируемая обогатительная фабрика будет включать в себя корпус приёма руды, корпус крупного дробления, корпус среднего и мелкого дробления, главного корпуса, где локализованы цехи измельчения и флотации, а также корпуса цехов обезвоживания, корпуса подготовки реагентов и администрации.

1.4 Численность и профессионально-квалификационный состав работающих.

Все сведения приведены в таблице 1. Учёт ведется на одну смену.

Таблица 1 – Планируемое штатное расписание перерабатывающего комплекса Нурказган за одну вахту

Наименование отдела	Позиция	Число сотрудников
Административно-управленческий персонал	Генеральный директор	1
	Сотрудники финансового отдела	3
	Сотрудники отдела кадров	2
	Сотрудники отдела законодательного права	1
Производственный отдел	Бункеровщик	1
	Оператор	5
	Дробильщик	3
	Машинист конвейера	1
	Машинист мельниц	2
	Флотатор	1
	Дозировщик реагентов	1
	Фильтровальщик	2
	Машинист насосных установок	1
	Регулировщик розлива и отстоя хвостов	2
	Специалист обслуживания оборудования	
Отдел обслуживания персонала	Водители	3
	Охранники	3
	Мед работники	2
	Уборщики	5
	Сотрудники столовой	5
	Сотрудники пожарный охраны	5
Итого		49

2 Генеральный план, транспорт и рекультивация нарушенных земель

2.1 Генеральный план

2.1.1 Характеристика района и площадки строительства

Месторождения располагается в семидесяти километрах от города Караганды и в десяти километрах к северу от города Темиртау. Данная территория является слабо всхолмленной равниной, обладающий небольшой уклон к западу и северу. Главными ветрами района считаются юга-западные и северо-восточные. Самаркандское водохранилище находится в трёх километрах южнее западного месторождения, которая обеспечивает водоснабжения предприятия.

Месторождения Нурказган разделено на три участка: Западный, Восточный и Северный. Основным по значимости является Западный участок, добыча руды которая осуществляется подземным способом.

2.2 Транспорт

2.2.1 Внутрифабричный и внешний

Географическое расположение объекта является выгодным, так как расположен в непосредственной близости к городу Караганды, и промышленному центру городу Темиртау. В связи с этим имеет обширные наличие связующих дорог.

Первоначально руда поступает в опрокидных вагонах, затем дробленая руда конвейером подается в бункер, откуда питателем разгружается на среднее и мелкое дробление, где руда собирается на общий конвейер и подается в бункера главного корпуса.

Обогатительная фабрика оснащена всеми требуемыми транспортными средствами, необходимые для погрузки, выгрузки и транспортировки руды от места добычи руды до непосредственно фабрики и за её пределы. Кроме этого имеется и транспорт для пассажирской перевозки, необходимой для обеспечения развозки сотрудников.

2.3 Рекультивация нарушенных земель

Поскольку месторождение планируется разрабатываться подземным способом, это влечёт ухудшение экологической обстановки, поскольку деформируется поверхность земли. Так же в ходе строительства и эксплуатации происходит нарушение земельных участков. Нарушению

подвержено и хвостохранилище. По прошествии строительных работ ведется работа над рекультивации нарушенных земель, а в хвостохранилищах такая работа будет производиться после полного осушения канала.

3 Технология производства, обеспечение энергоресурсами

3.1 Технология производства

3.1.1 Сырьевая база, характеристика сырья

Сырьевая базой обогатительной фабрики является медно-порфировое месторождение Нурказган.

Руда является сульфидной, и текстура руд является гнездо-вкрапленной.

Основным рудным компонентом является медь, которая на 80 процентов предоставлена халькопиритом. Так же в малых количествах содержится борнит, ковеллин и халькозин. В балансовых рудах содержание меди колеблется от 0,3 до 20 процентов. Попутными так же извлекается золото, со средним содержанием 0,4 г/т, молибден со средним содержанием 0,1 г/т и серебро со средним содержанием до 3 г/т.

3.1.2 Режим работы цехов и расчёт их производительности

Производительность предприятия составляет 3500000 тонн в год.

Дробильный корпус работает 305 дней в году в 2 смены по 8 часов. Главный корпус работает 345 дней в году в 3 смены по 8 часов.

Часовая производительность для корпуса дробления рассчитывается по формуле (1):

$$Q_{0 \text{ др}} = \frac{Q_{\text{г}}}{N \times m \times n \times K_{\text{в дроб}}}, \quad (1)$$

где, $Q_{\text{г}}$ — годовая производительность;

N — число рабочих дней в году;

m — продолжительность смены;

n — количество смен в сутки,

$K_{\text{в дроб}}$ — коэффициент использования оборудования для дробления.

Часовая производительность главного корпуса рассчитывается по формуле (2):

$$Q_{0 \text{ изм}} = \frac{Q_{\text{г}}}{N \times m \times n \times K_{\text{в изм}}}, \quad (2)$$

где, $K_{\text{в изм}}$ — коэффициент использования оборудования для измельчения.

Итоги расчёта приведены ниже

$$Q_{0 \text{ др}} = \frac{1800000}{305 \times 8 \times 2 \times 0,75} = 956 \text{ т/ч}$$

$$Q_{0 \text{ изм}} = \frac{1800000}{345 \times 8 \times 3 \times 0,88} = 480 \text{ т/ч}$$

3.1.3 Краткий анализ работы действующей фабрики

Обогатительная фабрика работает в следующей технологической схеме:

- дробление в три стадии;
- измельчение в две стадии;
- флотация медного продукта;
- вспомогательные процессы, в виде сгущения и фильтрации.

3.1.4 Выбор и обоснование технологической схемы

Прототипом выбора технологической схемы является действующая обогатительная фабрика Нурказган.

Технологическая схема будет включать в себя:

- дробление в три стадии до крупности 12 мм;
- измельчение в две стадии до крупности 85 процентов класса минус 0,074 мм;
- первая основная флотация с выделением первого готового концентрата;
- вторая основная флотация;
- две перечистные флотации концентрата II основной медной флотации с получением медного концентрата;
- контрольную медную флотацию (хвосты контрольной медной флотации являются отвальными хвостами).

3.1.5 Выбор и расчёт схемы дробления

Схема дробления включает в себя три стадии. Первая стадия производится в открытом цикле, а вторая и третья стадия с предварительным грохочением. Технологическая схема грохочения предоставлена на рисунке 1.

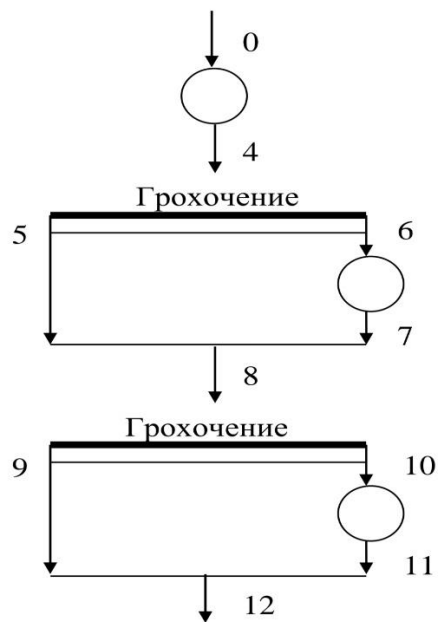


Рисунок 1 – Трехстадиальная схема дробления

Данная схема дробления была выбрана исходя из показателей искомой обогатительной фабрики. Данные включает в себя:

- удельная плотность — $2,7 \text{ т/м}^3$;
- насыпная плотность — $1,7 \text{ т/м}^3$;
- крепость руды по Протоdjяконову —13-14;
- влажность исходной руды — 5 %;
- крупность исходной руды —1200 мм;
- крупность конечной руды — 12 мм.

Исходя из вышеперечисленного была выбрана схема дробления в три стадии, так как получить конечный продукт с крупностью 12 мм в две стадии невозможно.

Общая степень дробления рассчитывается по формуле (3):

$$S_{\text{общ}} = \frac{D_{\text{max}}}{d}, \quad (3)$$

где, D_{max} —крупность исходной руды;

d —крупность конечной руды;

$$S_{\text{общ}} = \frac{1200}{12} = 100;$$

Средняя степень дробления рассчитывается по формуле (4):

$$S_0 = S_{cp} = \sqrt[3]{S_{общ}}, \quad (4)$$

$$S_0 = S_{cp} = \sqrt[3]{100} = 4,6;$$

Частные степени дробления рассчитываются по формулам (5-7);

$$S_1 = \frac{D_{max}}{d_1} \quad (5)$$

$$S_2 = S_{cp} \quad (6)$$

$$S_3 = \frac{S_{общ}}{S_1 * S_2} \quad (7)$$

и составляет:

$$S_1 = 3,6;$$

$$S_2 = S_{cp} = 4,6;$$

$$S_3 = 6.$$

Крупность дробления по стадиям:

$$\text{Первая стадия дробления: } d_1 = D_{max} / S_1 = 1200 / 3,6 = 333 \text{ мм};$$

$$\text{Вторая стадия дробления: } d_2 = d_1 / S_2 = 333 / 4,6 = 72 \text{ мм};$$

$$\text{Третья стадия дробления: } d_3 = d_2 / S_3 = 72 / 6 = 12 \text{ мм}.$$

Разгрузочное отверстие рассчитывается по формуле (8):

$$i_n = \frac{d_n}{Z_n}, \quad (8)$$

где, i_n – ширина приемной щели, мм;

Z_n - относительная максимальная крупность по стадиям дробления.

Исходя из формулы (8) можно получить значение разгрузочного отверстия:

$$i_1 = \frac{d_1}{Z_1} = \frac{330}{1,5} = 220 \text{ мм};$$

$$i_2 = \frac{d_2}{z_2} = \frac{72}{1,7} = 42 \text{ мм};$$

Для третьей стадии принимается значения $i_3 = d_3 = a_3 = 12 \text{ мм}$

Таблица 2 -Типовая характеристика крупности продукта 3, $d_n=330 \text{ мм}$, $i_p=220\text{мм}$

Определяемый класс, в долях i_p	Крупность класса, мм	Выход класса по «+», %	Выход класса по «-», %
$0,2 * i_p$	44	92	8
$0,4 * i_p$	88	70	30
$0,8 * i_p$	176	40	60
$1,2 * i_p$	264	18	72
$Z_1 * i_p$	330	5	95

Таблица 3 - Расчетная характеристика крупности продукта 4

Крупность класса, мм	Расчетный выход класса по «-», %	Выход класса по «+», %
44	$B_4^{-44} = B_0^{-44} + b_0^{+220} * B_3^{-44} = 3 + 0.83 * 8 = 10$	90
88	$B_4^{-88} = B_0^{-88} + b_0^{+220} * B_3^{-88} = 7 + 0.83 * 30 = 32$	63
176	$B_4^{-176} = B_0^{-176} + b_0^{+220} * B_3^{-176} = 13 + 0.83 * 60 = 63$	37
264	$B_4^{-264} = B_0^{-264} + b_0^{+264} * B_3^{-264} = 23 + 0.77 * 72 = 78$	22
330	$B_4^{-330} = B_0^{-330} + b_0^{+330} * B_3^{-330} = 27 + 0.73 * 95 = 95$	5

Таблица 4 -Типовая характеристика крупности продукта 7, $d_n=72 \text{ мм}$, $i_p=42 \text{ мм}$

Определяемый класс, в долях d_n	Крупность класса, мм	Выход класса по «+», %	Выход класса по «-»
$0,2 * d_n$	14	68	32
$0,4 * d_n$	29	40	60
$0,6 * d_n$	43	22	78
$0,8 * d_n$	58	10	90
$1,0 * d_n$	72	5	95

Таблица 5 - Расчетная характеристика крупности продукта 8

Крупность класса, мм	Расчетный выход класса по «-», %	Выход класса по «+», %
14	$B_8^{-14} = B_4^{-14} + b_4^{+42} * B_7^{-42} = 3 + 0,92 * 32 = 32$	68
29	$B_8^{-29} = B_4^{-29} + b_4^{+42} * B_7^{-29} = 6 + 0,92 * 60 = 61$	39
43	$B_8^{-43} = B_4^{-43} + b_4^{+43} * B_7^{-43} = 9 + 0,91 * 78 = 80$	20
58	$B_8^{-58} = B_4^{-58} + b_4^{+58} * B_7^{-58} = 23 + 0,77 * 90 = 92$	8
72	$B_8^{-72} = B_4^{-72} + b_4^{+72} * B_7^{-72} = 30 + 0,70 * 95 = 97$	3

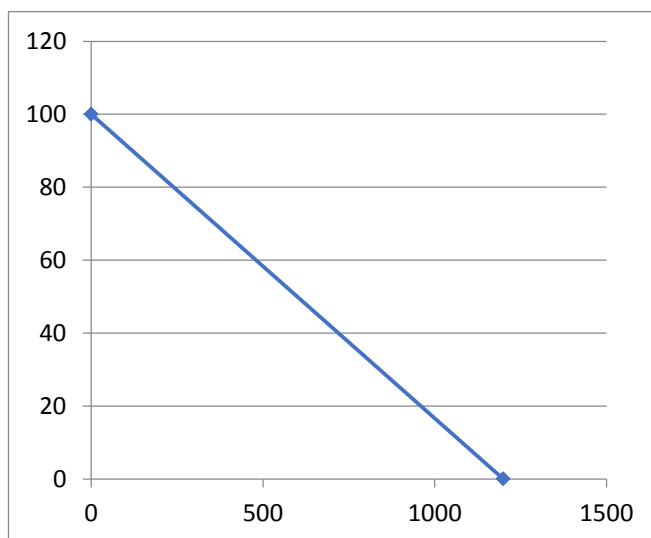


Рисунок 2 – Характеристика крупности исходной руды

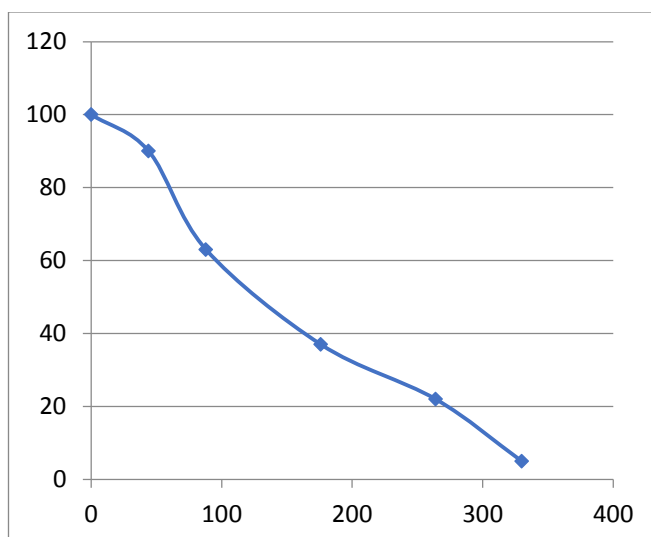


Рисунок 3 – Характеристика крупности продукта 4

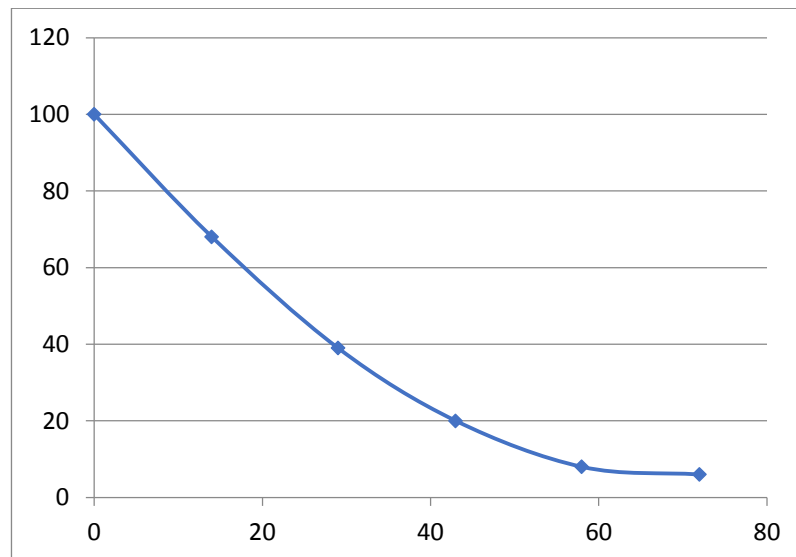


Рисунок 4 – Характеристика крупности продукта 8

Рассчитываем нагрузку для второй и третьей стадии дробления.

Расчёт нагрузки для второй стадии дробления:

Отсеваемый класс — 72 мм. Содержание отсеваемого класса в продукте 4 составит $\beta_4^{-72} = 28\%$. Масса отсеваемого класса рассчитывается по формуле (9):

$$Q_5 = Q_0 * \beta_4^{-72} * E_2 \quad (9)$$

где, β_4^{-72} — содержание в процентах;

E_2 — эффективность грохочения.

$$Q_5 = 956 * 0,28 * 0,85 = 228 \text{ т/ч}$$

Нагрузка дробилки составит:

$$Q_6 = Q_0 - Q_5 = 956 - 228 = 728 \text{ т/ч}$$

Расчёт нагрузки для третьей стадии дробления:

Отсеваемый класс — 12 мм. Содержание отсеваемого класса в продукте 8 $\beta_8^{-12} = 25\%$. Масса отсеваемого класса рассчитывается по формуле:

$$Q_9 = Q_0 * \beta_8^{-12} * E_3 = 956 * 0,25 * 0,85 = 203$$

Нагрузка на дробилку составит:

$$Q_{10} = Q_0 - Q_9 = 956 - 203 = 753 \text{ т/ч}$$

3.1.6 Выбор и расчёт схемы измельчения

Схема измельчения соответствует со схемой измельчения искомой обогатительной фабрики, и включает в себя измельчение в замкнутом цикле в две стадии.

Схема измельчения предоставлена на рисунке 5.

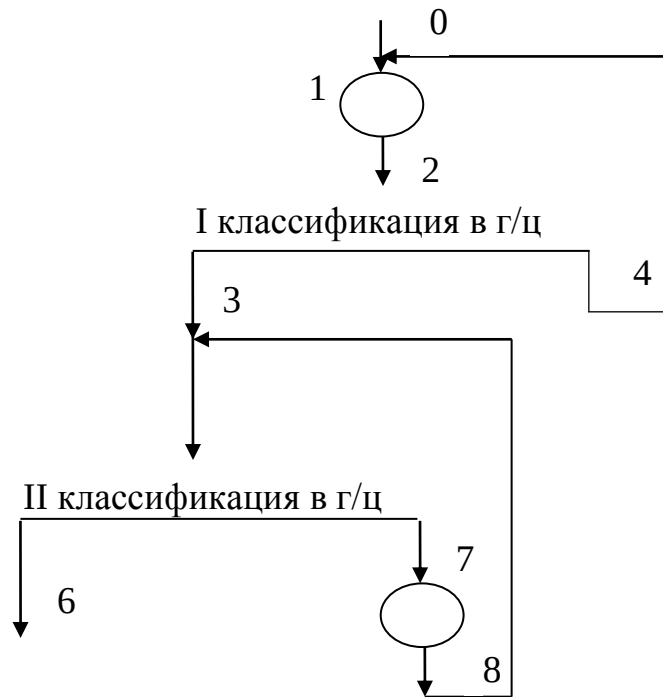


Рисунок 5-Технологическая схема измельчения

Исходные данные:

$\gamma_0 = \gamma_3 = \gamma_6 = 100\%$; $\beta_0^{-74} = 8\%$; $\beta_2^{-74} = 25\%$; $\beta_4^{-74} = 7\%$; $\beta_8^{-74} = 33\%$; $\beta_7^{-74} = 21\%$; $\beta_8^{-74} = 33\%$. $B_6^{-74} = 85\%$.

Поскольку отсутствует данные по содержания класса -74 мкм в сливе мельницы первой стадии, содержание можно определить по формуле (10):

$$\beta_3^{-74} = \beta_0^{-74} + \frac{\beta_k^{-74} - \beta_0^{-74}}{1 + k \times m}, \quad (10)$$

где, k – отношение приведенного объёма мельниц второй стадии к объёму мельниц первой стадии, так как в обеих стадиях установлены шаровые мельницы, то величина $k=1$.

m – отношение удельной производительности по классу -0,074 мм во второй стадии по этому же классу в первой стадии $m = 0,7$.

По формуле (10) рассчитываем содержание готового класса слива мельницы первой стадии

$$\beta_3^{-74} = 8 + \frac{85 - 8}{1 + 1 \times 0,7} = 53\%$$

Уравнение баланса по операциям классификации

$$\begin{cases} \gamma_2 = \gamma_3 + \gamma_4 \\ \gamma_2 \beta_2^{-74} = \gamma_3 \beta_3^{-74} + \gamma_4 \beta_4^{-74} \end{cases}$$

Решая систему уравнений относительно γ_4 найдем:

$$\gamma_4 = \gamma_3 * \frac{\beta_3^{-74} - \beta_2^{-74}}{\beta_2^{-74} - \beta_4^{-74}}$$

$$\gamma_4 = 100 * \frac{53 - 25}{25 - 7} = 156\%$$

Уравнение баланса по операциям классификации:

$$\begin{cases} \gamma_3 + \gamma_8 = \gamma_6 + \gamma_7 \\ \gamma_3 \beta_3 + \gamma_8 \beta_8 = \gamma_6 \beta_8 + \gamma_7 \beta_7 \end{cases}$$

Решая систему уравнений относительно γ_7 найдем:

$$\gamma_7 = \gamma_6 * \frac{\beta_6 - \beta_3}{\beta_8 - \beta_7} = 100 * \frac{85 - 53}{33 - 21} = 267\%$$

При установившемся процессе:

$$\gamma_1 = \gamma_2 = \gamma_0 + \gamma_4 = 100 + 156 = 256 \%$$

$$\gamma_5 = \gamma_3 + \gamma_8 = 100 + 267 = 367 \%$$

С помощью выходов продуктов определяем массу продуктов по формуле(11):

$$Q_n = \frac{\gamma_n \times Q_0}{100\%}, \quad (11)$$

Рассчитываем выхода продуктов:

$$Q_0 = Q_3 = Q_6 = 480$$

$$Q_1 = Q_2 = \frac{256 * 480}{100} = 1228,8$$

$$Q_4 = \frac{156 * 480}{100} = 748,8$$

$$Q_5 = \frac{367 * 480}{100} = 1761,6$$

$$Q_7 = Q_8 = \frac{267 * 480}{100} = 1281,6$$

Расчетные показатели продуктов измельчения приведены в таблице 6.

Таблица 6 – Расчет показателей продуктов схемы измельчения

№ продукта	Выход, %	Количество, т/ч
γ_0	100	480
γ_1	256	1228,8
γ_2	256	1228,8
γ_3	100	480
γ_4	156	748,8
γ_5	367	1761,6
γ_6	100	480
γ_7	267	1281,6
γ_8	267	1281,6

3.1.7 Расчёт баланса металлов и количественной схемы обогащения

Баланс металлов представлен в таблице 7.

Таблица 7 – Баланс металлов

Наименование продуктов	Выход, %	Содержание, %	Произведение, %	Извлечение, %
Концентрат Си головки	1,43	21	30,03	28,6
Концентрат 2 перечистки	3,41	19,5	66,495	63,31
Хвосты	95,16	0.09	8,475	8,09
Руда	100	1.05	105	100

Расчет схемы выполнен путем составления и решения уравнения баланса.

Схема флотации предоставлена на рисунке 6.

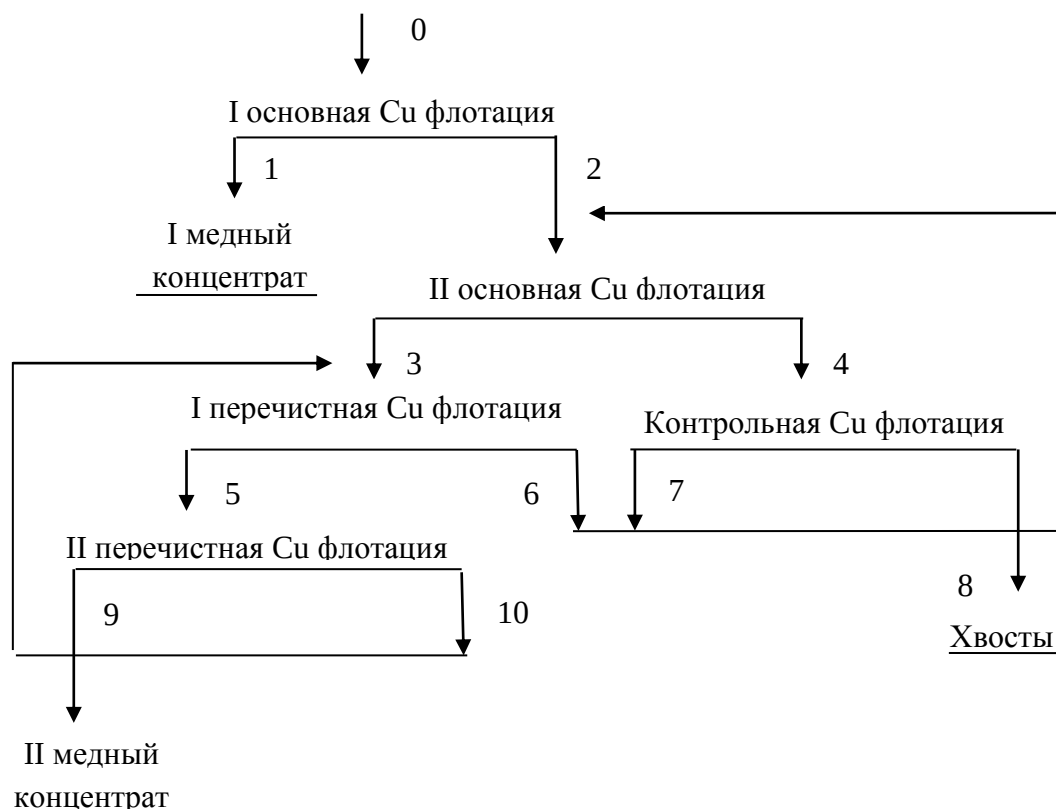


Рисунок 6 –Схема флотации

Исходные данные:

$$\gamma_0=100\%, \gamma_{01}=1,43\%, \gamma_{02}=98,57\%, \gamma_8=95,16\%, \gamma_5=3,41\%, \beta_0^{-74}=1,05\% \\ , \beta_{01}^{-74}=21\%, \beta_{02}^{-74}=0,86\%, \beta_1^{-74}=6,02, \beta_2^{-74}=0,29, \beta_3^{-74}=12,04\%, \beta_7^{-74}=11\%, \beta_7^{-74}=0,9\%, \beta_6^{-74}=5,8\%, \beta_5^{-74}=19,5\%$$

II перечистная операция:

$$\begin{cases} \gamma_3 = \gamma_5 + \gamma_6 \\ \gamma_3 \beta_3^{-74} = \gamma_5 \beta_5^{-74} + \gamma_6 \beta_6^{-74} \end{cases}$$

Решая систему уравнений относительно γ_6 найдем:

$$\gamma_6 = \gamma_5 \frac{\beta_5 - \beta_3}{\beta_3 - \beta_6} = 3,41 \cdot \frac{19,5 - 12,04}{12,04 - 5,8} = 4,08$$

$$\gamma_3 = \gamma_5 + \gamma_6 = 3,41 + 4,08 = 7,49$$

I перечистная операция:

$$\begin{cases} \gamma_1 + \gamma_6 = \gamma_3 + \gamma_4 \\ \gamma_1 \beta_1^{-74} + \gamma_6 \beta_6^{-74} = \gamma_3 \beta_3^{-74} + \gamma_4 \beta_4^{-74} \end{cases}$$

Решая систему уравнений относительно γ_4 найдем:

$$\gamma_4 = \frac{\gamma_3(\beta_3 - \beta_1) + \gamma_6(\beta_1 - \beta_6)}{\beta_1 - \beta_4} = \frac{45,0898 + 0,8979}{4,92} = 9,35$$

$$\gamma_1 = \gamma_3 + \gamma_4 - \gamma_6 = 7,49 + 9,35 - 4,08 = 12,76$$

Контрольная флотация:

$$\begin{cases} \gamma_2 = \gamma_7 + \gamma_8 \\ \gamma_2 \beta_2^{-74} = \gamma_7 \beta_7^{-74} + \gamma_8 \beta_8^{-74} \end{cases}$$

Решая систему уравнение γ_7 найдем:

$$\gamma_7 = \gamma_8 \frac{\beta_8 - \beta_2}{\beta_2 - \beta_7} = \frac{95,16(0,09 - 0,29)}{0,29 - 0,9} = 31,2$$

$$\gamma_2 = \gamma_7 + \gamma_8 = 31,2 + 95,16 = 126,36$$

Результаты расчеты количественной схемы предоставлен в таблице 8

Таблица 8- результаты расчета

Номер продукта	Выход, %
γ_0	98,57
γ_1	12,76
γ_2	126,36
γ_3	7,49
γ_4	9,35
γ_5	4,6
γ_6	4,08
γ_7	31,2
γ_8	95,16

3.1.8 Выбор схемы обезвоживания

Обезвоживанию подвергается концентрат крупностью 85 % класса -0,074 мм. Выбрана стандартная схема обезвоживания, состоящая из операции сгущения и фильтрования, с получением влажности готового продукта 5%. Схема обезвоживания приведена на рисунке 7

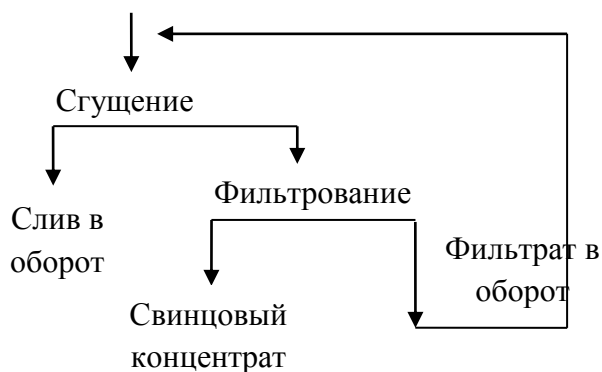


Рисунок 7 - Схема обезвоживания

3.1.9 Расчёт водно-шламовой схемы

Расчета водно-шламовой схемы ведется на рассчитанную производительность – 480 тонн в час. Все технологические показатели были приняты по расчетам количественной схемы. Для расчета водно-шламовой схемы необходимо найти, либо задаться содержанием твердого в продуктах измельчения и классификации.

Содержание твердого в продуктах обогащения:

- Содержание твердого в исходной руде -95%;
- Содержание твердого в I стадии измельчения – 80%;
- Содержание твердого во II стадии измельчения – 72%;
- Содержание твердого в песках проверочной классификации I – 80%;
- Содержание твердого в песках классификации II стадии – 72%;
- Содержание твердого в сливе гидроциклона классификации I стадии –47%;
- Содержание твердого в сливе гидроциклона классификации II стадии –30%;
- Содержание твердого в песках I основной флотации – 38%;
- Содержание твердого в сливе I основной флотации – 30%;
- Содержание твердого в сливе I перерешетки – 35%;
- Содержание твердого в песках I перерешетки – 21,7%;
- Содержание твердого в сливе II перерешетки – 37%;
- Содержание твердого в сливе контрольной флотации –30%;
- Содержание твердого в песках контрольной флотации –27,2%
- Содержание твердого в сливе продукта сгущения –65%;
- Содержание твердого в сливе продукта фильтрования –88%.

Расчет водно-шламовой схемы представлен в таблице 9.

Таблица 9 – Водно-шламовая схема

Поступает							Выходит						
Наименование продуктов	Выход, %	Про- цент твер- дого, %	Количество, т/ч			Объем пульпы, м3/ч	Наименование продуктов	Выход, %	Про- цент твер- дого, %	Количество, т/ч			Объем пульпы, м3/ч
			Твер- дого	Воды	Пуль- пы					Твер- дого	Воды	Пуль- пы	
Измельчение - I стадия													
Дробленая руда	100	480	95	25,3	505,3	203,1	Слив мельницы 1	256	1228,8	80	307,2	1536	762,3
Пески классификации 1	156	748,8	80	187,2	936	464,5							
Вода				94,7	94,7	94,7							
Итого	256	1228,8	80	307,2	1536	762,3	Итого	256	1228,8	80	307,2	1536	762,3
Классификация-1													
Слив мельницы 1	256	1228,8	80	307,2	1536	762,3	Слив классификации 1	100	480	47	541,3	1021,3	719,1
Вода				421,3	421,3	421,3	Пески классификации 1	156	748,8	80	187,2	936	464,5
Итого	256	1228,8	80	728,5	1957,3	1183,8	Итого	256	1228,8	80	728,5	1957,3	1183,8
Классификация-2													
Слив классификации 1	100	480	47	541,3	1021,3	719,1	Слив классификации 2 Пески классификации 2	100	480	30	1120	1600	1297,8
Слив мельницы 2	267	1281,6	70	549,3	1830,9	1024							
Вода				527,8	527,8	527,8	Пески классификации 2	267	1281,6	72	498,4	1780	973,1
Итого	367	1761,6	52	1618,4	3380	2270,9	Итого	367	1761,6	52	1618,4	3380	2270,9
Измельчение - II стадия													
Пески классификации 2	267	1281,6	72	498,4	1780	973,1	Слив мельницы 2	267	1281,6	70	549,3	1830,9	1024
Вода				50,9	50,9	50,9							
Итого	267	1281,6	72	549,3	1830,9	1024	итого	267	1281,6	72	549,3	1830,9	1024

Продолжение таблицы 9

Поступает							Выходит						
Наименование продуктов	Выход, %	Про- цент твер- дого, %	Количество, т/ч			Объем пульпы , м3/ч	Наименование продуктов	Выход, %	Про- цент твер- дого, %	Количество, т/ч			Объем пульпы , м3/ч
			Твер- дого	Воды	Пуль- пы					Твер- дого	Воды	Пуль- пы	
I основная флотация													
Слив в гидроциклон	100	480	30	1120	1600	1297,78	Концентрат 1 основной флотации	1,43	6,86	38	11,19	18,05	13,73
Вода	-	-	-	-	-	-	Хвосты 1 основной флотации	98,57	473,14	30	1108,81	1581,95	1284,05
Итого	100	480	30	1120	1600	1297,78	Итого	100	480	30	1120	1600	1297,78
II основная флотация													
Хвосты 1 основной флотации	98,57	473,14	30	1108,81	1581,95	1284,05	Концентрат основной 2 флотации	12,76	61,25	33	124,36	185,61	147,05
Хвосты 1перечистки	9,35	44,88	21,7	162	206,88	178,63							
Концентрат контрольной флотации	31,2	149,76	30	349,44	364,2	404,91	Хвосты основной 2 флотации	126,36	606,53	30	1570,77	2042,3	1795,42
вода				74,88	74,88	74,88							
Итого	139,12	667,78	28	1695,13	2227,91	1942,47	Итого	139,12	667,78	28	1695,13	2227,91	1942,47
Контрольная свинцовая флотация													
Хвосты II основной Pb флотации	107,30	25,20	126,61	375,62	502,23	422,50	Концентрат контрольной флотации	13,50	30,00	15,93	37,17	53,10	43,07
Вода	-	-	-	-	-	-	Хвосты контрольной флотации	93,80	24,60	110,68	338,45	449,13	379,43
Итого	107,30	25,20	126,61	375,62	502,23	422,50	Итого	107,30	25,20	126,61	375,62	502,23	422,50

Продолжение таблицы 9

Поступает							Выходит						
Наименование продуктов	Выход, %	Про- цент твер- дого, %	Количество, т/ч			Объем пульпы, м3/ч	Наименование продуктов	Выход, %	Про- цент твер- дого, %	Количество, т/ч			Объем пульпы, м3/ч
			Твер- дого	Воды	Пуль- пы					Твер- дого	Воды	Пуль- пы	
I перечистка													
Концентрат основной 2 флотации	12,76	61,25	33	124,36	185,61	147,05	Концентрат 1 перечистки	7,49	35,95	35	66,76	102,71	80,07
Хвосты 11 перечистки	4,08	19,58	22	67,65	87,23	74,9							
вода				36,75	36,75	36,75	Хвосты 1 перечистки	9,35	44,88	21,7	162	206,88	178,63
Итого	16,84	80,83	26	228,76	309,59	258,7	Итого	16,84	80,83	26	228,76	309,59	258,7
II перечистка													
Концентрат 1 перечистки	7,49	35,95	35	66,76	102,71	80,07	Концентрат 11 перечистки	3,41	16,37	37	27,87	44,24	33,93
вода				28,76	28,76	28,76	Хвосты 11 перечистки	4,08	19,58	22	67,65	87,23	74,9
Итого	7,49	35,95	35	95,52	131,47	108,83	Итого	7,49	35,95	35	95,52	131,47	108,83
Контрольная флотация													
Хвосты основной 2 флотации	126,36	606,53	30	1570,77	2042,3	1795,42	Концентрат контрольной флотации	31,2	149,76	30	349,44	364,2	404,91
							Хвосты контрольной флотации	95,16	456,77	27,2	1221,33	1678,1	1390,51
Итого	126,36	606,53	30	1570,77	2042,3	1795,42	Итого	126,36	606,53	30	1570,77	2042,3	1795,42
Сгущения													
Концентрат 11 перечистки	3,41	16,37	37,5	27,78	43,65	33,34	Сгущенный продукт	3,41	16,37	65	8,81	25,18	14,87
Фильтрат				6,58	6,58	6,58	Слив в оборот				25,05	25,05	25,05
Итого	3,41	16,37	37,5	33,86	50,23	39,92	Итого	3,41	16,37	37,5	33,86	50,23	39,92

Продолжение таблицы 9

Поступает							Выходит						
Наименование продуктов	Выход, %	Про- цент твер- дого, %	Количество, т/ч			Объем пульпы, м3/ч	Наименование продуктов	Выход, %	Про- цент твер- дого, %	Количество, т/ч			Объем пульпы, м3/ч
			Твер- дого	Воды	Пуль- пы					Твер- дого	Воды	Пуль- пы	
Фильтрование													
Сгущенный продукт	3,41	16,37	65	8,81	25,18	14,87	Кек	3,41	16,37	88	2,23	18,6	8,29
вода							Фильтрат				6,58	6,58	6,58
Итого	3,41	16,37	65	8,81	25,18	14,87	Итого	3,41	16,37	65	8,81	25,18	14,87

Расчетный баланс воды представлен в таблице 10.

Таблица 10 – Баланс воды по операциям технологического процесса

Входит		Выходит	
Первая стадия измельчения	94,7	кек	2,23
Классификация I	421,3	Хвосты контрольной флотации	1221,3
Классификация II	527,8	Слив в оборот	25,05
Вторая стадия измельчения	50,9	Концентрат I основной флотации	11,19
II Основная флотация	74,88		
I перечистка	36,75		
II перечистка	28,76		
сгущения	6,58		
Итого	1241,67	Итого	1259,77

3.1.10 Выбор и технологический расчёт основного оборудования

3.1.10.1 Оборудование для дробления

Производительность дробильного корпуса составляет 956 тонн в час. При сравнение дробильного оборудование, которая принимает максимальный кусок руды 1200 мм, принимается дробилка ЩДП – 15х21.

Производительность дробилки определяется по формуле (12):

$$Q_p = K_f * K_k * K_w * \left[q_{min} + \frac{q_{max} - q_{min}}{i_{max} - i_{min}} * (i_p - i_{min}) \right] * \delta_n, \text{ т/ч} \quad (12)$$

где, K_f – поправочный коэффициент, при $f = 13-14$, равен 1,0;

K_k – поправочный коэффициент, равный отношению номинальной крупности питания к ширине загрузочного отверстия В.

K_w – поправочный коэффициент, при $W = 5\%$, равен 1,0.

Тогда производительность по руде составит:

$$Q_p = 1 * 1 * 1,09 * \left[450 + \frac{750 - 450}{225 - 135} * (194 - 135) \right] * 1,7 = 1198 \text{ т/ч}$$

Коэффициент загрузки рассчитывается по формуле (13):

$$\frac{Q_n}{Q_p} = K_3 \quad (13)$$

$$K_3 = Q_n / Q_p = 956 / 1198 = 0,8$$

Производительность дробилки КСД-2200-Гр для второй стадии дробления рассчитывается по формуле (14):

$$Q_p = K_k \times K_f \times \left[q_{\min} + \frac{q_{\max} - q_{\min}}{i_{\max} - i_{\min}} \times (i_p - i_{\min}) \right] \times \delta_n, \quad (14)$$

где $K_f = 1,0$.

K_k находится как отношение номинальной крупности питания к ширине загрузочного отверстия В.

$$\frac{d_n}{B} = \frac{330}{350} = 0,94. \text{ Тогда коэффициент } K_k = 1,0.$$

$$Q_p = 1 \times 1 \times \left[360 + \frac{610 - 360}{60 - 30} \times (30,25 - 30) \right] \times 1,7 = 616 \text{ т/ч}$$

$$\text{Количество дробилок } N = Q_6 / Q_p = 728 / 616 = 2 \text{ шт}$$

$$\text{Коэффициент загрузки } K_3 = Q_6 / (Q_p \times N) = 728 / (616 \times 2) = 0,6$$

Производительность дробилки КИД 2200 рассчитывается по формуле:

$$Q_p = K_f \times Q_n \times \delta_n = 1 \times 1,7 \times 150 = 255 \text{ т/ч}$$

Количество дробилок:

$$N = 777 / 255 = 4 \text{ шт.}$$

Коэффициент загрузки:

$$K_3 = 777 / (4 \times 255) = 0,76.$$

Результаты расчета приведены на таблице 11.

Таблица 11 –выбор оборудования на стадии дробления

Стадия дробления	Типоразмер дробилки	Загрузка дробилки	i_p	a	Q_p	N	K_3
1	ЩДП - 15*21	956	194		1198	1	0,8
2	КСД-2200-Гр	728	30,25	75	616	2	0,6
3	КИД 2200	777	12		255	4	0,76

3.1.10.2 Оборудование для грохочения

Для среднего и мелкого дробления применяются вибрационные грохоты тяжелого типа.

Расчет площади грохочения производится по формуле(15):

$$F_p = \frac{Q_p}{q_0 \times \delta_n \times K \times L \times M \times N \times O \times P} \quad (15)$$

где q – удельная производительность, $\text{м}^3/\text{м}^2 \cdot \text{ч}$;

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

K – коэффициент, учитывающий влияние зерен размером меньше половины отверстия сита;

L – коэффициент, учитывающий влияние зерен размером крупнее отверстия сита;

M – коэффициент, учитывающий эффективность грохочения;

N – коэффициент, учитывающий форму зерен;

O – коэффициент, учитывающий влияние влажности;

P – коэффициент, учитывающий способ грохочения.

Подставляя буквенные значения в формулу получим площадь грохочения для КСД – 2200:

$$F_p = \frac{956}{42,7 \times 1,7 \times 0,5 \times 1,64 \times 1,18 \times 1 \times 1 \times 1} = 11,89 \text{ м}^2$$

Если принять на каждую дробилку КСД –2200 по одному грохоту, то получим площадь сита $11,89/2=5,9 \text{ м}^2$.

Принимается грохот ГИТ – 51 с $F=6,12 \text{ м}^2$ в количестве 2 штук.

Площадь грохочения для КИД –2200 рассчитываем по формуле:

$$F_p = \frac{753}{21 \times 1,7 \times 0,5 \times 1 \times 1,18 \times 1 \times 1 \times 1} = 21,1$$

Если принять на каждую дробилку КИД –2200 по одному грохоту, то получим площадь сита $21,1/4=5,3 \text{ м}^2$.

Принимается грохот ГИТ – 51 с $F=6,12 \text{ м}^2$ в количестве 4 штук.

3.1.10.3 Оборудование для измельчения

Опираясь на выбранную технологическую схему, с учетом требуемых технологических показателей и особенностей перерабатываемого материала (характеризующегося тонкой вкрапленностью, что требует тонкого измельчения) было решено принять шаровые мельницы с разгрузкой через решетку. Расчет производительности мельниц согласован с расчетной водно-шламовой схемой и выполнен по методу удельной производительности.

Удельная производительность мельниц определяется по расчетному классу на единицу объема сравнением с удельной производительностью мельницы, принятой за эталон. Моделью эталонной мельницы является МШР-

32×31 Зырянской обогатительной фабрики с характеристиками: $D = 3200$ мм; крупность питания – 16 мм; содержание расчетного класса в продукте первой стадии измельчения – 50%; плотность руды – $2,8 \text{ т/м}^3$; удельная производительность: I стадии – $1,7 \text{ т/м}^3 \cdot \text{ч}$; II стадии – $1,27 \text{ т/м}^3 \cdot \text{ч}$.

Для определения наиболее оптимального типоразмера мельниц, были выполнены расчеты по следующим моделям:

- 1) МШР–55х65 с $V = 141 \text{ м}^3$;
- 2) МШР–45х65 с $V = 86 \text{ м}^3$;
- 3) МШР–45х50 с $V = 71 \text{ м}^3$;
- 4) МШР–40х50 с $V = 55 \text{ м}^3$.

В результате расчетов была выбрана модель МШР– МШР–55х65 с $V = 141 \text{ м}^3$

Удельная производительность мельницы была рассчитана по формуле (16):

$$q_{-74}=q_9 \cdot K_n \cdot K_k \cdot K_T \cdot K_D \cdot K_L \cdot K_\phi \cdot K_\psi, \quad (16)$$

где, q_9 – удельная производительность эталонной мельницы;

K_n – коэффициент измельчаемости;

K_k – коэффициент, учитывающий различие в крупности питания и измельчения для руды, проектируемой к переработке и эталонной руды;

K_T – коэффициент, учитывающий различие в типах мельниц;

K_D – коэффициент, учитывающий различие в диаметрах барабана мельниц, проектируемой к переработке и эталонной;

K_L – коэффициент, учитывающий различие в длинах барабана проектируемой и эталонной мельниц;

K_ϕ – коэффициент, учитывающий заполнение мельниц шарами или стержнями;

K_ψ – коэффициент, учитывающий различие в частоте вращения барабана проектируемой и эталонной мельниц.

Расчет величин поправочных коэффициентов:

$$K_n = K_{f \text{ пр}} / K_{f \text{ эт}} = 1,1 / 1,41 = 0,78.$$

$$K_k = m_2 / m_1 = 0,9 / 0,975 = 0,92$$

$$K_T = 1,1; K_\phi = 1; K_\psi = 1;$$

$$K_D = \sqrt{\frac{D-0,15}{D-0,15}} = \sqrt{\frac{5,5-0,15}{3,2-0,15}} = 1,32$$

$$K_L = \left(\frac{L}{L}\right)^{0,15} = \left(\frac{5}{3,1}\right)^{0,15} = 1,12$$

удельная производительность мельницы:

$$q_{-74} = 1.73 * 0.78 * 0.92 * 1.32 * 1.12 * 1.0 * 1.0 * 1.0 = 1,84 \text{ т}/(\text{м}^3 \cdot \text{ч}).$$

Производительность мельницы I стадии по руде будет:

$$Q_p = \frac{q_{-74} * V}{\beta_{K-74} - \beta_{H-74}} = \frac{1,84 * 141}{0.53 - 0.08} = 578 \text{ т}/\text{ч};$$

$$N = 480/578 = 1 \text{ шт}$$

$$K_3 = 0,83$$

Производительность мельниц II стадии рассчитывается по формуле (17):

$$Q_p = \frac{q_{-74} * m * V}{\beta_{K-74} - \beta_{H-74}} \quad (17)$$

где, m – отношение удельных производительностей мельниц второй стадии к первой. Среднее значение m принимают равным – 0,7.

По формуле (17), величина производительности во II стадии составит:

$$Q_p = \frac{1,84 * 0,7 * 141}{0,85 - 0,53} = 567,5 \text{ т}/\text{ч}$$

$$N = 480/567,5 = 1 \text{ шт}$$

$$K_3 = 0,85.$$

Таким образом, в первой стадии измельчения была установлена МШР–55х65 с $V=141 \text{ м}^3$ в количестве 1 единицы. Во второй стадии также была применена МШР–45х50 с $V=141 \text{ м}^3$ в количестве 1 единицы.

3.1.10.4 Оборудование для классификации

Для классификации продуктов измельчения было решено применить гидроциклоне вследствие их технологических преимуществ. Расчет для выбора гидроциклонов был произведен на основании данных полученных из водно-шламовой схемы.

Питание гидроциклонов

твердого – 1063 т/ч;

жидкого – 413 т/ч;

добавляется воды – 172 т/ч;

содержание класса – 0.074 мм в сливе – 50 %.

Объем пульпы в гидроциклонирование составит: 994 $\text{м}^3/\text{ч}$.

На одну секцию измельчения объем пульпы в питании по формуле (18):

$$V_{\text{секц}} = \frac{V_{\Pi}}{N}, \quad (18)$$

$$V_{\text{СЕКЦ}} = V_{\Pi}/N = 994/1 = 994 \text{ м}^3/\text{ч}.$$

Номинальная крупность слива гидроциклона с содержанием 42 % класса –0.074 мм в соответствии с формулами и составит:

$$R_{+74} = 100 - \beta c^{-74} = 100 - 50 = 50 \%,$$

$$d_H = \frac{96.274}{2 - \lg R_{+74}} = \frac{96.274}{2 - \lg 50} = \frac{96.274}{2 - 1.7} = 321 \text{ мкм}$$

Номинальный диаметр определяется по формуле (19):

$$D_H = \frac{96.274}{2 - \log R_{+74}}, \quad (19)$$

$$d_H = \frac{96.274}{2 - \lg R_{+74}} = \frac{96.274}{2 - \lg 50} = \frac{96.274}{2 - 1.7} = 321 \text{ мкм}$$

Граничная крупность слива составит:

$$d_{\Gamma} = d_H/1.75 = 321 / 1.75 = 183 \text{ мкм}.$$

Такая граничная крупность слива обеспечивается гидроциклоном с $D = 710 \text{ мм}$

Объемная производительность гидроциклона для $P_0 = 0,1 \text{ МПа}$ по формуле (20) составит:

$$V_3 = 3 * K_{\alpha} * K_D * d_{\Pi} * d_c * P_0^{0.5}, \quad (20)$$

где, K_{α} – поправочный коэффициент на угол конусности;

K_D – поправочный коэффициент на диаметр гидроциклона;

d_{Π} – эквивалентный диаметр питающего отверстия, см;

d_c – диаметр сливного отверстия, см;

P_0 – рабочее давление на входе в гидроциклон, 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:

$$N = V_{\text{СЕКЦ}}/V = 994 / 270.4 = 4 \text{ шт.}$$

С учетом одного резервного гидроциклона устанавливается 8 гидроциклонов ГЦ-710.

Граничная крупность слива для диаметра песковой насадки определяется по формуле (21):

$$d_{\Gamma} = 1,5 * \sqrt{\frac{D*d_c*T_{\Pi}}{\Delta*K_D*P_0^{0.5}(\delta_T-1)}}, \quad (21)$$

где Δ - диаметр песковой насадки, см;

Граничная крупность слива для диаметра песковой насадки $\Delta = 15$ см:

$$d_{\Gamma} = 1,5 * \sqrt{\frac{D*d_c*T}{\Delta*K_d*P_0^{0.5}(\delta_t-1)}} = 1,5 * \sqrt{\frac{71*20*64.5}{15*0.95*0.1^{0.5}*(2.6-1)}} = 169,2, \text{ что меньше } 183 \text{ мкм}$$

Нагрузка по пескам выбранных гидроциклонов $236/2 = 118$ т/ч. Удельная нагрузка по формуле (23) при $\Delta = 15$ см составит:

$$q = \frac{Q_{\Pi}*4}{N*\pi*\Delta^2}, \quad (22)$$

$$q = \frac{640,8*4}{7*3,14*15^2} = 0,52 \text{ т/(см}^2*\text{ч)}.$$

Окончательно следует принять диаметр песковой насадки $\Delta = 15$ см.

Расчет для гидроциклона второй стадии проводится по аналогичному алгоритму.

Таблица 12 - Таблица расчёта гидроциклонов

Операция	Оборудование	Количество	Примечание
Классификация 1 стадии	ГЦ-710	8	$\Delta = 15$ см
Классификация 2 стадии	ГЦ-360	8	$\Delta = 15$ см

3.1.10.5 Оборудование для флотационного обогащения

Для достижения необходимых технологических условий и показателей, было принято установка для основной и контрольной флотации обогащения пневмомеханических флотационных машин, а для перечистных операций установка механических флотационных машин.

Количество камер флотационной машины рассчитывается по формуле(21):

$$n = \frac{V*t}{60*V_k*K} \quad (21)$$

где: V – объем пульпы, поступающей на операцию, м³/ч;

t – необходимое время флотации, мин;

V_k – объем одной камеры, m^3 ;

K – отношение объема пульпы к объему камеры, $(0.7 \div 0.8)$.

Расчет для I основной медной флотация:

РИФ-16. Объем одной камеры $V_k = 16 m^3$. Необходимое время флотации $t = 7$ мин. Объем пульпы, поступающей на операцию, $V = 1297,78 m^3/ч$.

Принимаем $K = 0,7$ тогда:

$$n = \frac{1297,78 \times 7}{60 \times 16 \times 0,7} = 14$$

Расчет для II основной медной флотация:

РИФ-25. Объем одной камеры $V_k = 25 m^3$. Необходимое время флотации $t = 7$ мин. Объем пульпы, поступающей на операцию, $V = 1942,47 m^3/ч$.

Принимаем $K = 0,7$ тогда:

$$n = \frac{1942,47 \times 7}{60 \times 25 \times 0,7} = 13$$

Расчет для контрольной флотации:

РИФ-25. Объем одной камеры $V_k = 16 m^3$. Необходимое время флотации $t = 10$ мин. Объем пульпы, поступающей на операцию, $V = 1795,42 m^3/ч$.

Принимаем $K = 0,75$, тогда:

$$n = \frac{1795,42 \times 10}{60 \times 25 \times 0,7} = 17$$

Расчет для 1-й перерасчетной флотации:

ФМ-6,3Т. Объем одной камеры $V_k = 6,3 m^3$. Необходимое время флотации $t = 5$ мин. Объем пульпы, поступающей на операцию, $V = 258,7 m^3/ч$.

Принимаем $K = 0,7$, тогда:

$$n = \frac{258,7 \times 5}{60 \times 6,3 \times 0,7} = 5$$

Расчет для 2-й перерасчетной флотации:

ФМ-6,3Т. Объем одной камеры $V_k = 6,3 m^3$. Необходимое время флотации $t = 4$ мин. Объем пульпы, поступающей на операцию, $V = 108,83 m^3/ч$.

Принимаем $K = 0,7$, тогда:

$$n = \frac{108,83 \times 4}{60 \times 6,3 \times 0,7} = 2$$

Таблица 13 - Таблица расчёта флотомашин

Наименование операций	Объем пульпы, м ³ /ч	Типоразмер флотомашин	Объем камеры, м ³	Время флотации, мин.	Количество камер, шт.
I основная медная флотация	1297,78	РИФ-16	16	7	14
II основная медная флотация	1942,47	РИФ-25	25	7	13
Контрольная медная флотация	1795,42	РИФ-25	25	10	17
I медная перерешетка	258,7	ФМ – 6,3Т	6,3	5	5
II медная перерешетка	108,83	ФМ – 6,3Т	6,3	4	2

3.1.10.6 Оборудование для обезвоживания

Площадь сгущения определяется по формуле (22):

$$S = Q \cdot S_{\text{уд}}, \quad (22)$$

где: Q – производительность по концентрату, т/ч;
 $S_{\text{уд}}$ – удельная площадь сгущения, т/м² час. $f=26 \text{ м}^3/\text{т} \cdot \text{ч}$
 Площадь сгущения составит:

$$S = 16,37 \cdot 26 = 425,62 \text{ м}^2;$$

Сгуститель Ц-25 в количестве 1 шт.

Для фильтрования.

Потребная площадь фильтрации определяется по формуле(23):

$$F = Q / q, \text{ м}^2. \quad (23)$$

где: Q – производительность по концентрату, т/ч;
 q – удельная производительность фильтров, т/(м² · ч). $g=150 \text{ кг/м}^2 \cdot \text{ч}$
 Площадь фильтрации для фильтрования составит:

$$F = Q / q = 16,37 \cdot 0,15 = 109,13$$

К установке принимаем фильтр Ду 100-2,5.

3.1.10.7 Расчет насосов для перекачки пульпы

Производительность насоса определяется по формуле (24):

$$V_{H_2O} = V_{\Pi} * (1 + T_{\Pi}) \quad (24)$$

где V_{Π} – объемная производительность насоса по пульпе;

T_{Π} – содержание твердого в пульпе.

Расчет насоса для перекачки пульпы в гидроциклоны 1 классификации:

Объем перекачиваемой пульпы на одну секцию составит – 591,9 м³/ч;

Содержание твердого составит – 0,6878 д.е.(68,78%)

Из формулы производительность насоса по воде составит:

$$V_{H_2O} = 591,9 * (1 + 0,6878) = 999 \text{ м}^3/\text{ч}$$

Исходя из расчета выбираем к установке насос ГРА-1400/40 в количестве 2 штук.

Расчет насоса для перекачки пульпы в гидроциклоны 2 классификации:

Объем перекачиваемой пульпы на одну секцию составит – 1135,5 м³/ч;

Содержание твердого составит – 0,5212 д.е.(68,78%)

Из формулы производительность насоса по воде составит:

$$V_{H_2O} = 1135,5 * (1 + 0,5212) = 1727 \text{ м}^3/\text{ч}$$

Исходя из расчета выбираем к установке насос ГРА-1800/67 в количестве 2 штук.

Расчет насоса для перекачки пульпы во 2 основную флотацию:

Объем перекачиваемой пульпы на одну секцию составит – 194,64 м³/ч;

Содержание твердого составит – 0,3408 д.е.(68,78%)

Из формулы производительность насоса по воде составит:

$$V_{H_2O} = 194,64 * (1 + 0,3408) = 261 \text{ м}^3/\text{ч}$$

Исходя из расчета выбираем к установке насос ПБА-300/30 в количестве 1 штук.

Таблица 14 – Таблица расчёта и выбора насосов

Назначение насоса	Типоразмер	Количество	Производительность		Напор, МПа
			Фактическая	Необходимая	
Разгрузка мельницы I стадии на I классификацию	ГРА-1400/40	2	1400	999	0,4
Разгрузка мельницы II стадии, слив г/ц I на II классификацию.	ГРА-1800/67	2	1800	1727	0,67
На 2 основную Су флотацию	ПБА-300/30	1	300	261	0,3и

3.1.10.8 Расчёт воздуходувок

Расход воздуха для одной камеры флотомашин РИФ – 16 – 11 м³/мин, РИФ-25 -18 м³/мин, для всех флотационных операций расход воздуха составит 383 м³/мин. Была принята воздуходувка ТВ-200-1,4 в количестве 2 штук.

Расход воздуха для вакуум-фильтров площадью 109,13 м² при $q=0,15 \text{ м}^3/(\text{м}^2 \cdot \text{мин})$ составит: $109,13 \text{ м}^2 \cdot 0,15 = 16,37 \text{ м}^3/\text{мин}$. К установке была принята воздуходувка ТВ-50-1,6 в количестве 1 штуки (1 рабочий, 1 резервный) на каждый рабочий фильтр.

Выбор и расчет оборудования для перекачки воздуха представлен в таблице 15.

Таблица 15 – расчет воздуходувок

Основное оборудование	Типоразмер	Количество		Производительность, м ³ /мин		Мощность, кВт.
				фактическая	необходимая	
		раб	рез			
РИФ-16; РИФ-25.	ТВ -200-1,4	2	2	200	383	200
Ду 100-2,5	ТВ-50-1,6	1	1	50	16,37	50
Вакуум-насосы для фильтра	ВВН-50	1	1	50	500	50

3.1.10.9 Реагентное хозяйство

Согласно флотационной схемы обогащения медной руды принят реагентный режим суточный расход которого приведен в таблице 16.

Таблица 16 – Суточный расход реагентов

Наименование	Расход, т/сут	Рабочая конц., %	Суточный объем раствора, м ³
Бутиловый ксан-т	0,159	2	9,64
Натрий сернистый	0,196	10	1,75
Оксаль	0,132	10	1,52

4 Безопасность охраны и труда

4.1 Законодательство и нормативные акты о «безопасности и охране труда»

Согласно 5 статье закону Республики Казахстан о «безопасности и охране труда» от 6 ноября 2002 году, основными принципами государственного управления в области безопасности и охраны труда являются:

1. приоритет охраны, жизни и здоровье работника по отношению к результатам производственной деятельности;
2. недопущение необратимых последствий вредного воздействия производственных факторов на жизнь и здоровье работника;
3. установление требований в области безопасности и охраны труда посредством разработки и принятия нормативных правовых актов;
4. государственное регулирование вопросов безопасности и охраны труда;
5. обеспечение согласованных действий в области безопасности и охраны труда между уполномоченным государственным органом по безопасности и охране труда, его территориальным подразделениям и представителями работодателей и работников;
6. гласность, полнота и достоверность информации о состоянии безопасности и охраны труда

Обогатительное предприятие является опасным производственным объектом, так как на территории предприятия имеются горючие вещества, производятся шумные работы в главном и дробильном корпусе, в больших объемах имеются вредные вещества и т.д.

Для обеспечения безопасности и охраны труда, а так же окружающей среды на обогатительном предприятии рекомендуется внедрение автоматизированной системы управления. Которая в свою очередь обеспечивает снижения травматизма работников, повышения производительности и применению экологических решений.

Для исключения и предотвращения аварийных ситуаций и минимизирование человеческого риска предусмотрены применение следующих проектных решений:

- применение пожаробезопасного оборудования;
- освещение проходов и рабочих мест согласно нормативам;
- ограждением опасных элементов;
- обозначение опасных элементов оборудования яркой краской;
- защитные заземления;
- обеспечение вентиляционным устройствам, снижающим концентрацию вредных веществ;
- герметизацию технологического оборудования;
- применение световой или звуковой сигнализации при пуске оборудования, а так же для извещения о появлении опасностей
- установка оборудования на специальные фундаменты и виброизоляторы;

- внедрение автоматических установок для тушения пожара;

Поскольку отвальные хвосты складываются в хвостохранилищах, необходимо обеспечить ограждения территории. Эти меры необходимы в связи с применением вредных веществ в технологии непосредственного обогащения, которая может пагубно влиять на окружающую среду и его обитателей.

Так же необходима обеспечения регулярного массово-разъяснительной работы для рабочих, служащих и инженерно-технических работников по вопросам соблюдения технической безопасности и плана ликвидации аварий.

5 Экономика предприятия

5.1 Корпус дробления

Строительный объем корпуса дробления составляет 13021 м^3 по цене 275000 тенге за 1 м^3 .

- 1) Стоимость корпуса составит:
 $13021 \text{ м}^3 \times 275\,000 \text{ тенге/м}^3 = 3\,580\,755\,000 \text{ тенге.}$
 - 2) Стоимость строительных металлоконструкций составит при цене 235000 тенге за 1 тонну металлоконструкций:
 $(13021 \times 2 / 1\,000) \times 235\,000 = 6\,119\,870 \text{ тенге.}$
 - 3) Стоимость технологических металлоконструкций составит:
 $(13021 \times 1 / 1000) \times 235\,000 = 3\,059\,935 \text{ тенге.}$
 - 4) Общая стоимость корпуса составит: 3 589 934 805 тенге.
 - 5) Накладные расходы на строительство составляют 18% и равны:
 $3\,589\,934\,805 \times 0,18 = 646\,188\,265 \text{ тенге.}$
 - 6) Плановые накопления составляют 2,5% и равны: 1 003 000 000 тенге.
 - 7) Монтаж электроосвещения по цене 25 525 тенге за 1кВт установочной мощности равен:
 $56 \times 25\,525 = 1\,429\,400 \text{ тенге.}$
 - 8) Стоимость сантехнических работ составляет 15% от стоимости здания и равна 538 490 220 тенге.
- Всего стоимость строительных работ по главному корпусу составит 6 564 589 215 тенге.

5.2 Главный корпус

Строительный объем корпуса дробления составляет $62\,164 \text{ м}^3$ по цене 275 000 тенге за 1 м^3 .

- 1) Стоимость корпуса составит:
 $62\,164 \text{ м}^3 \times 275\,000 \text{ тенге/м}^3 = 17\,095\,100\,000 \text{ тенге.}$
- 2) Стоимость строительных металлоконструкций составит при цене 235 000 тенге за 1 тонну металлоконструкций:
 $(62\,164 \times 2 / 1000) \times 235\,000 = 29\,217\,080 \text{ тенге.}$
- 3) Стоимость технологических металлоконструкций составит:
 $(62\,164 \times 1 / 1000) \times 235\,000 = 14\,608\,540 \text{ тенге.}$
- 4) Общая стоимость корпуса составит: 17 138 925 620 тенге.
- 5) Накладные расходы на строительство составляют 18% и равны:
 $17\,138\,925\,620 \times 0,18 = 3\,085\,006\,612 \text{ тенге.}$
- 6) Плановые накопления составляют 2,5% и равны: 4 325 788 632 тенге.
- 7) Монтаж электроосвещения по цене 25 525 тенге за 1кВт установочной мощности равен:

96 × 25 525 = 2 450 400 тенге.

8) Стоимость сантехнических работ составляет 15% от стоимости здания и равна 2 570 838 843 тенге.

Всего стоимость строительных работ по главному корпусу составит 27 231 214 321 тенге.

5.3 Расчет стоимости основного и вспомогательного оборудования

Таблица 17 – Стоимость основного и вспомогательного технологического оборудования

Наименование	Типоразмер	Кол-во	Цена за единицу, тг	Общая стоимость, тенге
Дробилка	ЩДП –15×21	1	106 156 568	106 156 568
	КСД-2200-Гр	2	109 255 156	218 510 312
	КИД-2200-Гр	4	102 689 659	410 758 636
Грохот	ГИТ – 51	6	3 263 000	19 578 000
Мельница	МШР–32х45	2	1 156 200	2 312 400
Гидроциклон	ГЦ-710	2	652 235	1 304 470
	ГЦ-360	8	563 156	4 505 248
Флотомашинa	РИФ-16	1	452 652	452 652
	РИФ-25	2	652 655	652 655
	ФМ-6,3Т	2	452 652	905 304
Сгуститель	Ц-25	1	2 251 696	2 251 696
Фильтр	Ду 100-2,5	1	652 000	652 000
Насосы	ГРА – 1400/40	2	5 652 000	11 304 000
	ГРА – 1800/67	2	1 456 000	2 912 000
	ПБА-300/30	1	985 000	985 000
Турбокомпрессор	ТВ -200-1,4	2	758 000	1 516 000
	ТВ -50-1,6	1	685 000	685 000
Вакуум-насос	ВВН-50	1	325 000	325 000
Итого	-	41	232 132 274	785 766 941

Амортизационные отчисления 15 % от стоимости оборудования 117 865 041,15 тенге.

5.4 Расчет стоимости вспомогательных материалов

Таблица 18 – Расчет стоимости вспомогательных материалов

Наименование материала, энергоносителя	Удельный расход на 1 т руды	Годовой расход на 900 000 т руды	Цена за единицу, тенге/тонну	Сумма в год, тенге
Футеровка дробилок	0,008 кг	8,1 т	55 000	478 500
Футеровка мельниц	0,025 кг	19,0 т	75 500	1 434 500
Сетка грохотов	0,0014 м ²	1550 м ²	2900	4 495 000
Шары стальные диаметром 125 мм	0,5 кг	650 т	425 500	276 575 000
Шары стальные диаметром 80 мм	0,8 кг	810 т	305 000	247 050 000
Жидкие смазочные масла	0,29 кг	195 т	45 600	8 892 000
Густая смазка	0.006 кг	4,300 т	315 000	1 354 500 000
Лента конвейерная	0,0018 м ²	1550 м ²	1700	2 635 000
Фильтроткань	0,01 м ²	9000 м ²	5500	49 500 000
Итого				1 696 642 500

Таблица 19 – Определение энергетических нагрузок

Наименование	Количество		Общая установочная мощность		Коэффициент использования мощности	Часов работы		Годовой расход энергии, кВт-ч
	Рабочих	Резервных	Рабочих, кВт	Резерв - ных, кВт		В сутки	В год	
ЩДП-15х21	1	-	250	-	0,65	14	3587	256 365
КСД-2200 Гр	1	-	250	-	0,65	14	3587	256 365
КИД-2200-Гр	1	-	600	-	0,65	14	3587	452 056
ГИТ-51	6	-	22		0,95	14	3587	69 980
МШР-55х65	2	-	4000	-	0,95	24	7621	12 364 860
ГРА-1400/40	1	-	500	500	0,95	24	7621	8 896 260

Продолжение таблицы 19

Наименование	Количество		Общая установочная мощность		Коэффициент использования мощности	Часов работы		Годовой расход э/энергии, кВт-ч
	Рабо- чих	Резерв- ных	Рабо- чих, кВт	Резерв - ных, кВт		В сутки	В год	
ГРА-1800/67	2	-	250	250	0,95	24	7621	2 653 483
ПБА-300/30	2	-	75	45	0,95	24	7621	561 989
СЦ-25	1	-	7,5	-	0,95	24	7621	65 600
РИФ-16	1	-	22		0,95	24	7621	852 652
РИФ-25	2	-	11		0,95	24	7621	165 665
Ду 100-2,5	1	-	1,9	-	0,95	24	7621	16 166
ТВ-200-1,4	2	-	160	-	0,95	24	7621	3 851 486
ТВ-50-1,6	1	-	82	-	0,95	24	7621	1 187 352
ВВН-50	1	-	125	-	0,95	24	7621	2 698 698
Всего	-	-	-	-	-	-		12053091
Сантехническ ая нагрузка- 5%	-	-	-	-	-	-	5	602 655
Ремонтная нагрузка 7-9%	-	-	-	-	-	-	6,9	831 663
Освещение по расчету 1 кВт мощности на 100м ²	-	-	-	-	-	-	1,7	204 902
Потери в сетях 0,5%	-	-	-	-	-	-	0,5	60 265
Всего по объекту	-	-	-	-	-	-		13 752 576

5.5 Стоимость энергозатрат

Расход электрической энергии на перерабатывающем комплексе за год – 13 752 576 кВт по цене 20 тенге за 1 Квт. Рассчитаем стоимость электроэнергии:

$$13\,752\,576 \times 20 = 275\,051\,520 \text{ тенге.}$$

Расход технической воды за год составляет 956 000 м³, по цене 95 тенге за 1 м³. Стоимость расходуемой воды составит:

$$956\,000 \text{ м}^3 \times 95,0 = 90\,820\,000 \text{ тенге.}$$

5.6 Расчет расходов на содержание и эксплуатацию оборудования

Стоимость эксплуатации оборудования можно рассчитать от общей стоимости оборудования, учитывая что стоимость ее составляет 0,5% от общей суммы: $785\,766\,941 \times 0,005 = 3\,928\,834$ тенге.

Расчет текущей починки технологического оборудования от стоимости оборудования составит:

$$785\,766\,941 \times 0,035 = 27\,501\,842 \text{ тенге.}$$

Замена изнашивающихся деталей, а также дополнительный инвентарь к основному оборудованию составляет 3% от общей стоимости основного оборудования:

$$785\,766\,941 \times 0,03 = 23\,573\,008 \text{ тенге.}$$

Амортизация - 25% от стоимости всего оборудования:

$$785\,766\,941 \times 0,25 = 196\,441\,735 \text{ тенге.}$$

5.7 Расчет цеховых расходов

1) Содержание аппарата – 196 441 735 тенге.

2) Обновление объектов комплекса составляет 2,9% от их полной стоимости:

$$4\,225\,652\,369 \times 0,029 = 122\,543\,918 \text{ тенге.}$$

3) Текущий ремонт объектов рассчитывается из 3,5% от полной стоимости объектов:

$$4\,225\,652\,369 \times 0,035 = 147\,897\,832 \text{ тенге.}$$

4) Расходы на научно-исследовательскую и экспериментальную деятельность считается как 1% от годового фонда заработной платы:

$$49\,655\,498 \times 0,01 = 496\,554 \text{ тенге.}$$

5) Расходы на мероприятия по охране труда составляют 5% от годового фонда заработной платы:

$$49\,655\,498 \times 0,05 = 2\,482\,774 \text{ тенге.}$$

6) Стоимость износа быстроизнашивающегося дополнительного оборудования составляет 0,2% от стоимости объектов:

$$4\,225\,652\,369 \times 0,002 = 8\,451\,304 \text{ тенге.}$$

Таблица 20 – Калькуляция себестоимости переработки руды

Наименование статей	Цена за единицу, тенге	Количество в год	Сумма в год, тенге
Исходная руда	1 050	1 800 000 т	3 675 000 000
Транспортировка	1 100	1 800 000 т	3 850 000 000
Ксантат бутиловый	452 000	500 т	226 000 000
Натрий сернистый	635 000	195,4 т	124 079 000
Оксаль	65 100	22,0 т	1 432 200
Футеровка дробилок	82 500	8,9 т	734 250
Футеровка мельниц	75 000	21,0 т	1 575 000
Сетка грохотов	2 400	5 350 м ²	12 840 000
Шары стальные диаметром 125 мм	365 500	640,0 т	233 920 000
Шары стальные диаметром 80 мм	256 000	840,0 т	215 040 000
Жидкие смазочные масла	58 400	210,0 т	12 264 000
Густая смазка	269 000	5 000 т	1 345 000 000
Лента конвейерная	2 500	1 750 м ²	4 375 000
Фильтроткань	4 500	12 000 м ²	54 000 000
Контейнеры «биг-беги» 2т	1 700	310 000 шт.	69 850 000
Итого	2 271 750	-	9 611 069 450
Электроэнергия	20,0	13 752 576 кВт	275 051 520
Вода	95	956 000 м ³	90 820 000
Итого		-	365 871 520
Зарплата основная	-	-	49 655 498
Эксплуатация оборудования	-	-	3 928 834
Текущий ремонт	-	-	27 501 842
Замена изнашивающихся деталей, а также дополнительный инвентарь к основному оборудованию	-	-	23 573 008
Амортизация	-	-	196 441 735
Итого	-	-	301 100 917
Содержание аппарата	-	-	196 441 735
Обновление объектов комплекса	-	-	122 543 918
Текущий ремонт объектов	-	-	147 897 832
Научно-исследовательская и экспериментальная деятельность	-	-	496 554
Мероприятия по охране труда	-	-	2 482 774
Износ быстроизнашивающегося и дополнительного оборудования	-	-	8 451 304
Итого	-	-	478 314 117
Всего по калькуляции	-	-	10 756 356 004

5.8 Расчет себестоимости концентратов

Расчет оптовой стоимости готового продукта представлен в таблице 31.

Таблица 21 – Оптовая стоимость концентратов

Наименование	Выпуск концентрата, т/г	Содержание металла, %	Цена за 1 т концентрата, тыс. тг	Сумма, тыс. тг
Pb концентрат	169 400	19,94	210 000	20 265 000 000

- 1) Затраты на 1 тонну концентрата:
(годовой расход по калькуляции) / (оптовая цена всей продукции) =
 $10\,756\,356\,004 / 20\,265\,000\,000 = 0,53$;
- 2) Себестоимость 1 тонны продукции:
(годовой расход всей калькуляции) / (количество продукции) =
 $10\,756\,356\,004 / 96\,500 = 111\,464$ тг;
- 3) Прибыль = (оптовая стоимость годовой продукции) - (себестоимость годовой продукции) = $20\,265\,000\,000 - 10\,756\,356\,004 = 9\,508\,643\,996$ тг;
- 4) Рентабельность = (прибыль) * 100 / (себестоимость годовой продукции) = $9\,508\,643\,996 * 100 / 10\,756\,356\,004 = 38,4\%$;
- 5) Срок окупаемости = (общая сумма капиталовложений) / (прибыль) =
 $10\,756\,356\,004 / 9\,508\,643\,996 = 2$ год и 5 месяца.

5.9 Основные технико – экономические показатели

Технико – экономические показатели сведены в таблице 21.

Таблица 22 – Технико – экономические показатели

Перечень показателей	Показатели
Годовой объем производства основной продукции, т	169 400
Годовой объем перерабатываемого сырья, т.	1 800 000
Годовое количество отходов	1 265 200
Годовой объем товарной продукции В натуральном объеме, т Расчетная свободная цена, тг	169 400 111 464
Содержание основного металла в исходном сырье, %	1,42
Извлечение основного материала в готовую продукцию, %	21,5
Сметная стоимость предприятия, тг	25 063 684 800
Списочный состав трудящихся	49
Себестоимость основной продукции, тг	111 464
Рентабельность производства, %	38,4
Окупаемость, лет	2,5

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

Проект перерабатывающего комплекса Нурказган с годовой производительностью 1 800 000 тонн руды в год был спроектирован согласно поставленной задаче.

Проект включает в себя:

- трехстадиальное дробления, с замкнутым циклом во второй и третьей стадиях;
- измельчения в две стадии, с поперечной и контрольной классификаций в гидроциклонах в замкнутом цикле;
- селективную схему флотации с получением свинцовой головки уже после первой основной флотации;
- обезвоживание с применением процессов сгущения и фильтрования;

На Нурказганской обогатительной фабрике были приняты следующие технологические показатели:

- содержание металла в конечном продукте – 19,94 %;
- извлечение металла в концентрат – 91,91 %.

В ходе расчетов были получены следующие экономические показатели:

- количество получаемого продукта ежегодно составляет – 169 400 тонн;
- прибыль – 9 508 643 996 тенге;
- рентабельность – 38,4%;
- срок окупаемости капитальных затрат – 2,5 года.

СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННОЙ ЛИТЕРАТУРЫ

1. Сажин Ю. Г. Расчеты схем рудоподготовки и выбор оборудования для дробления, грохочения, измельчения и классификации - А.: Каз НТУ, 1999г.
2. Разумов К. А., Перов В. А. Проектирование обогатительных фабрик. – М.: Недра, 1982.
3. Моршинин В. М. Охрана труда на обогатительных фабриках. - М.: Недра, 1986.
4. Справочник по обогащению руд. Под редакцией Богданова О. С., Олевского В. А. - М.: Недра, том I, II, III, 1982.
5. Реконструкция Нурказганской обогатительной фабрики Электронная версия на сайте [http: // http://mykazakhmys.kz/ru/projekt/id/200246](http://mykazakhmys.kz/ru/projekt/id/200246)
6. Старостин В. И. Медные руды // Электронная версия на сайте [http: // https://bigenc.ru/geology/text/2198278](http://https://bigenc.ru/geology/text/2198278)
7. ВНИИ ВОДГЕО Госстроя СССР. Рекомендации по проектированию и строительству шламонакопителей и хвостохранилищ металлургической промышленности. М., Стройиздат, 1986 г.

Приложение А

19	ВВН – 50	Вакуум-насос	2						
18	ТВ -50-1,6	Воздуходувка для флотомашины	1						
17	ТВ -200-1,4	Воздуходувка для флотомашины	2						
16	Ду 100 – 2,5	Вакуум-фильтр дисковый	1						
15	Ц-25	Сгуститель	1						
14	ПБА-300/30	Агрегат электронасосный	1						
13	ГРА-1800/67	Агрегат электронасосный грунтовый	2						
12	ГРА-1400/40	Агрегат электронасосный грунтовый	2						
11	ФМ-6,3	Машина флотационная 2 камерная	2						
10	РИФ-25	Машина флотационная 2 камерная	2						
9	РИФ-16	Машина флотационная 4 камерная	1						
8	МШР 55х65	Мельница шаровая	2						
7	ГЦ-360	Батарея гидроциклонов d = 360 мм из 4 шт.	8						
6	ГЦ-710	Батарея гидроциклонов d = 710 мм из 2 шт.	4						
5	КИД – 2200	Дробилка конусная	4						
4	ГИТ – 51	Грохот	4						
3	КСД – 2200 Гр	Дробилка конусная	2						
2	ГИТ – 51	Грохот	2						
1	ЩДП 15x121	Дробилка щековая	1						
№ поз.	Тип, марка	Наименование	Кол.						
				СПЕЦИФИКАЦИЯ					
				ОПИ – 17 – 1р					
							Лит.	Масса	Масш
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	Схема цепи аппаратов				
Разработал	Жакупова							y	
Проверил	Телков								
Руководит.	Телков								
								Лист	Листов
					Проект обогатительной фабрики месторождения Нурказган			Satbayev University	

Метаданные

Название

Проект обогатительной фабрики по переработке медной руды месторождения Нурказган с производительностью 3500000 тонн в год

Автор

Жакупова Ж.Ж.

Научный руководитель

Шамиль Телков

Подразделение

ИМИПИ

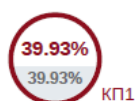
Список возможных попыток манипуляций с текстом

В этом разделе вы найдете информацию, касающуюся манипуляций в тексте, с целью изменить результаты проверки. Для того, кто оценивает работу на бумажном носителе или в электронном формате, манипуляции могут быть невидимы (может быть также целенаправленное вписывание ошибок). Следует оценить, являются ли изменения преднамеренными или нет.

Замена букв		61
Интервалы		0
Микропробелы		0
Белые знаки		0
Парафразы (SmartMarks)		119

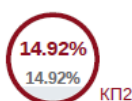
Объем найденных подобиий

Обратите внимание! Высокие значения коэффициентов не означают плагиат. Отчет должен быть проанализирован экспертом.



25

Длина фразы для коэффициента подобия 2



3982

Количество слов



27471

Количество символов

Подобия по списку источников

Просмотрите список и проанализируйте, в особенности, те фрагменты, которые превышают КР №2 (выделенные жирным шрифтом). Используйте ссылку «Обозначить фрагмент» и обратите внимание на то, являются ли выделенные фрагменты повторяющимися короткими фразами, разбросанными в документе (совпадающие сходства), многочисленными короткими фразами расположенные рядом друг с другом (парафразирование) или обширными фрагментами без указания источника ("криптоцитаты").

10 самых длинных фраз

Цвет текста

ПОРЯДКОВЫЙ НОМЕР	НАЗВАНИЕ И АДРЕС ИСТОЧНИКА URL (НАЗВАНИЕ БАЗЫ)	КОЛИЧЕСТВО ИДЕНТИЧНЫХ СЛОВ (ФРАГМЕНТОВ)	
1	Проект обогатительной фабрики по переработке свинцовых руд месторождения Алайгыр, производительностью 900000 тонн в год Арстанова Анара Александровна 5/10/2020 Satbayev University (ИМИПИ)	90	2.26 %
2	Проект обогатительной фабрики по переработке свинцовых руд месторождения Алайгыр, производительностью 900000 тонн в год Арстанова Анара Александровна 5/10/2020 Satbayev University (ИМИПИ)	51	1.28 %

3	Проект обогатительной фабрики по переработке свинцовых руд месторождения Алайгыр, производительностью 900000 тонн в год Арстанова Анара Александровна 5/10/2020 Satbayev University (ИМИПИ)	42	1.05 %
4	Проект обогатительной фабрики по переработке медной руды месторождения Нурказган с производительностью 1000000 тонн в год Нукунова Дина Саматовна 5/11/2020 Satbayev University (ИМИПИ)	41	1.03 %
5	Проект обогатительной фабрики по переработке свинцовых руд месторождения Алайгыр, производительностью 900000 тонн в год Арстанова Анара Александровна 5/10/2020 Satbayev University (ИМИПИ)	38	0.95 %
6	Проект обогатительной фабрики по переработке свинцовых руд месторождения Алайгыр, производительностью 900000 тонн в год Арстанова Анара Александровна 5/10/2020 Satbayev University (ИМИПИ)	37	0.93 %
7	Проект обогатительной фабрики по переработке свинцовых руд месторождения Алайгыр, производительностью 900000 тонн в год Арстанова Анара Александровна 5/10/2020 Satbayev University (ИМИПИ)	36	0.90 %
8	Проект обогатительной фабрики по переработке медной руды месторождения Нурказган с производительностью 1000000 тонн в год Нукунова Дина Саматовна 5/11/2020 Satbayev University (ИМИПИ)	34	0.85 %
9	Проект обогатительной фабрики по переработке медной руды месторождения Нурказган с производительностью 1000000 тонн в год Нукунова Дина Саматовна 5/11/2020 Satbayev University (ИМИПИ)	32	0.80 %
10	Проект обогатительной фабрики по переработке свинцовых руд месторождения Алайгыр, производительностью 900000 тонн в год Арстанова Анара Александровна 5/10/2020 Satbayev University (ИМИПИ)	32	0.80 %

из базы данных RefBooks (0.00 %)



ПОРЯДКОВЫЙ НОМЕР	НАЗВАНИЕ	КОЛИЧЕСТВО ИДЕНТИЧНЫХ СЛОВ (ФРАГМЕНТОВ)
------------------	----------	---

из домашней базы данных (34.86 %)



ПОРЯДКОВЫЙ НОМЕР	НАЗВАНИЕ	КОЛИЧЕСТВО ИДЕНТИЧНЫХ СЛОВ (ФРАГМЕНТОВ)
1	Проект обогатительной фабрики по переработке медной руды месторождения Нурказган с производительностью 1000000 тонн в год Нукунова Дина Саматовна 5/11/2020 Satbayev University (ИМИПИ)	656 (47) 16.47 %
2	Проект обогатительной фабрики по переработке свинцовых руд месторождения Алайгыр, производительностью 900000 тонн в год Арстанова Анара Александровна 5/10/2020 Satbayev University (ИМИПИ)	642 (30) 16.12 %
3	Проект обогатительной фабрики по переработке медной руды Актогайское месторождения с производительностью 3000000 тонн в год Галиев И.С 5/8/2019 Satbayev University (Г_М_И)	41 (2) 1.03 %

4	Проект обогатительной фабрики по переработке полиметаллической руды Риддер-Сокольного месторождения с производительностью 2400000 тонн в год Тяубашев Султан Русланович 5/8/2019 Satbayev University (Г_М_И)	37 (4)	0.93 %
5	Проект обогатительной фабрики по переработке золото-кварцево-сульфидной руды по гравитационно – цианидной технологии с производительностью 800000 тонн в год Яценко А.Л. 5/19/2017 Satbayev University (Г_М_И)	12 (1)	0.30 %

из программы обмена базами данных (5.07 %)



ПОРЯДКОВЫЙ НОМЕР	НАЗВАНИЕ	КОЛИЧЕСТВО ИДЕНТИЧНЫХ СЛОВ (ФРАГМЕНТОВ)	
1	Проектирование обогатительной фабрики по переработке полиметаллической руды Тишинского месторождения производительностью 2 млн. тонн в год на базе ПК РГОК ТОО «Казцинк» Тоқшараева А.А.14-ОП-1 5/12/2018 D. Serikbayev East Kazakhstan State Technical University (ОПМУП)	54 (6)	1.36 %
2	Проектирование обогатительной фабрики по переработке полиметаллической руды Малеевского месторождения производительностью 1750000 тонн в год на базе ПК ЗГОК ТОО «Казцинк». Раздел 2. Отделения флотации и сгущения Өмірзақов Е.Е. 14-ОП-1 5/14/2018 D. Serikbayev East Kazakhstan State Technical University (ОПМУП)	54 (6)	1.36 %
3	Проектирование обогатительной фабрики по переработке свинцово-цинковой руды Аюжальского месторождения производительностью 1,2 млн.тонн в год на базе Аюжальской обогатительной фабрики Ложников Б.Б. 12-ОП-1.doc 5/12/2018 D. Serikbayev East Kazakhstan State Technical University (ОПМУП)	42 (5)	1.05 %
4	Проектирование обогатительной фабрики по переработке полиметаллической руды Риддер-Сокольного месторождения на базе ПК РГОК ТОО «Казцинк» Жаңаберген А.Т. 14-ОП-1 5/11/2018 D. Serikbayev East Kazakhstan State Technical University (ОПМУП)	40 (3)	1.00 %
5	Проектирование обогатительной фабрики по переработке полиметаллической руды Риддер-Сокольного месторождения на базе ПК РГОК ТОО «Казцинк» Шмаков А. В.17-ОПз-2 5/23/2019 D. Serikbayev East Kazakhstan State Technical University (ОПМУП)	12 (1)	0.30 %

из интернета (0.00 %)



ПОРЯДКОВЫЙ НОМЕР	ИСТОЧНИК URL	КОЛИЧЕСТВО ИДЕНТИЧНЫХ СЛОВ (ФРАГМЕНТОВ)
------------------	--------------	---

Список принятых фрагментов (нет принятых фрагментов)

ПОРЯДКОВЫЙ НОМЕР	СОДЕРЖАНИЕ	КОЛИЧЕСТВО ИДЕНТИЧНЫХ СЛОВ (ФРАГМЕНТОВ)
------------------	------------	---

Метаданные

Название

Проект обогатительной фабрики по переработке медной руды месторождения Нурказган с производительностью 3500000 тонн в год

Автор

Жакупова Ж.Ж.

Научный руководитель

Шамиль Телков

Подразделение

ИМИПИ

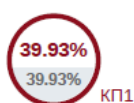
Список возможных попыток манипуляций с текстом

В этом разделе вы найдете информацию, касающуюся манипуляций в тексте, с целью изменить результаты проверки. Для того, кто оценивает работу на бумажном носителе или в электронном формате, манипуляции могут быть невидимы (может быть также целенаправленное вписывание ошибок). Следует оценить, являются ли изменения преднамеренными или нет.

Замена букв		61
Интервалы		0
Микропробелы		0
Белые знаки		0
Парафразы (SmartMarks)		119

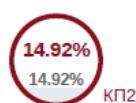
Объем найденных подоби

Обратите внимание! Высокие значения коэффициентов не означают плагиат. Отчет должен быть проанализирован экспертом.



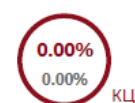
25

Длина фразы для коэффициента подобия 2



3982

Количество слов



27471

Количество символов

Подобия по списку источников

Посмотрите список и проанализируйте, в особенности, те фрагменты, которые превышают КП №2 (выделенные жирным шрифтом). Используйте ссылку «Обозначить фрагмент» и обратите внимание на то, являются ли выделенные фрагменты повторяющимися короткими фразами, разбросанными в документе (совпадающие сходства), многочисленными короткими фразами расположенные рядом друг с другом (парафразирование) или обширными фрагментами без указания источника ("криптоцитаты").

10 самых длинных фраз

Цвет текста

ПОРЯДКОВЫЙ НОМЕР	НАЗВАНИЕ И АДРЕС ИСТОЧНИКА URL (НАЗВАНИЕ БАЗЫ)	КОЛИЧЕСТВО ИДЕНТИЧНЫХ СЛОВ (ФРАГМЕНТОВ)	
1	Проект обогатительной фабрики по переработке свинцовых руд месторождения Алайгыр, производительностью 900000 тонн в год Арстанова Анара Александровна 5/10/2020 Satbayev University (ИМИПИ)	90	2.26 %
2	Проект обогатительной фабрики по переработке свинцовых руд месторождения Алайгыр, производительностью 900000 тонн в год Арстанова Анара Александровна 5/10/2020 Satbayev University (ИМИПИ)	51	1.28 %

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: Жакупова Ж.Ж.

Название: Проект обогатительной фабрики по переработке медной руды месторождения Нурказган с производительностью 1800000 тонн в год

Координатор: Шамиль Телков

Коэффициент подобия 1:8.2

Коэффициент подобия 2:5.9

Замена букв:62

Интервалы:0

Микропробелы:0

Белые знаки:0

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:

Дипломный проект к теме "Проект ОП по переработке медной руды месторождения Нурказган с производительностью 3500000 т в год". Автор Жакупова Ж.Ж. предоставляет собой завершенную самостоятельную работу. Обнаруженные заимствования являются добросовестными и не обладают признаками плагиата.

Дата

Подпись заведующего кафедрой /
начальника структурного подразделения

Окончательное решение в отношении допуска к защите, включая обоснование:

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

Дата 25.05.2021 г.

Подпись заведующего кафедрой /
начальника структурного подразделения
Теренищев М.Б. 