

МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ И НАУКИ РЕСПУБЛИКИ КАЗАХСТАН

Satbayev University

Институт металлургии и промышленной инженерии

Кафедра металлургии и обогащения полезных ископаемых

Нуменова Д. С.

Проект обогатительной фабрики по переработке медной руды месторождения
Нурказган с производительностью 1000000 тонн в год

ПОЯСНИТЕЛЬНАЯ ЗАПИСКА

к дипломному проекту

специальность 5В073700 – Обогащение полезных ископаемых

Алматы 2020

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: Нукенова Дина Саматовна

Название: Проект обогатительной фабрики по переработке медной руды месторождения Нурказган с производительностью 1000000 тонн в год

Координатор: Игорь Мотовилов

Коэффициент подобия 1:40

Коэффициент подобия 2:11,6

Замена букв:133

Интервалы:0

Микропробелы:0

Белые знаки: 0

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:

Расчеты технико-экономических показателей и методов обоснованы в соответствии с требованиями к работе. К.В.2 приведены в виде табличных данных, формул, графиков и формул используемых для расчетов. Не выявлено плагиата.
И.О.С. 2020

Дата

Подпись Научного руководителя

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.

« ____ » _____ 2020 г.

ПОЯСНИТЕЛЬНАЯ ЗАПИСКА

к дипломному проекту

на тему: Проект обогатительной фабрики по переработке медной руды
месторождения Нурказган с производительностью 1000000 тонн в год

по специальности 5В073700

Выполнила

Нукенова Д.С.

Научный руководитель

доктор PhD, ассистент профессора

_____ И.Ю. Мотовилов

« ____ » _____ 2020 г.

Алматы 2020

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.

« ____ » _____ 2020 г.

ЗАДАНИЕ

на выполнение дипломного проекта

Обучающемуся Нукуновой Дине Саматовне

На тему: "Проект обогатительной фабрики по переработке медной руды месторождения Нурказган с производительностью 1000000 тонн в год"

Утверждена приказом ректора университета №762-б от «27» января 2020 г.

Срок сдачи законченного проекта: «11» мая 2020 г.

Исходные данные к дипломному проекту: Данные с преддипломной практики

Перечень подлежащих разработке в дипломном проекте вопросов:

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

Перечень графического материала (с точным указанием обязательных чертежей): технологическая схема, схема цепи аппаратов.

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	15.02.2020 – 22.02.2020	
Выбор и расчет оборудования	23.02.2020 – 5.03.2020	
Разработка чертежей	6.03.2020 – 18.03.2020	
Безопасность и охрана труда	19.03.2020 – 15.04.2020	
Технико – экономические расчеты	19.03.2020 – 15.04.2020	
Оформление пояснительной записки	16.04.2020 – 4.05.2020	

Подписи

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

Наименование разделов	Научный руководитель, консультанты, И.О.Ф. (уч. степень, звание)	Дата подписания	Подпись
Экономическая часть	И.Ю.Мотовилов, доктор PhD, ассистент профессора		
Безопасность и охрана труда	И.Ю.Мотовилов, доктор PhD, ассистент профессора		
Нормоконтроль	И.Ю.Мотовилов, доктор PhD, ассистент профессора		

Научный руководитель _____ Мотовилов И.Ю.

Задание приняла к исполнению _____ Нукунова Д.С.

Дата « ____ » _____ 2020 г.

АНДАТПА

Дипломдық жобаның объектісі- Нұрқазған кен орнындағы пайдалы қазбаларды байыту фабрикасы.

Кенді қайта өңдеу технологиясының сұлбасы осы жобаны жүргізу процессінде тандалған. Осы сұлба кеннің ұшсатылы ұнтақталуын, екісатылы ұсақталуын, мыс концентратының ұжымды – селективті флотациялау процессін құрайды.

Ұнтақтау цехы мен бас ғимараттың бас жоспарларының сызбалары жасалынды.

Бұл технологияның соңғы өнімі 19,20% концентратқа шығарылып, құрамында 85 % мыс бар концентрат болып табылады.

Алынатын концентраттың жылдық массасы:

C_u - 48700т/ж;

1 тонна кенді қайта өңдеудің өзіндік құны 3384 теңгені құрайды, ал 1 тонна концентраттың өзіндік құны:

$C_u = 100000$ тыс.тенге

Капиталды шығындарды қайтару мерзімі 3 жыл, 6 ай құрайды.

АННОТАЦИЯ

Объектом выполнения дипломного проекта является обогатительная фабрика для переработки руд месторождения Нурказган.

Выбрана технологическая схема переработки медной руды включающая: трехстадиальное дробление руды, двухстадиальное измельчение, селективную флотацию медного концентрата. В данном проекте были разработаны чертежи технологической схемы обогащения, схемы цепи аппаратов и механической флотационной машины.

Продуктом разработанной технологии является медный концентрат с содержанием меди в концентрате 19,20 % и извлечением его в концентрат 85 %.

Годовая масса получаемых концентратов составляет:

$Cu = 48700$ т/г;

Себестоимость переработки 1 тонны руды составила 3384 тенге, себестоимость 1 тонны концентрата:

$Cu = 100000$ тенге

Срок окупаемости капитальных затрат на строительство предприятия 3 года 6 месяцев.

ANNOTATION

The investigation object of this diploma project is ore materials processing factory in Nurkazgan deposits.

The process of the project analysis includes three-staged crushing, two- staged grinding and flotation of the copper concentrate. Moreover, the main schemes of the crushing branch, main trunk and major plan were created.

The ultimate product of the whole process is copper with 19,20 % of pure copper concentrate and its extraction to the concentrate is evaluated into 85 %.

Produced concentrates annual mass:

Cu= 48700t/y

The 1 ton produced concentrates extraction cost is 3384 tenge. The cost of 1 tonn of the concentrate itself:

Cu = 100000 th. tenge

The reimbursement of the total cost of the factory construction is 3 years and 6 months.

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	11
1.4 Численность и профессионально – квалификационный состав работающих	12
2 Генеральный план, транспорт и рекультивация	13
2.1 Генеральный план	13
2.1.1 Характеристика района и площадки строительства	13
2.2 Транспорт	13
2.2.1 Внутрифабричный и внешний	13
2.3 Рекультивация нарушенных земель	13
3 Технология производства, обеспечение энергоресурсами	14
3.1 Технология производства	14
3.1.1 Сырьевая база, характеристика сырья	14
3.1.2 Режим работы цехов и расчёт их производительности	14
3.1.3 Краткий анализ работы действующей фабрики	15
3.1.4 Выбор и обоснование технологической схемы	15
3.1.5 Выбор и расчет схемы дробления	16
3.1.6 Выбор и расчет схемы измельчения	20
3.1.7 Расчет баланса металлов и количественной схемы обогащения	22
3.1.8 Выбор схемы обезвоживания	24
3.1.9 Расчет водно – шламовой схемы	25
3.2 Выбор и технологический расчет основного оборудования	29
3.2.1 Оборудование для дробления	29
3.2.2 Оборудование для грохочения	31
3.2.3 Оборудование для измельчения	31
3.2.4 Оборудование для классификации	34
3.2.5 Оборудование для флотационного обогащения	36
3.2.6 Оборудование для обезвоживания	38
3.2.7 Расчет насосов для перекачки пульпы	39
3.2.8 Расчет воздуходувок	40
3.3 Реагентное хозяйство	41
4 Охрана труда и безопасность жизнедеятельности	42
4.1 Законодательство и нормативные акты о "безопасности и охране труда"	42
4.2 Производственный шум	42
4.3 Защита от производственной вибрации	43
4.4 Электробезопасность	43
4.5 Пожарная безопасность	45
5 Экономика предприятия	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	48
5.5 Расчет расходов на содержание и эксплуатацию оборудования	49
5.6 Расчет цеховых расходов	49
5.7 Расчет себестоимости концентратов	51
5.8 Основные технико-экономические показатели	51
Заключение	52
Список использованной литературы	53
Приложение А	54

ВВЕДЕНИЕ

Медная руда является неотъемлемым составляющим в большинстве стран помимо Казахстана. Эти руды выделяются такими качествами как коррозионная устойчивость и высокая тепло- и электропроводность. В современной промышленности медь зачастую обрабатывается в сплавах с другими материалами, такими как никель, цинк, золото, и т.д. В индустрии обогащения медь встречается в купе с другими компонентами и представляет собой полиметаллические руды. Согласно статистике, около 80% меди вырабатывается из сульфидных руд, остальной процент может извлекаться из карбонатных, оксидных, силикатных и непосредственно медных [1].

В наши дни, основной целью инженеров обогащения является выявлять все новые аспекты улучшения технологии экстракции ценных компонентов и их интеграция на пути наиболее эффективного получения концентрата цветных, редких и соответственно, сопутствующих материалов. Однако, все предложенные методы должны соответствовать определенным нормам и быть экономически целесообразными.

Нурказганская обогатительная фабрика представляет собой потенциальный инструмент достижения поставленной цели перед цветной металлургией [9].

Задачей данного дипломного проекта является разработка медно обогатительной фабрики Нурказганского месторождения с производительностью 1 млн. тонн руды в год.

В ходе проектирования, основой послужила Нурказганская обогатительная фабрика. Выполнено технико-экономические обоснования на строительство самой фабрики, расчет рентабельности производства и себестоимости продукции.

1 Общая пояснительная записка

1.1 Краткая характеристика предприятия

Сырьевым объектом проектирования обогатительной фабрики является медная руда Нурказганского месторождения. Дана производительность фабрики: 1 000 000 тонн руды в год. Содержание меди в руде 1,1 %.

Продукция обогатительного предприятия – медный концентрат с содержанием меди 19,20 %

Обогатительная фабрика использует флотационный метод обогащения, который состоит из селективной флотации медных минералов с получением медного концентрата.

Схема дробления является – трехстадиальной, а схема измельчения – двухстадиальной.

Схема флотации подразумевает собой селективный вид флотации с извлечением медного концентрата [9].

1.2 Основные технологические проектные решения

Утвержденный метод обогащения – флотационный. Схема флотации представляет собой селективный метод, для извлечения в концентрат меди.

Подготовительные процессы:

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

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

Вспомогательные процессы:

- двухстадиальное обезжоживание медного концентрата методом сгущения и дальнейшего фильтрования.

Вышеперечисленные процессы проводятся с использованием стандартного технологического оборудования [1].

1.3 Состав обогатительной фабрики

Обогатительная фабрика состоит из корпуса крупного дробления, корпуса среднего и мелкого дробления, главного корпуса, корпуса фильтрации, корпуса приготовления реагентов, бытового корпуса вспомогательного корпуса.

Главный корпус включает в себя три секции. Компоновка оборудования представляет собой смешанную схему. Цех среднего и мелкого дробления организован исходя из многоэтажной схемы, остальные цеха построены по уступчато одноэтажной схеме.

1.4 Численность и профессионально – квалификационный состав работающих.

Общая численность трудящихся составляет:

- 1) ИТР – 10 человек
- 2) МОП – 2 человек
- 3) Рабочие – 51 человек

2 Генеральный план, транспорт и рекультивация нарушенных земель

2.1 Генеральный план

2.1.1 Характеристика района и площадки строительства

Нурказганская обогатительная фабрика находится в 10 километрах к северу от города Темиртау и в 2,5 километрах от северного берега Самаркандского водохранилища. Сырьевой базой служит Самарское месторождение меди. Входит в состав производственного объединения «Карагандацветмет» корпорации «Казахмыс» [9].

Рельеф местности более среднегорный, нежели степной. Комбинат состоит из карьера, шахты, рудообогатительной фабрики и вспомогательного цеха. Воспроизводит Самарское месторождение, ресурсы которого покрывают работу предприятия на следующие 50 лет. От станции Мырза к руднику подведена железнодорожная ветка [2].

2.2 Транспорт

2.2.1 Внутрифабричный и внешний транспорт

С шахты руда проходит транспортировку с помощью конвейерного транспорта.

Грузы специального назначения проходят через железную дорогу: дробящие тела, флотореагенты, оборудование. Готовая продукция отправляется с территории предприятия в вагонах с грузоподъемностью 60т. по железной дороге [9].

Грузовые автомобили в свою очередь доставляют на фабрику все прочие грузы. Основываясь на рамках противопожарных правил, автомобильные дороги проложены к секторам всех зданий с сооружениями с двух противоположных сторон.

2.3 Рекультивация нарушенных земель

Нарушение земельных участков происходит в результате строительства и эксплуатации обогатительной фабрики. После завершения строительства, проводятся работы по восстановлению земельных территорий [1]. Восстановление участков на которых расположены сухие пляжи хвостохранилищ производится в зависимости от их образования во время их эксплуатации. Процесс восстановления заканчивается по окончанию использования самого хвостохранилища [2].

3 Технология производства, обеспечение энергоресурсами

3.1 Технология производства

3.1.1 Сырьевая база, характеристика сырья

Сырьевая база проектируемой обогатительной фабрики состоит из медных руд Нурказганского месторождения.

Руда представлена сильно измененными кислыми порфировыми породами.

По минеральному составу рудная минерализация относится к сульфидному медно-порфираному типу

Основным полезным минералом является халькопирит, на его долю приходится 85,3 %, в единичных выделениях встречаются блеклая руда, борнит, халькозин, ковеллин.

Текстура руд – гнездо-вкрапленные, вкрапленные и прохидково-вкрапленные.

Вкрапленные выделения халькопирита в породе размером от 0,01 мм до 2-3 мм преимущественно мономинеральные. Более крупные выделения халькопирита образуют агрегативные срастания с пиритом, блеклой рудой, халькозином и ковеллином, а также с вмещающей породой [1].

3.1.2 Режим работы цехов и расчет их производительности

Заданная производительность фабрики составляет 1000000 т/г. Дробильный цех работает синхронно с рудником 305 дней в году в три смены по 7 часов.

$$n=3 \quad m=7\text{ч.}$$

Главный корпус фабрики работает 365 дней в году.

$$n=3 \quad m=8\text{ч.}$$

Коэффициент использования оборудования:

$$K_{в \text{ дроб}} = 0,75 * 0,95 = 0,7125$$

$$K_{в \text{ изм}} = 0,88 * 0,99 = 0,8712$$

Фонд машинного времени дробильного передела – $305 \times 14 \times 0,7125 = 4563,5$ час/год;

Фонд машинного времени измельчения, флотации, сгущения фильтрации – $365 \times 24 \times 0,8712 = 7631,7$ час/год [3].

Часовая производительность цехов дробления и измельчения:

$$Q_0 \text{ др} = \frac{Q_{г}}{N \times m \times n \times K_{в \text{ дроб}}} \quad (1)$$

где Q_0 - часовая производительность, тыс. тонн;

Q_{Γ} - годовая производительность, тыс. тонн;
 N - поправочный коэффициент;
 m - продолжительность одной смены, час;
 n - число смен;
 $K_{в \text{ дроб}}$ - коэффициент использования оборудования;

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

где $K_{в \text{ изм}}$ - коэффициент использования оборудования;

и составит:

$$Q_{0 \text{ др}} = \frac{1000000}{305 \times 7 \times 3 \times 0,7125} = 219 \text{ т/ч}$$

$$Q_{0 \text{ изм}} = \frac{1000000}{365 \times 8 \times 3 \times 0,8712} = 131 \text{ т/ч}$$

3.1.3 Краткий анализ работы действующей фабрики

Схема фабрики по переработке медной руды предусматривает трехстадиальное дробление руды, двухстадиальное измельчение, классификацию в гидроциклонах в замкнутом цикле.

Принята селективная схема флотации с получением медного концентрата.

3.1.4 Выбор и обоснование технологической схемы

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

Схема включает:

- а) три стадии дробления;
- б) две стадии измельчения с замкнутым циклом в обеих стадиях: в первой стадии измельчение до 47 % класса крупностью 0,074 мм, во второй стадии до 80 % класса крупностью 0,074 мм;
- в) селективную медную флотацию с тремя перечистками и одной контрольной флотацией;
- г) обезвоживание концентрата, осуществляемое в две стадии: сгущение концентрата и фильтрование концентрата.

Принимаются следующие технологические показатели: $Cu_{к-т} = 19,20 \%$, извлечение: $\varepsilon_{Cu} = 85 \%$.

3.1.5 Выбор и расчёт схемы дробления

Для проектируемой в дипломном проекте фабрики принимается трехстадиальная схема дробления с предварительным грохочением во второй и третьей стадиях, рисунок 1.

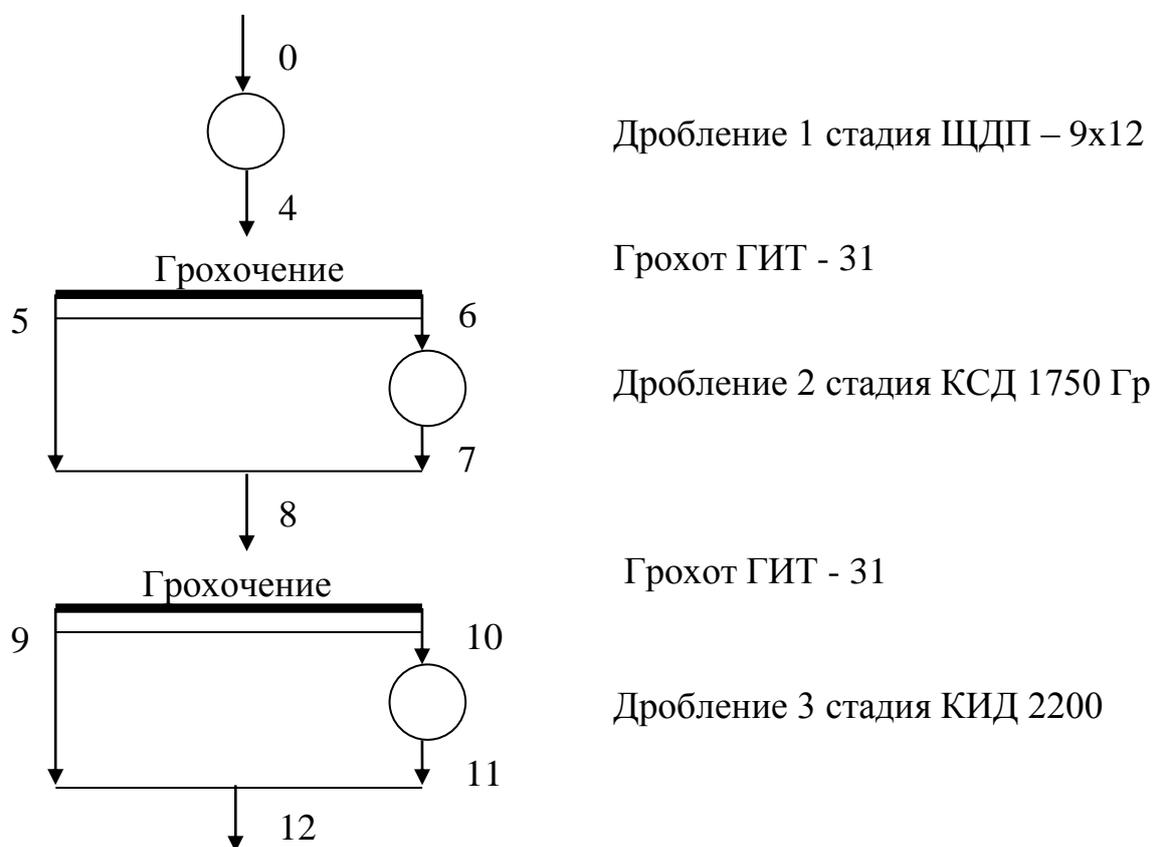


Рисунок 1 – Трехстадиальная схема дробления

Трехстадиальная схема дробления принята по следующим причинам:

- крепость руды по шкале Протоdjeяконова – 12-14;
- начальная крупность руды – 600 мм;
- конечная крупность - 12 мм;
- общая степень дробления – 50;
- плотность руды – 2,68 г/см³;
- насыпная плотность – 1,68 г/см³;
- влажность руды – 5%.

Степень дробления в 50 раз невозможно получить в две стадии дробления при существующем уровне техники и технологии, поэтому принята классическая трехстадиальная схема дробления. В третьей стадии установлена дробилка типа КИД, поэтому отсутствует поверочное грохочение.

Расчет схемы дробления [8].

Общая степень дробления:

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

где $S_{\text{общ}}$ -общая степень дробления, мм;
 D_{max} -размер максимального куска руды в питании;
 d - крупность дробленного продукта;

$$S_{\text{общ}} = 600\text{мм}/12\text{мм}=50$$

Средняя степень дробления:

$$S_0 = S_{\text{ср}} = \sqrt[3]{S_{\text{общ}}} = \sqrt[3]{50} = 3,7$$

где S_0 -степень дробления;

$S_{\text{ср}}$ -средняя степень дробления;

$S_{\text{общ}}$ -общая степень дробления;

Частные степени дробления, рассчитываются по формулам (4-6):

$$\frac{D_{\text{max}}}{d_1} = S_1 \quad (4)$$

$$S_2 = S_{\text{ср}} \quad (5)$$

$$\frac{S_{\text{общ}}}{S_1 * S_2} = S_3 \quad (6)$$

и составят:

$$S_1 = 3,07,$$

$$S_2 = S_{\text{ср}} = 3,7,$$

$$S_3 = 4,4.$$

Крупность дробленных продуктов по стадиям составит:

$$\text{В первой стадии} - d_1 = \frac{D_{\text{max}}}{S_1} = \frac{600}{3,07} = 195 \text{ мм}$$

$$\text{Во второй стадии} - d_2 = \frac{d_1}{S_2} = \frac{195}{3,7} = 53 \text{ мм}$$

$$\text{В третьей стадии} - d_3 = \frac{d_2}{S_3} = \frac{53}{4,4} = 12 \text{ мм}$$

Размер щелей дробилок:

$$i_1 = d_1 / Z_1 = 195 / 1,5 = 130 \text{ мм};$$

$$i_2 = d_2 / Z_2 = 53 / 1,7 = 31 \text{ мм};$$

где i - размер разгрузочного отверстия, мм;

Z – крупность куска выраженная в долях единицы разгрузочной щели.

Величину Z принимаем по типовым характеристикам крупности для соответствующих стадий дробления и крупности дробленной руды.

Размеры отверстий грохота и эффективность грохочения:

$$\text{Для II стадии} \quad a_2 = d_2 = 53 \text{ мм}; \quad E_2 = 85 \text{ \%}.$$

$$\text{для III стадии} \quad a_3 = d_3 = 12 \text{ мм}; \quad E_3 = 85 \text{ \%}.$$

Выполним расчет типовой характеристики крупности продукта 3 ($d_n=195\text{мм}$, $i_p=130\text{мм}$)

Таблица 1 – Типовая характеристика крупности продукта 3

Определяемый класс, в долях i_p	Крупность класса, мм	Выход класса по «+», %	Выход класса по «-»
$0,2 * i_p$	26	90	10
$0,4 * i_p$	52	70	30
$0,8 * i_p$	104	40	60
$1,2 * i_p$	156	18	82
$Z_1 * i_p$	195	5	95

Таблица 2 - Расчетная характеристика крупности продукта 4

Крупность класса, мм	Расчетный выход класса по «-», %	Выход класса по «+», %
26	$\beta_4^{-26} = \beta_0^{-26} + b_0^{+130} * \beta_3^{-26} = 5 + 0,79 * 12 = 15$	85
52	$\beta_4^{-52} = \beta_0^{-52} + b_0^{+130} * \beta_3^{-52} = 9 + 0,79 * 30 = 33$	67
104	$\beta_4^{-104} = \beta_0^{-104} + b_0^{+130} * \beta_3^{-104} = 19 + 0,79 * 60 = 66$	34
156	$\beta_4^{-156} = \beta_0^{-156} + b_0^{+130} * \beta_3^{-156} = 28 + 0,72 * 82 = 93$	7
195	$\beta_4^{-195} = \beta_0^{-195} + b_0^{+130} * \beta_3^{-195} = 32 + 0,68 * 95 = 97$	3

Таблица 3 - Типовая характеристика крупности продукта 7

Определяемый класс, в долях d_n	Крупность класса, мм	Выход класса по «+», %	Выход класса по «-»
$0,2 * d_n$	11	88	12
$0,4 * d_n$	21	70	30
$0,6 * d_n$	32	55	45
$0,8 * d_n$	42	40	60
$1,0 * d_n$	53	27	73

Таблица 4 - Расчетная характеристика крупности продукта 8

Крупность класса, мм	Расчетный выход класса по «-», %	Выход класса по «+», %
11	$\beta_8^{-11} = \beta_4^{-11} + b_4^{+31} * \beta_7^{-11} = 7 + 0,81 * 12 = 17$	83
21	$\beta_8^{-21} = \beta_4^{-21} + b_4^{+31} * \beta_7^{-21} = 13 + 0,81 * 30 = 37$	63
32	$\beta_8^{-32} = \beta_4^{-32} + b_4^{+32} * \beta_7^{-32} = 20 + 0,80 * 45 = 56$	44
42	$\beta_8^{-42} = \beta_4^{-42} + b_4^{+42} * \beta_7^{-42} = 27 + 0,73 * 60 = 71$	29
53	$\beta_8^{-53} = \beta_4^{-53} + b_4^{+53} * \beta_7^{-53} = 34 + 0,66 * 73 = 82$	18

Графики ситовых характеристик исходной руды и продуктов стадий дробления приведены на рисунках 2 – 4.

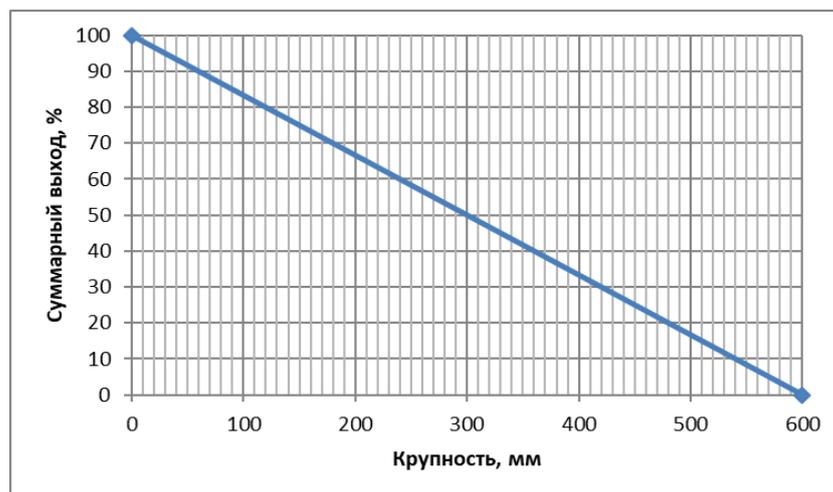


Рисунок 2 – Ситовая характеристика исходной руды

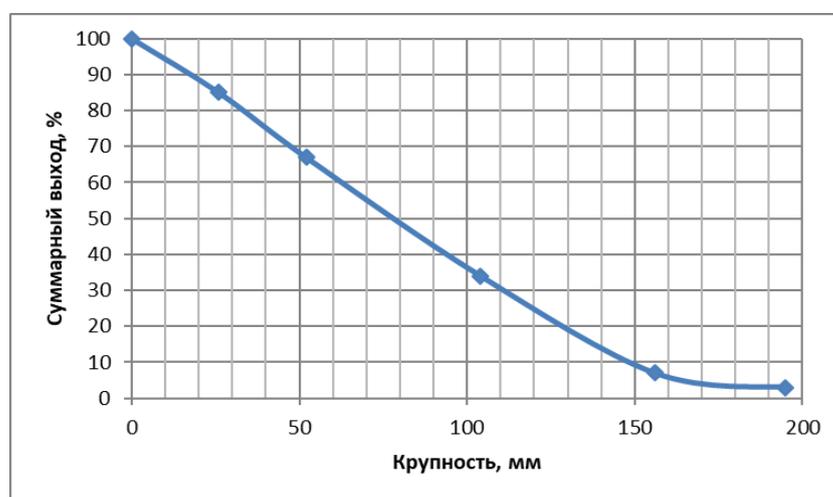


Рисунок 3 – Ситовая характеристика продукта 4

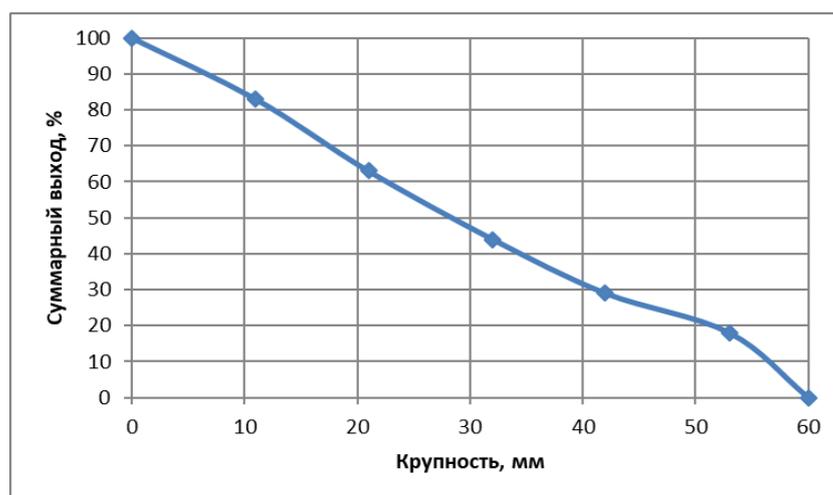


Рисунок 4 – Ситовая характеристика продукта 8

Рассчитаем количество продуктов для второй и третьей стадии дробления.

Вторая стадия дробления:

Отсеваемый класс – 53 мм.

Содержание отсеваемого класса в продукте $4 \beta_4^{-53} = 34 \%$

Масса отсеваемого класса определяется по формуле (7):

$$Q_5 = Q_4 * \beta_4^{-53} * E_2 . \quad (7)$$

где $\beta_n^{-\alpha}$ - содержание в процентах;

E_n - эффективность грохочения.

$$Q_5 = 219 * 0,34 * 0,8 = 59,5 \text{ т/ч.}$$

Загрузка дробилки составит:

$$Q_6 = Q_4 - Q_5 = 219 \text{ т/ч} - 59,5 \text{ т/ч} = 159,5 \text{ т/ч}$$

Третья стадия дробления:

Отсеваемый класс – 12 мм

Содержание отсеваемого класса в продукте $8 \beta_8^{-12} = 20 \%$

Масса отсеваемого класса составит:

$$Q_9 = Q_0 * \beta_8^{-12} * E_3 = 219 * 0,2 * 0,85 = 37,2 \text{ т/ч}$$

Нагрузка на дробилку:

$$Q_{10} = Q_8 - Q_9 = 219 - 37,2 = 181,8 \text{ т/ч}$$

3.1.6 Выбор и расчет схемы измельчения

В дипломном проекте принята двухстадиальная схема измельчения с закрытым циклом в первой и во второй стадиях.

В измельченном продукте необходимо получить помол 80 % класса – 0,074 мм.

В первой стадии измельчения устанавливаем шаровые мельницы, так как номинальная крупность питания 12 мм, содержание готового класса в питании 8 %.

Принятая схема измельчения представлена на рисунке 5.

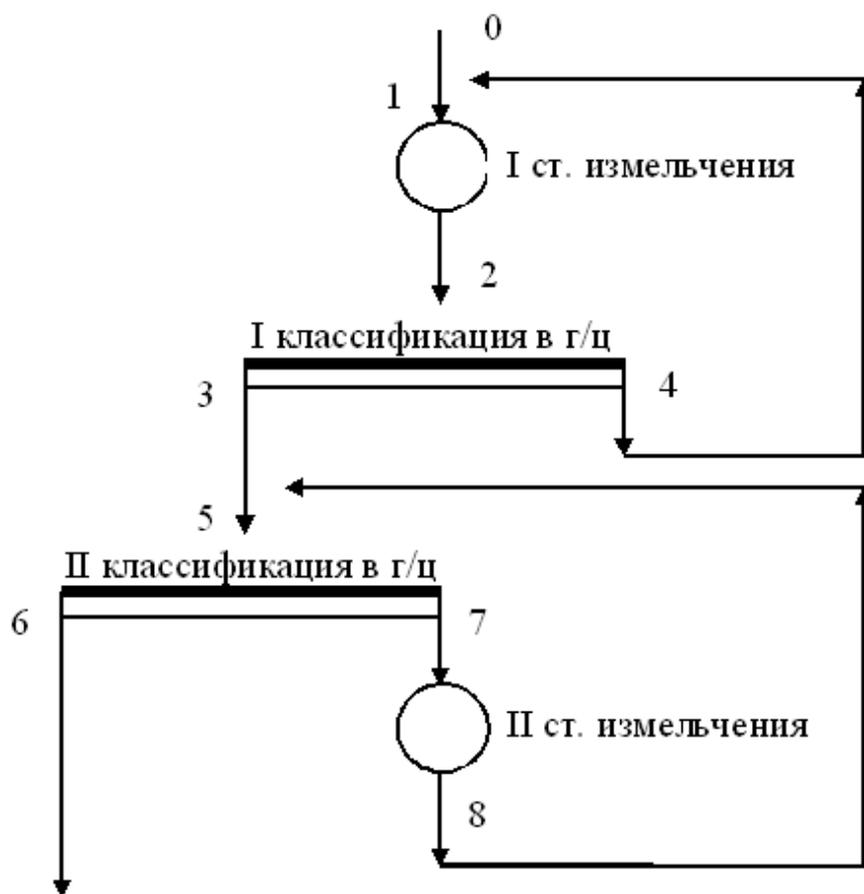


Рисунок 5 – Проектируемая схема измельчения

Исходные данные:

Содерж. тв.: 0 – 95%; 2 – 70%; 3-50%; 4-85%; 6 – 28%; 7 – 68%; 8 – 75%

$\gamma_0 = 100\%$

$\gamma_0 = \gamma_3 = \gamma_6;$ $\gamma_7 = \gamma_8;$ $\gamma_1 = \gamma_2$

$\beta_0 = 8\% ;$ $\beta_2 = 22\%;$

$\beta_3 = 47\%;$ $\beta_4 = 9\%;$

$\beta_6 = 80\%;$ $\beta_7 = 29\%;$

$\beta_8 = 19\%;$

$$\gamma_4 = \gamma_0 \cdot \frac{\beta_3 - \beta_2}{\beta_2 - \beta_4} \quad (8)$$

где γ_n – выход продукта;

β_n - выход продуктов, подлежащих дроблению;

$$\gamma_4 = 100 \frac{47 - 22}{22 - 9} = 192,3\%$$

Уравнение баланса по операции классификации:

$$\{\gamma_5 = \gamma_6 + \gamma_7 \quad \gamma_5\beta_5 = \gamma_6\beta_6 + \gamma_7\beta_7$$

при условии: $\gamma_5 = \gamma_3 + \gamma_8 = \gamma_0 + \gamma_8$

$$\{\gamma_3 + \gamma_8 = \gamma_6 + \gamma_7 \quad \gamma_3\beta_3 + \gamma_8\beta_8 = \gamma_6\beta_6 + \gamma_7\beta_7$$

$$\gamma_8 = \gamma_{0*} \frac{\beta_6 - \beta_3}{\beta_8 - \beta_7} = 100 \frac{80 - 47}{29 - 19} = 330$$

$$\gamma_5 = \gamma_0 + \gamma_8 = 100\% + 330\% = 430$$

$$\gamma_6 = \gamma_5 - \gamma_7 = 430\% - 330\% = 100$$

$$\gamma_3 = \gamma_6 = 100$$

$$\gamma_2 = \gamma_3 + \gamma_4 = 100 + 192,3 = 292,3$$

Итого:

$$\gamma_0 = 100\%; \gamma_1 = 292,3\%; \gamma_2 = 292,3\%; \gamma_3 = \gamma_6 = 100\%;$$

$$\gamma_4 = 192,3\%; \gamma_5 = 430\%; \gamma_7 = \gamma_8 = 330\%.$$

Количество продуктов определяем по формуле (9):

$$Q_n = \gamma_n \cdot Q_0 / 100 \% . \quad (9)$$

Результаты расчета схемы измельчения занесены в таблицу 5.

Таблица 5 - Результаты расчета схемы измельчения

№ продукта	Выход, %	Количество, т/ч
γ_0	100	131
γ_1	292,3	382,9
γ_2	292,3	382,9
γ_3	100	131
γ_4	192,3	251,9
γ_5	430	563,3
γ_6	100	131
γ_7	330	432,3
γ_8	330	432,3

3.1.7 Расчет баланса металлов и количественной схемы обогащения

Расчет баланса металлов и количественной схемы обогащения приведен в таблице 6.

Таблица 6 – Баланс металлов

Наименование	Выход, %	Содержание Cu, %	Извлечение Cu, %
Медный концентрат	4,87	19,20	85,00
Хвосты	95,13	0,17	15,00
Руда	100,00	1,10	100,00

Расчет схемы выполнен стандартным путем составления и решения уравнения баланса по твердому и основному металлу.

Схема флотации приведена на рисунке 6.

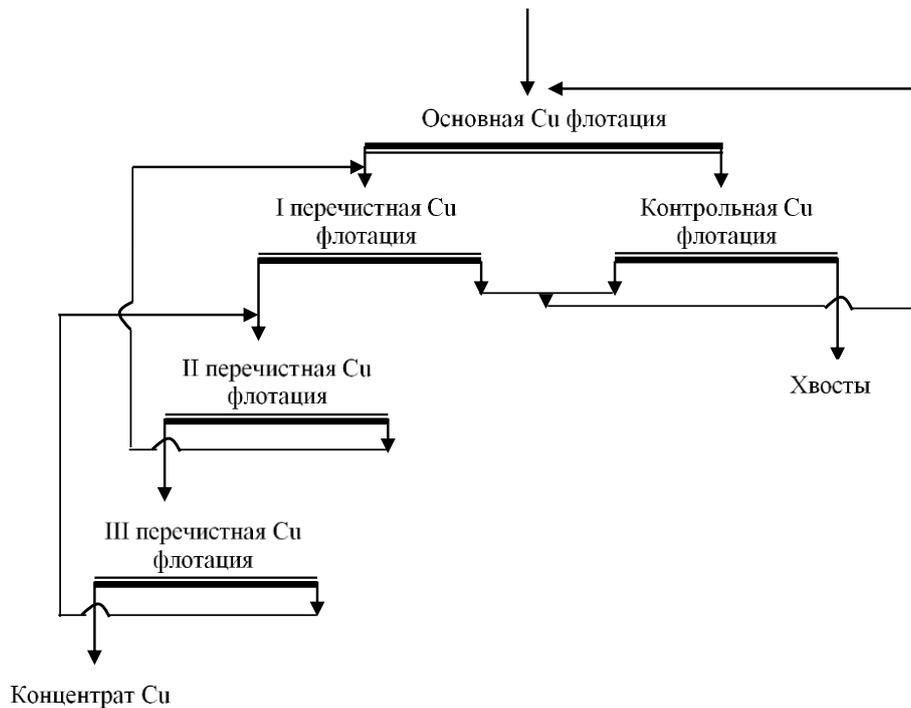


Рисунок 6 – Схема флотации

Исходные данные для расчета количественной схемы флотации:

Основная Си флотация

Измельченная руда **0** $\gamma_0 = 100\%$; $\beta_0 = 1,1\%$

Контрольная Си флотация **2**

$\gamma_2 = \%$; $\beta_2 = 0,36\%$

Хвосты **6**

$\gamma_6 = 95,13\%$; $\beta_6 = 0,17\%$

I перечистная Си флотация **1**

$\gamma_1 = \%$; $\beta_1 = 4,4\%$

II перечистная Си флотация **3**

$\gamma_3 = \%$; $\beta_3 = 8,8\%$

III перечистная Си флотация **7**

$\gamma_7 = \%$; $\beta_7 = 15\%$

Концентрат Си **9**

$\gamma_9 = 4,87\%$; $\beta_9 = 19,2\%$

Уравнение баланса:

$$1. \{ \gamma_7 = \gamma_9 + \gamma_{10} \quad \gamma_7 \beta_7 = \gamma_9 \beta_9 + \gamma_{10} \beta_{10}$$

$$\text{Отсюда следует: } \gamma_7 = \gamma_9 \frac{\beta_9 - \beta_{10}}{\beta_7 - \beta_{10}} = 4,87\% \frac{19,2 - 8,8}{15 - 8,8} = 8,1\%$$

$$\gamma_{10} = \gamma_7 - \gamma_9 = 8,16 - 4,87 = 3,3\%$$

проверка:

$$122,4 = 93,504 + 28,952$$

$$2. \{ \gamma_3 + \gamma_{10} = \gamma_7 + \gamma_8 \quad \gamma_3 \beta_3 + \gamma_{10} \beta_{10} = \gamma_7 \beta_7 + \gamma_8 \beta_8$$

$$\gamma_3 (\beta_3 - \beta_8) = \gamma_7 (\beta_7 - \beta_8) - \gamma_{10} (\beta_{10} - \beta_8)$$

$$\gamma_3(8,8-4,4) = 8,16(15-4,4) - 3,29(8,8-4,4)$$

$$\gamma_3 = 16,3\%; \gamma_8 = 11,5\%;$$

проверка:

$$143,968+28,952 = 122,4 + 50,556 = 172,9$$

$$3. \{\gamma_1 + \gamma_8 = \gamma_3 + \gamma_4 \quad \gamma_1\beta_1 + \gamma_8\beta_8 = \gamma_3\beta_3 + \gamma_4\beta_4$$

$$\gamma_1(\beta_1 - \beta_4) = \gamma_3(\beta_3 - \beta_4) - \gamma_8(\beta_8 - \beta_4)$$

$$\gamma_1(4,4 - 1,1) = 16,36(8,8 - 1,1) - 11,49(4,4 - 1,1)$$

$$\gamma_1 = 26,6\%; \gamma_4 = 21,8\%;$$

проверка:

$$117,392+50,566 = 143,968 + 23,991 = 167,959$$

$$4. \{\gamma_2 = \gamma_5 + \gamma_6 \quad \gamma_2\beta_2 = \gamma_5\beta_5 + \gamma_6\beta_6$$

$$\text{Отсюда следует: } \gamma_2 = \gamma_6 \frac{\beta_5 - \beta_6}{\beta_5 - \beta_2} = 95,13\% \frac{1,1\% - 0,17\%}{1,1\% - 0,36\%} = 119,6\%$$

$$\gamma_5 = \gamma_2 - \gamma_6 = 119,6\% - 95,2\% = 24,4\%$$

проверка:

$$43,038 = 26,862 + 16,1721$$

Проверка по схеме:

$$5. \{\gamma_0 + \gamma_4 + \gamma_5 = \gamma_1 + \gamma_2 \quad \gamma_0\beta_0 + \gamma_4\beta_4 + \gamma_5\beta_5 = \gamma_1\beta_1 + \gamma_2\beta_2$$

$$100 + 21,81 + 24,42 = 26,68 + 119,55 = 146,23$$

$$110 + 23,991 + 26,862 = 117,392 + 43,038 = 160,43$$

Результаты расчета схемы флотации занесены в таблицу 7.

Таблица 7 - Результаты расчета схемы флотации

№ продукта	Выход, %	Количество, т/ч
γ_0	100	131
γ_1	26,6	34,8
γ_2	119,6	156,6
γ_3	16,3	21,3
γ_4	21,8	28,5
γ_5	24,4	31,9
γ_6	95,2	124,7
γ_7	8,1	10,6
γ_8	11,5	15
γ_9	4,8	6,3
γ_{10}	3,3	4,3

3.1.8 Выбор схемы обезвоживания

Обезвоживанию подвергаются флотационный концентрат крупностью 80 % класса -0,074 мм. В связи с транспортировкой концентратов потребителям на большие расстояния, во избежание смерзания концентрата при транспортировке, содержание влаги в нем не должно превышать 5 %.

Схема обезвоживания приведена на рисунке 7.

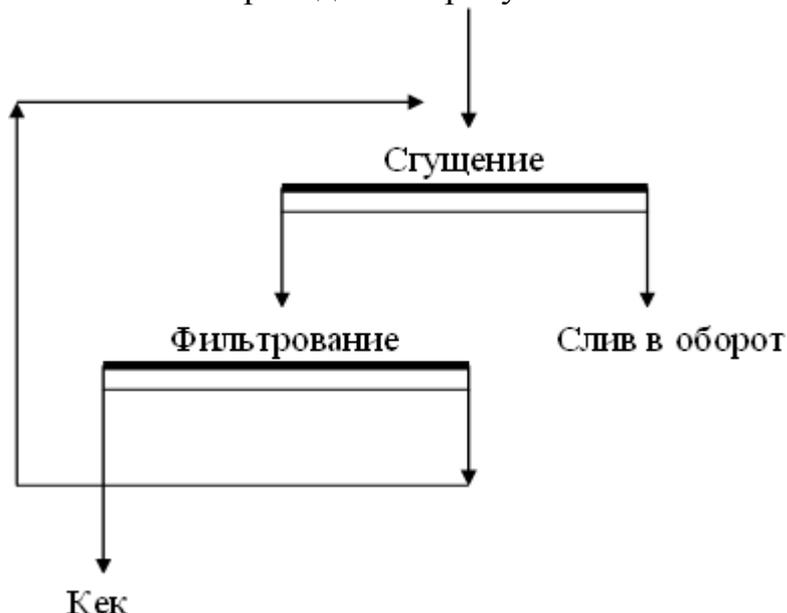


Рисунок 7 - Схема обезвоживания

3.1.9 Расчет водно-шламовой схемы

Водно-шламовая схема рассчитана на часовую производительность 131 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
разгрузка мельницы I стадии	70
пески I классификации	85
пески II классификации	75
выгрузка мельниц II стадии	68
слив I классификации	50
слив II классификации	28
Концентраты:	
Основной С _и флотации	32
Контрольной С _и флотации	32
I С _и перечистка	34
II С _и перечистка	36
III С _и перечистки	39
сгущенный С _и концентрат	65
фильтрованный С _и концентрат	88

Расчет схемы выполнен стандартным методом, таблица 8.

Таблица 8 – Расчет водно-шламовой схемы

Тип операции	Наименование Продуктов	Выход, %	Содержание твердого, %	Количество, т/ч			Объем пульпы, м ³ /ч
				Твер- дого	воды	пульпы	
Измельчение I стадии							
ПОСТУПАЕТ	Руда	100	95	131	6,8	137,8	55,68
	Пески I класс.	192,3	85	251,9	44,4	296,3	138,83
	Вода				112,9	112,9	112,9
	ИТОГО:	292,3	70	382,9	164,1	547	306,97
ВЫХОДИТ	Слив мельницы I стадии	292,3	70	382,9	164,1	547	306,97
	ИТОГО:	292,3	70	382,9	164,1	547	306,97
Классификация гидроциклона I							
ПОСТУПАЕТ	Слив мельницы I стадии	292,3	70	382,9	164,1	547	306,97
	Вода				11,3	11,3	11,3
	ИТОГО:	292,3	68,58	382,9	175,4	558,3	318,27
ВЫХОДИТ	Слив I класс.	100	50	131	131	262	179,88
	Пески I класс.	192,3	85	251,9	44,4	296,3	138,39
	ИТОГО:	292,3	68,58	382,9	175,4	558,3	318,27
Классификация гидроциклона II							
ПОСТУПАЕТ	Слив I класс.	100	50	131	131	262	179,88
	Разгрузка мельницы II стадии	330	68	432,3	203,4	635,7	364,71
	Вода				146,4	146,4	146,4
	ИТОГО:	430	53,95	563,3	480,8	1044,1	690,99
ВЫХОДИТ	Слив II класс.	100	28	131	336,8	467,8	174,5
	Пески II класс.	330	75	432,3	144	576,3	215
	ИТОГО:	430	53,95	563,3	480,8	1044,1	690,99
Измельчение II стадии							
ПОСТУПАЕТ	Пески II класс.	330	75	432,3	144	576,3	305,31
	Вода				59,4	59,4	59,4
	ИТОГО:	330	68	432,3	203,4	635,7	364,71
ВЫХОДИТ	Слив мельницы II стадии	330	68	432,3	203,4	635,7	364,71
	ИТОГО:	330	68	432,3	203,4	635,7	364,71
Основная Су флотация							
ПОСТУПАЕТ	Слив г/циклона II	100	28	131	336,8	467,8	385,68
	Хвосты I перечистки	21,8	21	28,5	107	135,5	117,6
	Концентрат контрольной Су флотации	24,4	32	31,9	37,9	69,8	49,8
	Вода				16	16	16
	ИТОГО:	146,2	27,8	191,4	497,7	689,1	569,1

Продолжение таблицы 8

Тип операции	Наименование Продуктов	Выход, %	Содержание твердого, %	Количество, т/ч			Объем пульпы, м ³ /ч
				Твер- дого	воды	пульпы	
ВЫХОДИТ	Концентрат основной Cu флотации	26,6	32	34,8	74	108,8	87
	Хвосты основной Cu флотации	119,6	27	156,6	423,7	580,3	482,1
	ИТОГО:	146,2	27,8	191,4	497,7	689,1	569,1
I Cu перечистная флотация							
ПОСТУПАЕТ	Концентрат основной флотации	26,6	32	34,8	74	108,8	87
	Хвосты II перечистки	11,5	20,9	15	56,9	71,9	62,4
	Вода				17,4	17,4	17,4
	ИТОГО:	38,1	25,1	49,8	148,3	198,1	166,8
ВЫХОДИТ	Концентрат I Cu перечистки	16,3	34	21,3	41,3	62,6	49,2
	Хвосты I Cu перечистки	21,8	21	28,5	107	135,5	117,6
	ИТОГО:	38,1	25,1	49,8	148,3	198,1	166,8
II Cu перечистная флотация							
ПОСТУПАЕТ	Концентрат I перечистки	16,3	34	21,3	41,3	62,6	49,2
	Хвосты III перечистки	3,3	18,1	4,3	19,5	13,3	21,1
	Вода				14,9	14,9	14,9
	ИТОГО:	19,6	25,3	25,6	75,7	101,3	85,2
ВЫХОДИТ	Концентрат II перечистки	8,1	36	10,6	18,8	29,4	22,8
	Хвосты II перечистки	11,5	20,9	15	56,9	71,9	62,4
	ИТОГО:	19,6	25,3	25,6	75,7	101,3	85,2
III Cu перечистная флотация							
ПОСТУПАЕТ	Концентрат II Cu перечистки	8,1	36	10,6	18,8	29,4	22,8
	Вода				10,6	10,6	10,6
	ИТОГО:	8,1	26,5	10,6	29,4	40,0	33,4
ВЫХОДИТ	Концентрат III Cu перечистки	4,8	39	6,3	9,9	16,2	12,3
	Хвосты III Cu перечистки	3,3	18,1	4,3	19,5	23,8	21,1
	ИТОГО:	8,1	26,5	10,6	29,4	40,0	33,4

Продолжение таблицы 8

Тип операции	Наименование Продуктов	Выход, %	Содержание твердого, %	Количество, т/ч			Объем пульпы, м ³ /ч
				Твер- дого	воды	пульпы	
Контрольная Су флотация							
ПОСТУПАЕТ	Хвосты основной Су флотации	119,6	27	156,6	423,7	580,3	482,1
	ИТОГО:	119,6	27	156,6	423,7	580,3	482,1
ВЫХОДИТ	Концентрат контр. Су флотации	24,4	32	31,9	37,9	69,8	49,8
	Хвосты контр. Суфлотации	95,2	24,4	124,7	385,8	510,5	432,3
	ИТОГО:	119,6	27,0	156,6	423,7	580,3	482,1
Сгущение Су к-та							
ПОСТУПАЕТ	Концентрат III Су перечистки Фильтрат	4,8	39,0	6,3	9,9	16,2	12,3
	ИТОГО:	4,8	33,7	6,3	12,4	18,7	14,8
ВЫХОДИТ	Сгущенный концентрат	4,8	65,0	6,3	3,4	9,7	5,8
	Слив сгустителя				9,0	9,0	9,0
ИТОГО:	4,8	33,7	6,3	12,4	18,7	14,8	
Фильтрование Су к-та							
ПОСТУПАЕТ	Сгущенный концентрат	4,8	65,0	6,3	3,4	9,7	5,7
	ИТОГО:	4,8	65,0	6,3	3,4	9,7	5,7
ВЫХОДИТ	Кек Су Фильтрат	4,8	88,0	6,3	0,9	7,2	3,2
	ИТОГО:	4,8	65,0	6,3	3,4	9,7	5,7

Баланс воды приведен в таблице 9.

Таблица 9 - Баланс воды

Поступает	т/ч	Выходит	т/ч
слив гидроциклона	336,8	хвосты контрольный Су	385,8
основная Су флотация	16,0	слив сгустителя Су	9
первая перечистка флотаций Су	17,4	кек Су	0,9
вторая перечистка флотаций Су	14,9		
третья перечистка Су	10,6		
Итого	395,7	итого	395,7

Расход воды на хозяйственные нужды 10 % от технологической 39,57 т/ч.

Общий расход воды 435,27 т/ч. В том числе: оборотной воды (70 % от сбрасываемой в хвостохранилище) 304,69 т/ч; свежей 130,58 т/ч.

$$\text{Удельный расход воды} = \frac{\text{часовой расход воды } 435,27}{\text{часовая переработка руды } 131} = \text{-----} = 3,32 \text{ м}^3/\text{ч}.$$

3.2 Выбор и технологический расчет основного оборудования

3.2.1 Оборудование для дробления

Часовая производительность отделения крупного дробления составляет 219 т/ч.

При максимальной крупности исходной руды $D_{\max} = 600$ мм подходит стандартная дробилка ЩДП - 9х12.

$$i_p = i_{\min} + \frac{Q_p - K_f * K_k * K_w * \delta_n * q_{\min}}{(q_{\max} - q_{\min}) * K_f * K_k * K_w * \delta_n} * (i_{\max} - i_{\min}). \quad (10)$$

где i_p – размер разгрузочного отверстия, мм;

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

K_k – коэффициент, учитывающий крупность питания;

K_w – коэффициент, учитывающий влажность руды;

δ_n – насыпная плотность, т/м³;

q_{\min} , q_{\max} – производительность дробилок при минимальной и максимальной величине разгрузочного отверстия, м³/час.

Производительность дробилки:

$$Q_p = \frac{Q_0 \text{ др}}{K_3}. \quad (11)$$

где Q_p – производительность дробилки, т/ч;

Q_0 – часовая производительность, т/ч;

Тогда по формуле (9):

$$Q_p = \frac{219}{0,85} = 257,6 \text{ т/ч}$$

Значения коэффициентов:

А) при $f = 14$, $K_f = 1,00$

Б) $0,5 * B = 0,5 * 900 = 450$ мм, $K_k = 1,0$

В) при $W = 7\%$, $K_w = 0,9$

Тогда по формуле (7):

$$i_p = 95 + \frac{257,6 - 1,0 * 1,0 * 0,9 * 1,68 * 130}{(230 - 130) * 1,0 * 1,0 * 0,9 * 1,68} * (165 - 95) = 123 \text{ мм}$$

Так как $i_n < i_p < i_{max}$, то следует принимать $i_p = i_n = 130 \text{ мм}$.

В этом случае крупность дробленого продукта следует принимать:

$$d_1 = i_p * Z_1 \quad (12)$$

где: Z – крупность куска выраженная в долях единицы разгрузочной щели

$$d_1 = 130 \text{ мм} * 1,5 = 195 \text{ мм}$$

Величину Z принимаем по типовым характеристикам крупности для соответствующих стадий дробления и крупности дробленой руды.

Для получения продукта с $d_1 = 195 \text{ мм}$ разгрузочное отверстие дробилки составит:

$$i_p = \frac{d_1}{Z_1} \text{ (мм)}. \quad (13)$$

$$i_p = \frac{195}{1,5} = 130 \text{ мм}$$

Производительность дробилки рассчитывается по формуле (14):

$$Q_p = K_f * K_k * K_w * \left[q_{min} + \frac{q_{max} - q_{min}}{i_{max} - i_{min}} * (i_p - i_{min}) \right] * \delta_n, \text{ т/ч} \quad (14)$$

$$Q_p = 1,0 * 1,0 * 0,9 * \left[130 + \frac{230 - 130}{165 - 95} * (130 - 95) \right] * 1,68 = 272 \text{ т/ч}$$

Коэффициент загрузки рассчитывается по формуле:

$$\frac{Q_n}{Q_p} = K_3. \quad (15)$$

$$K_3 = \frac{219}{272} = 0,82$$

Аналогичным способом рассчитываем дробилки для среднего и мелкого дробления, таблица 10.

Таблица 10 - Сводная таблица по выбору оборудования на стадии дробления

Стадия дробления	Типоразмер дробилки	Загрузка дробилки, т/ч	S	i_p , мм	a, мм	Q_p , мм	N	K_3
1	ЩДП 9×12	219	3,07	130	-	272	1	0,82
2	КСД – 1750 - Гр	159,5	3,7	31	53	329	1	0,5
3	КИД-2200-Гр	181,8	4,4	12	12	252	1	0,72

3.2.2 Оборудование для грохочения

Грохот для стадии среднего дробления

Отсеваемый класс – 53 мм

$$F_p = \frac{Q_p}{q_0 \times \delta_n \times K \times L \times M \times N \times O \times P}, \text{ м}^2 \quad (16)$$

Значения буквенных показателей формулы составят:

$$q_0 = 42 + (55-42) \cdot (53-50) / (80-50) = 43,3 \text{ м}^3 / (\text{м}^2 \cdot \text{ч});$$

$$\delta_n = 1,68 \text{ т/м}^3;$$

$$\beta_4^{-26,5} = 18\%;$$

$$\beta_4^{+53} = 68\%;$$

$$L = 1,32 + (1,55-1,32) \cdot (68-60) / (70-60) = 1,5$$

$$K = 0,5 + (0,6-0,5) \cdot (1,8-1,0) / (2-1) = 0,58$$

$$E_3 = 85\%, M = 1,35; N, O, P = 1,0.$$

$$F_p = \frac{219}{43,3 \times 1,68 \times 0,58 \times 1,5 \times 1,35 \times 1 \times 1 \times 1} = 2,56 \text{ м}^2$$

ГИТ-31 с F = 3,12 м² в количестве – 1 шт.

Грохот для стадии мелкого дробления

Отсеваемый класс – 12 мм

Значения буквенных показателей формулы составят:

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

$$\delta_n = 1,68 \text{ т/м}^3;$$

$$\beta_8^{+12} = 80\%;$$

$$\beta_8^{+6} = 90\%;$$

$$L = 2,0$$

$$K = 2,0$$

$$E_3 = 85\%, M = 1,18; N, O, P = 1,0.$$

По формуле 16 необходимая площадь грохота для мелкого дробления составит

$$F_p = \frac{219}{21 \times 1,68 \times 2,0 \times 2,0 \times 1,18 \times 1 \times 1 \times 1} = 1,3 \text{ м}^2$$

ГИТ – 31 с F = 3,12 м² в количестве 1 шт [6].

3.2.3 Оборудование для измельчения

Основываясь на применяемую схему измельчения и крупностью исходного питания $d_n = 12$ мм устанавливаем в первой и во второй стадиях шаровые мельницы с разгрузкой через решетку.

Расчет мельниц выполнен по удельной производительности.

В качестве эталонной мельницы принимается МШР 32х31

1) крупность питания мельницы рудой – 16мм;

- 2) крупность измельчения руды в первой стадии класса 0,074 мкм – 50%;
- 3) крупность измельчения руды во второй стадии класса 0,074 мкм – 85%;
- 4) крепость руды $f = 10$;
- 5) удельная производительность мельницы первой стадии - 1,73 т/(м³*ч), второй стадии - 1,27 т/(м³*ч);

Удельная производительность принятых мельниц рассчитывается по формуле:

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

где: q_{-74} – удельная производительность рассчитываемой мельницы по вновь образованному классу, т/м³·ч;

$q_э$ - удельная производительность мельницы принятой за эталон, т/м³·ч;

$K_{и}$ - коэффициент измельчаемости;

$K_{к}$ - коэффициент учитывающий различие в крупности исходного питания и конечного продукта;

K_{D} – коэффициент учитывающий различие в диаметрах рассчитываемой и эталонной мельниц;

$K_{т}$ - коэффициент учитывающий различие в типах рассчитываемой и эталонной мельниц;

K_{L} – коэффициент учитывающий различие в длине барабана рассчитываемой и эталонной мельниц;

$K_{ф}$ - коэффициент учитывающий заполнение мельницы шарами;

K_{ψ} - коэффициент учитывающий различие в частоте вращения барабана мельниц.[5]

$$q_э = 1,73 \text{ т}/(\text{м}^3 \cdot \text{ч}),$$

Поправочные коэффициенты:

$$K_{и} = \frac{K_{f \text{ пр}}}{K_{f \text{ эт}}} = \frac{1,1}{1,41} = 0,78$$

$$K_{к} = \frac{m_2}{m_1} = \frac{0,90}{0,975} = 0,9$$

$$K_{т} = 1,1; K_{ф} = 1,1; K_{\psi} = 1,1;$$

Поправочные коэффициенты для мельницы МШР 3200x3800:

$$K_{D} = \sqrt{\frac{D_{\text{пр}} - 0,15}{D_{\text{эт}} - 0,15}} = \sqrt{\frac{3,2 - 0,15}{3,2 - 0,15}} = 1$$

$$K_{L} = \left(\frac{L_{\text{пр}}}{L_{\text{эт}}}\right)^{0,15} = \left(\frac{3,8}{3,1}\right)^{0,15} = 1,03$$

Удельная производительность мельницы:

$$q_{-74} = 1,730,78 * 0,9 * 1,1 * 1 * 1,03 * 1,1 * 1,1 = 1,66 \text{ т}/(\text{м}^3 \cdot \text{ч})$$

Производительность мельницы по руде:

$$Q_p = \frac{q_{-74} * V}{\beta_k^{-74} * \beta_H^{-74}} = \frac{1,66 * 27,5}{0,47 - 0,08} = 117 \text{ т}/\text{ч}$$

$$N = \frac{131 \text{ т}/\text{ч}}{117 \text{ т}/\text{ч}} = 2 \text{ шт.}$$

$$K_3 = 0,56$$

Поправочные коэффициенты для мельницы МШР 3200x4500:

$$K_D = \sqrt{\frac{D_{\text{пр}} - 0,15}{D_{\text{эт}} - 0,15}} = \sqrt{\frac{3,2 - 0,15}{3,2 - 0,15}} = 1$$

$$K_L = \left(\frac{L_{\text{пр}}}{L_{\text{эт}}}\right)^{0,15} = \left(\frac{4,5}{3,1}\right)^{0,15} = 1,05$$

удельная производительность мельницы:

$$q_{-74} = 1,73 * 0,78 * 0,9 * 1,1 * 1 * 1,05 * 1,1 * 1,1 = 1,7 \text{ т}/(\text{м}^3 * \text{ч})$$

Производительность мельницы по руде:

$$Q_p = \frac{q_{-74} * V}{\beta_k^{-74} * \beta_H^{-74}} = \frac{1,7 * 32,4}{0,47 - 0,08} = 141 \text{ т}/\text{ч}$$

$$N = \frac{131}{141} = 1 \text{ шт.}$$

$$K_3 = 0,92$$

Поправочные коэффициенты для мельницы МШР 3600x4000:

$$K_D = \sqrt{\frac{D_{\text{пр}} - 0,15}{D_{\text{эт}} - 0,15}} = \sqrt{\frac{3,6 - 0,15}{3,2 - 0,15}} = 1,06$$

$$K_L = \left(\frac{L_{\text{пр}}}{L_{\text{эт}}}\right)^{0,15} = \left(\frac{4,0}{3,1}\right)^{0,15} = 1,03$$

удельная производительность мельницы:

$$q_{-74} = 1,73 * 0,78 * 0,9 * 1,1 * 1,06 * 1,03 * 1,1 * 1,1 = 1,76 \text{ т}/(\text{м}^3 * \text{ч})$$

Производительность мельницы по руде:

$$Q_p = \frac{q_{-74} * V}{\beta_k^{-74} * \beta_H^{-74}} = \frac{1,76 * 36}{0,47 - 0,08} = 162 \text{ т}/\text{ч}$$

$$N = \frac{131 \text{ т}/\text{ч}}{162 \text{ т}/\text{ч}} = 1 \text{ шт.}$$

$$K_3 = 0,81$$

Поправочные коэффициенты для мельницы МШР 3600x5000:

$$K_D = \sqrt{\frac{D_{\text{пр}} - 0,15}{D_{\text{эт}} - 0,15}} = \sqrt{\frac{3,6 - 0,15}{3,2 - 0,15}} = 1,06$$

$$K_L = \left(\frac{L_{\text{пр}}}{L_{\text{эт}}}\right)^{0,15} = \left(\frac{5,0}{3,1}\right)^{0,15} = 1,07$$

удельная производительность мельницы:

$$q_{-74} = 1,73 * 0,78 * 0,9 * 1,1 * 1,06 * 1,07 * 1,1 * 1,1 = 1,83 \text{ т}/(\text{м}^3 * \text{ч})$$

Производительность мельницы по руде:

$$Q_p = \frac{q_{-74} * V}{\beta_k^{-74} * \beta_H^{-74}} = \frac{1,83 * 45,9}{0,47 - 0,08} = 215 \text{ т}/\text{ч}$$

$$N = \frac{131}{215} = 1 \text{ шт.}$$

$$K_3 = 0,61$$

В первой стадии измельчения устанавливаем МШР–36x40 с $V=36 \text{ м}^3$ в количестве 1 шт.

Производительность мельниц второй стадии составит:

$$Q_p = \frac{q_{-74} * K * V}{\beta_k^{-74} * \beta_H^{-74}} = \frac{1,76 * 0,7 * 36}{0,8 - 0,47} = 137 \text{ т}/\text{ч}$$

$$N = \frac{131}{137} = 1 \text{ шт.}$$

$$K_3 = 0,95$$

В второй стадии измельчения устанавливаем МШР–36x40 с $V=36 \text{ м}^3$ в количестве 1 шт.

3.2.4 Оборудование для классификации

Расчет гидроциклонов первой классификации

Питание гидроциклона:

Твердого -382,9 т/ч

Жидкого – 164,1 т/ч

Добавляется воды – 11,3 т/ч

Содержание класса -74 мкм в сливе первой классификации – 47%

Объем пульпы в гидроциклоне составит:

$$V_{\text{п}} = V_{\text{ж}} + V_{\text{тв}} = W_2 + L_2 + \frac{Q_2}{\delta_{\text{т}}} = 164,1 + 11,3 + \frac{382,9}{2,68} = 318,2 \text{ м}^3/\text{ч}.$$

Содержание твердого в питании гидроциклона:

$$T_{\text{п}} = \frac{Q_{\text{пит}}}{Q_{\text{пит}} + W_{\text{п}} + L} = \frac{382,9}{382,9 + 164,1 + 11,3} = \frac{382,9}{558,3} = 68\%$$

На одну секцию измельчения объем пульпы в питании:

$$V_{\text{секц}} = \frac{V_{\text{п}}}{N} = \frac{318,2}{1} = 318,2 \text{ м}^3/\text{ч}.$$

Номинальная крупность слива гидроциклона с содержанием 47% класса 0,074 мкм составит:

$$R_{+74} = 100\% - \beta_c^{-74} = 100\% - 22\% = 78\%$$

$$D_{\text{н}} = \frac{96,274}{2 - \log R_{+74}} = \frac{96,274}{2 - \log 53} = 349 \text{ мкм}$$

Граничная крупность слива составит:

$$d_{\text{г}} = \frac{d_{\text{н}}}{1,75} = 199 \text{ мкм}$$

Такая граничная крупность слива обеспечивается гидроциклоном с $D = 500 \text{ мм}$

Объемная производительность гидроциклона для $P_0 = 0,1 \text{ Мпа}$ составит:

$$V_3 = 3 * K_{\alpha} * K_D * d_{\text{п}} * d_c * P_0^{0,5} = 3 * 1,0 * 1,0 * 13 * 16 * 0,1^{0,5} = 197,3 \text{ м}^3/\text{ч}$$

Необходимое количество гидроциклонов на одну секцию составит :

$$N = \frac{V_{\text{секц}}}{V} = \frac{318,2}{197,3} = 2 \text{ шт.}$$

С учетом одного резервного гидроциклона устанавливается 4 гидроциклона ГЦ-500.

Граничная крупность слива для диаметра песковой насадки 7,5 см:

$$d_{\text{г}} = 1,5 * \sqrt{\frac{D * d_c * T_{\text{п}}}{\Delta * K_D * P_0^{0,5} * (\delta_{\text{т}} - 1)}} = 1,5 * \sqrt{\frac{50 * 16 * 68}{7,5 * 1,0 * 0,31 * (2,68 - 1)}} = 177 \text{ мкм}, \text{ что меньше } 199$$

мкм.

Удельная нагрузка при $\Delta = 7,5 \text{ см}$ составит:

$$q = \frac{Q_{\Pi} * 4}{N * \pi * \Delta^2} = \frac{131 * 4}{2 * 3.14 * 7.5^2} = 1,48 \text{ т}/(\text{см}^2 * \text{ч}).$$

Граничная крупность слива для диаметра песковой насадки 9,6 см:

$$d_{\Gamma} = 1,5 * \sqrt{\frac{D * d_c * T_{\Pi}}{\Delta * K_D * P_0^{0.5} * (\delta_{\Gamma} - 1)}} = 1,5 * \sqrt{\frac{50 * 16 * 68}{9,6 * 1,0 * 0,31 * (2,68 - 1)}} = 156 \text{ мкм}, \text{ что меньше } 200$$

мкм

Удельная нагрузка при $\Delta = 9,6 \text{ см}$ составит:

$$q = \frac{Q_{\Pi} * 4}{N * \pi * \Delta^2} = \frac{131 * 4}{2 * 3.14 * 9,6^2} = 0,9 \text{ т}/(\text{см}^2 * \text{ч}).$$

Окончательно следует принять диаметр пескового насадка $\Delta = 7,5 \text{ см}$.

Расчет гидроциклонов второй классификации

Питание гидроциклона:

Твердого – 563,3 т/ч

Жидкого – 334,4 т/ч

Добавляется воды – 146,4 т/ч

Содержание класса -74 мкм в сливе первой классификации – 80%

Объем пульпы в гидроциклоне составит:

$$V_{\Pi} = V_{\text{ж}} + V_{\text{тв}} = W_2 + L_2 + \frac{Q_2}{\delta_{\Gamma}} = 334,4 + 146,4 + \frac{563,3}{2,68} = 691 \text{ м}^3/\text{ч}.$$

Содержание твердого в питании гидроциклона:

$$T_{\Pi} = \frac{Q_{\text{пит}}}{Q_{\text{пит}} + W_{\Pi} + L} = \frac{563,3}{563,3 + 334,4 + 146,4} = \frac{563,3}{1044,1} = 54\%$$

На одну секцию измельчения объем пульпы в питании:

$$V_{\text{секц}} = \frac{V_{\Pi}}{N} = \frac{691}{1} = 691 \text{ м}^3/\text{ч}$$

Номинальная крупность слива гидроциклона с содержанием 80% класса 0,074 мкм составит:

$$R_{+74} = 100\% - \beta_c^{-74} = 100\% - 80\% = 20\%$$

$$D_{\text{н}} = \frac{96,274}{2 - \log R_{+74}} = \frac{96,274}{2 - \log 20} = 138 \text{ мкм}$$

Граничная крупность слива составит:

$$d_{\Gamma} = \frac{d_{\text{н}}}{1,75} = 79 \text{ мкм}$$

Такая граничная крупность слива обеспечивается гидроциклоном с $D = 250 \text{ мм}$

Объемная производительность гидроциклона для $P_0 = 0,1 \text{ Мпа}$ составит:

$$V_3 = 3 * K_{\alpha} * K_D * d_{\Pi} * d_c * P_0^{0.5} = 3 * 1 * 1,15 * 6,5 * 8 * 0,25^{0.5} = 199,7 \text{ м}^3/\text{ч}$$

Необходимое количество гидроциклонов на одну секцию составит :

$$N = \frac{V_{\text{секц}}}{V} = \frac{691}{199,7} = 4 \text{ шт.}$$

С учетом одного резервного гидроциклона устанавливается 8 гидроциклонов ГЦ-250.

Граничная крупность слива для диаметра песковой насадки 3,4 см:

$$d_r = 1,5 * \sqrt{\frac{D*d_c*T_{\Pi}}{\Delta*K_D*P_0^{0.5}(\delta_T-1)}} = 1,5 \sqrt{\frac{25*8*54}{3,4*1,15*0,5*(2,68-1)}} = 110 \text{ мкм, что меньше 79 мкм}$$

Удельная нагрузка при $\Delta = 3,4$ см составит:

$$q = \frac{Q_{\Pi}^4}{N*\pi*\Delta^2} = \frac{131^4}{4*3.14*3,4^2} = 3,6 \text{ т/(см}^2*\text{ч)}.$$

Граничная крупность слива для диаметра песковой насадки 4,8 см:

$$d_r = 1,5 * \sqrt{\frac{D*d_c*T_{\Pi}}{\Delta*K_D*P_0^{0.5}(\delta_T-1)}} = 1,5 \sqrt{\frac{25*6,5*54}{4,8*1,15*0,5*(2,68-1)}} = 65 \text{ мкм, что меньше 79 мкм}$$

Удельная нагрузка при $\Delta = 4,8$ см составит:

$$q = \frac{Q_{\Pi}^4}{N*\pi*\Delta^2} = \frac{131^4}{4*3.14*4,8^2} = 1,81 \text{ т/(см}^2*\text{ч)}.$$

Окончательно следует принять диаметр пескового насадка $\Delta = 4,8$ см.

Таблица 11 -Сводная таблица расчета гидроциклонов

Операция	Оборудование	Количество	Примечание
Классификация 1 стадии	ГЦ-500	4 (2 раб., 2 рез.)	$\Delta = 7,5$ см
Классификация 2 стадии	ГЦ-250	8 (4 раб., 4 рез.)	$\Delta = 4,8$ см

3.2.5 Оборудование для флотационного обогащения

Для основной и контрольной флотации во всех циклах устанавливаем пневмомеханические машины, для перемешивающей операции – механические флотомашин.

Количество камер флотомашин рассчитываем по формуле:

$$n = \frac{V \cdot t}{60 \cdot V_k \cdot K}, \quad (17)$$

где: V – объем пульпы, поступающей на операцию, $\text{м}^3/\text{ч}$;

t – необходимое время флотации, мин;

V_k – объем одной камеры, м^3 ;

K – отношение объема пульпы к объему камеры, (0.7÷0.8).

Расчет для основной флотации:

РИФ-16. Объем одной камеры $V_k = 16 \text{ м}^3$. Необходимое время флотации $t = 15$ мин. Объем пульпы, поступающей на операцию, $V = 569,1 \text{ м}^3/\text{ч}$.

Принимаем $K = 0,75$ тогда:

$$n = \frac{569,1 \cdot 15}{60 \cdot 16 \cdot 0,75} = 12$$

Расчет для контрольной флотации:

РИФ-16. Объем одной камеры $V_k = 16 \text{ м}^3$. Необходимое время флотации $t = 12$ мин. Объем пульпы, поступающей на операцию, $V = 482,1 \text{ м}^3/\text{ч}$.
Принимаем $K = 0,75$ тогда:

$$n = \frac{482,1 \cdot 12}{60 \cdot 16 \cdot 0,75} = 8$$

Расчет для 1-й перечистойной флотации:

ФМ-6,3Т. Объем одной камеры $V_k = 6,3 \text{ м}^3$. Необходимое время флотации $t = 10$ мин. Объем пульпы, поступающей на операцию, $V = 166,8 \text{ м}^3/\text{ч}$.
Принимаем $K = 0,75$ тогда:

$$n = \frac{166,8 \cdot 10}{60 \cdot 6,3 \cdot 0,75} = 6$$

Расчет для 2-й перечистойной флотации:

ФМ-6,3Т. Объем одной камеры $V_k = 6,3 \text{ м}^3$. Необходимое время флотации $t = 9$ мин. Объем пульпы, поступающей на операцию, $V = 85,2 \text{ м}^3/\text{ч}$.
Принимаем $K = 0,75$ тогда:

$$n = \frac{85,2 \cdot 9}{60 \cdot 6,3 \cdot 0,75} = 3$$

Расчет для 3-й перечистойной флотации:

ФМ-3,2У. Объем одной камеры $V_k = 6,3 \text{ м}^3$. Необходимое время флотации $t = 8$ мин. Объем пульпы, поступающей на операцию, $V = 33,4 \text{ м}^3/\text{ч}$.
Принимаем $K = 0,75$ тогда:

$$n = \frac{33,4 \cdot 8}{60 \cdot 3,2 \cdot 0,75} = 2$$

Таблица 12 -Сводная таблица расчета флотомашин

Наименование операций	Объем пульпы, м ³ /ч	Типоразмер флотомашин	Объем камеры, м ³	Время флотации, мин.	Количество камер, шт.
Основная Cu флотация	569,1	РИФ-16	16	15	12
Контр. Cu флотация	482,1	РИФ-16	16	12	8
I Cu перечистка	166,8	ФМ – 6,3Т	6,3	10	6
II Cu перечистка	85,2	ФМ – 6,3Т	6,3	9	3
III Cu перечистка	33,4	ФМ-3,2У	3,2	8	2

3.2.6 Оборудование для обезвоживания

Для сгущения.

Потребная площадь сгущения определяется по формуле:

$$S = Q \cdot S_{уд} , \quad (18)$$

где: Q – производительность по концентрату, т/ч;

$S_{уд}$ – удельная площадь сгущения, т/м² час. $f=26 \text{ м}^3 / \text{т} \cdot \text{ч}$

Площадь сгущения составит:

$$S = 6,3 \cdot 26 = 163,8 \text{ м}^2;$$

Сгуститель Ц-15 в количестве 1 шт.

Для фильтрования.

Потребная площадь фильтрации определяется по формуле:

$$F = Q / q, \text{ м}^2. \quad (19)$$

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:

$$F = Q / q = 6300 \text{ кг} \cdot \text{ч} / 150 \text{ кг/м}^2 \cdot \text{ч} = 42 \text{ м}^2$$

К установке принимаем фильтр Ду 51-2,5.

3.2.7 Расчет насосов для перекачки пульпы

Расчет насосов для перекачки пульпы в гидроциклоны классификации 1 стадии

Объем перекачиваемой пульпы на одну секцию – 318,2 м²/ч

Содержание твердого в перекачиваемой пульпе – 0,68

Производительность насоса по воде:

$$V_{H_2O} = V_{П} * (1 + T_{П}) = 318,2 * (1 + 0,68) = 534,5 \text{ м}^3/\text{ч}$$

Принимается к установке насос ГРА-700/40 в количестве двух штук (1 раб., 1 рез.) на одну секцию.

Расчет насосов для перекачки пульпы в гидроциклоны классификации 2 стадии

Объем перекачиваемой пульпы на одну секцию – 690,9 м²/ч

Содержание твердого в перекачиваемой пульпе – 0,54

Производительность насоса по воде:

$$V_{H_2O} = V_{П} * (1 + T_{П}) = 690,9 * (1 + 0,55) = 1070,8 \text{ м}^3/\text{ч}$$

Принимается к установке насос ГРА-1400/40 в количестве двух штук (1 раб., 1 рез.) на одну секцию.

Расчет насосов для перекачки пульпы во флотомашины

На основную флотацию:

Объем перекачиваемой пульпы – 569,1 м²/ч

Содержание твердого в перекачиваемой пульпе – 0,278

Производительность насоса по воде:

$$V_{H_2O} = V_{П} * (1 + T_{П}) = 569,1 * (1 + 0,278) = 727,3 \text{ м}^3/\text{ч}$$

Принимается к установке насос ГРА-900/67 в количестве двух штук (1 раб., 1 рез.) на одну секцию.

На контрольную флотацию:

Объем перекачиваемой пульпы – 482,1 м²/ч

Содержание твердого в перекачиваемой пульпе – 0,27

Производительность насоса по воде:

$$V_{H_2O} = V_{П} * (1 + T_{П}) = 482,1 * (1 + 0,27) = 612,2 \text{ м}^3/\text{ч}$$

Принимается к установке насос ГРА – 700/40 в количестве двух штук (1 раб., 1 рез.) на одну секцию.

Расчет насосов для перекачки пульпы на сгущение

Объем перекачиваемой пульпы – 14,8 м²/ч

Содержание твердого в перекачиваемой пульпе – 0,337

Производительность насоса по воде:

$$V_{H_2O} = V_{П} * (1 + T_{П}) = 14,8 * (1 + 0,337) = 19,7 \text{ м}^3/\text{ч}$$

Принимается к установке насос ПР – 63/22,5 в количестве двух штук (1 раб., 1 рез.) на одну секцию.

Расчет насосов для перекачки пульпы на фильтрование
 Объем перекачиваемой пульпы – 5,7, м²/ч
 Содержание твердого в перекачиваемой пульпе – 0,65
 Производительность насоса по воде:
 $V_{H_2O} = V_{П} * (1 + T_{П}) = 5,7 * (1 + 0,65) = 9,4 \text{ м}^3/\text{ч}$
 Принимается к установке насос П – 12,5/12,5 в количестве двух штук (1 раб., 1 рез.) на одну секцию.

Таблица 13 – Сводная таблица расчета и выбора насосов

Назначение насоса	Типоразмер	Количество на 1 секцию		Производительность		Напор, м.вод. ст.
		раб	рез	Фактическая	Необходимая	
Разгрузка мельницы I стадии на I классификацию	ГРА-700/40	1	1	700	534,5	40
Разгрузка мельницы II стадии, слив г/ц I на II классификацию.	ГРА-1400/40	1	1	1400	1070,8	40
На основную Cu флотацию	ГРА-900/67	1	1	900	727,3	67
На контрольную Cu флотацию	ГРА-700/40	1	1	700	612,2	40
На сгущение Cu концентрата	ПР-63/22,5	1	1	22,5	19,7	22,5
На фильтрование Cu концентрата	П-12,5/12,5	1	1	12,5	9,4	12,5

3.2.8 Расчет воздуходувок

Расход воздуха для одной камеры флотомашин РИФ-16 составляет 11 м³/мин, для всех флотомашин 220 м³/мин – выбираем воздуходувку ТВ-125-2,0-В2 в количестве 2 штук.

Таблица 14 -Сводная таблица расчета прочего вспомогательного оборудования

Наименование и назначение	Типоразмер	Количество		Производительность		Мощность, кВт.
		раб	рез	Факт.	Необ.	
Воздуходувки для флотомашин РИФ-16	ТВ -125-2,0-В2	2	2			304
Воздуходувки для подачи воздуха в вакуум-фильтр	ГРМК – 4	1	1			90
Вакуум-насосы для фильтра	ВВН-50	1	1	50	50	50

3.3 Реагентное хозяйство

Согласно флотационной схемы обогащения медной руды принят реагентный режим суточный расход которого приведен в таблице 15.

Таблица 15 – Суточный расход реагентов

Наименование	Расход, т/сут	Рабочая конц., %	Суточный объем раствора, м ³
Бутиловый ксан-т	0,173	2	8,65
Натрий сернистый	0,189	10	1,89
Оксаль	0,142	10	1,42

4 Безопасность и охрана труда

4.1 Законодательство и нормативные акты о "безопасности и охране труда"

Казахстан обеспечивает значимый документ как Конституция РК. Республика Казахстан утверждает себя демократическим, светским, правовым и социальным государством, высшими ценностями которого являются человек, его жизнь, права и свободы (п. 1 ст. 1 Конституции РК). Настоящий Кодекс устанавливает основные направления государственной политики в области безопасности и охраны труда.

В компетенцию Правительства РК входит организация разработки и выполнения государственных программ в области безопасности и охраны труда (п. 2) ст. 15 ТК РК). Государственная программа (далее – Программа) в области безопасности и охраны труда утверждается постановлением Правительства РК и является базовой для разработки отраслевых (секторальных) и региональных программ.

За цель Программы можно принимать предоставление прав работникам на безопасных условиях труда. Главные задачи Программы: нормативное правовое обеспечение безопасности и охраны труда, улучшение системы управления охраной труда, обучение работников вопросам безопасности и охраны труда, информационное обеспечение в области безопасности и охраны труда, институциональное развитие системы государственного надзора и контроля за соблюдением законодательства о безопасности и охране труда, научное обеспечение за безопасностью и охраной труда, международное сотрудничество в области трудовых отношений [8].

4.2 Производственный шум

Шумом называют всякий неблагоприятно действующий на человека звук. Обычно шум является сочетанием звуков различной частоты и интенсивности. С физической точки зрения звук представляет собой механические колебания упругой среды. Звуковая волна характеризуется звуковым давлением p , Па, колебательной скоростью u , м/с, интенсивностью I , Вт/м², и частотой — числом колебаний в секунду f , Гц. Звуковые колебания какой-либо среды (например, воздуха) возникают при нарушении ее стационарного состояния под воздействием возмущающей силы. Частицы среды начинают колебаться относительно положения равновесия, причем скорость этих колебаний (колебательная скорость) значительно меньше скорости распространения звуковых волн (скорости звука), которая зависит от упругих свойств, температуры и плотности среды.

Нормирование шума в производственных условиях ведется в двух направлениях; гигиеническое нормирование и нормирование шумовых

характеристик машин. Действующие в настоящее время нормы шума на рабочих местах регламентируются «ССБТ. Шум. Общие требования безопасности». Для постоянных шумов нормирование ведется по предельному спектру шума [4].

4.3 Защита от производственной вибрации

В последнее время в связи с внедрением большого количества ручного инструмента и вибрационной техники в различные отрасли промышленности значительно увеличился контингент работников, подвергающихся в процессе труда воздействию вибрации. Вибрация - это сложный колебательный процесс, возникающий при периодическом смещении центра тяжести какого-либо тела от положения равновесия, а также при периодическом изменении формы тела, которую оно имело в статическом состоянии. Анализ производственной вибрации представляет большие трудности, так как колебания машин и другого оборудования не являются простыми гармоническими колебаниями. Весьма опасными являются колебания рабочих мест, имеющие резонансную частоту, с колебаниями отдельных органов или частей тела человека. Для большинства внутренних органов собственные частоты лежат в области 6-9 Гц. Для стоящего на вибрирующей поверхности человека имеются два резонансных пика на частотах 5-12 и 17-25 Гц, для сидящего - на частотах 4-6 Гц. В определенных условиях вибрация оказывает благоприятное действие на организм человека и применяется в медицине для улучшения функционального состояния нервной системы, ускорения заживления ран, улучшения кровообращения, лечения радикулитов и т. п. Однако в производственных условиях длительное воздействие вибрации приводит к различным нарушениям здоровья человека и в конечном счете к «вибрационной болезни».

Виброизоляция осуществляется посредством введения в систему дополнительной упругой связи, препятствующей передаче вибрации от машины (источника колебания) к основанию или сложным элементам конструкции. При использовании в технических процессах виброопасных машин нужно применять методы, снижающие параметры вибрации на путях ее распространения от источника возбуждения (включая средства индивидуальной защиты) [4].

4.4 Электробезопасность

Опасность действия электрического тока на организм человека в отличие от других опасных и вредных производственных факторов усугубляется тем, что человек не обнаруживает на расстоянии с помощью органов чувств грозящую опасность. Реакция человека на электрический ток возникает лишь при прохождении его через организм.

Электрический ток, проходя через тело человека, оказывает:

- термическое (различные ожоги тканей, нагрев сосудов);
- электролитическое;
- биологическое воздействие на различные системы организма (раздражение и возбуждение живых тканей органов).

При этом могут возникнуть нарушения деятельности жизненно важных органов человека: мозга, сердца, легких. Действие электрического тока на организм человека можно объединить в две основные группы:

- электротравмы;
- электроудары.

Электротравмы - это местные поражения тела (ожоги, металлизация кожи, механическое повреждение организма).

Ожог - непосредственным воздействием тока через тело или от электрической дуги. Металлизация кожи возникает вследствие проникновения в верхние слои кожи мельчайших частиц металла, испарившегося или расплавившегося под воздействием электрического тока.

Электробезопасность обеспечивается:

- конструкцией электроустановок;
- техническими способами и средствами защиты;
- организационными и техническими мероприятиями.

Технические способы и средства защиты устанавливаются с учетом:

- номинального напряжения, рода и частоты тока электроустановки;
- способа электроснабжения (от стационарной сети, от автономного источника);
- режима нейтрали (средней точки) источника, питания электроэнергией (изолированная, заземленная);
- вида исполнения (стационарные, передвижные, переносные);
- условий внешней среды (помещения особо опасные, повышенной опасности, без повышенной опасности, на открытом воздухе);
- возможности снятия напряжения с токоведущих частей, на которых или вблизи которых предполагается работа;
- характера возможного прикосновения человека к элементам цепи тока (однофазное, двухфазное, прикосновение к металлическим, нетоковедущим частям, оказавшимся под напряжением);
- возможности приближения к токоведущим частям, находящимся под напряжением, на расстоянии меньше допустимого или попадания в зону растекания тока;
- вида работ (монтаж, наладка, испытание, эксплуатация электроустановок в зоне их расположения, в том числе в зоне воздушных линий электропередачи).

В целях электробезопасности используют следующие технические способы и средства (часто в сочетании один с другим):

- защитное заземление;

- зануление;
- защитное отключение;
- выравнивание потенциалов;
- малое напряжение;
- электрическое разделение сети;
- изоляция токоведущих частей;
- оградительные устройства;
- предупредительная сигнализация;
- блокировка;
- знаки безопасности;
- электрозащитные средства;
- предохранительные приспособления и др [4].

4.5 Пожарная безопасность

Проектируемая обогатительная фабрика относится к наименее пожарным предприятиям. Хранение легковоспламеняющих веществ на рабочих местах не разрешается. В каждом цехе имеется телефонная связь с пожарной командой. На площадках обогатительных фабрик, цехов устанавливается противопожарный водопровод, объединенный с производственным. Все производственные и подсобные помещения, склады обеспечены первичными средствами пожаротушения и пожарным инвентарем.

Причины возникновения пожара разнообразны: недостаток в строительных конструкциях, устройства коммуникации, дефекты оборудования, нарушение режимов и неправильное ведение технологических процессов.

Для лучшей организации пожарной безопасности организуется пожарно-техническая комиссия, возглавляемая главным инженером, который разрабатывает мероприятия по пожарной безопасности и добровольную пожарную дружину (ДПД). Руководство ДПД возлагается на начальника обогатительной фабрики [7].

5 Экономика предприятия.

5.1 Главный корпус

Строительный объем главного корпуса составляет 150000 м³ по цене 25000 тенге за 1 м³.

1) Стоимость корпуса составит:
 $150000 \times 25000 = 3750000000$ тенге.

2) Стоимость строительных металлоконструкций составит при цене 70000 тенге за 1 тонну металлоконструкций:
 $(150000 \times 2 / 1000) \times 70000 = 21000000$ тенге.

3) Стоимость технологических металлоконструкций составит:
 $(150000 \times 1 / 1000) \times 70000 = 10500000$ тенге.

Общая стоимость корпуса составит: 3781500000 тенге.

4) Накладные расходы на строительство составляют 18% и равны:
 $3781500000 \times 0,18 = 680670000$ тенге.

Плановые накопления составляют 2,5% и равны: 94537500 тенге.

5) Монтаж электроосвещения по цене 24500 тенге за 1кВт установочной мощности равен:
 $98 \times 24500 = 240100$ тенге.

Стоимость сантехнических работ составляет 15% от стоимости здания и равна 567225000 тенге.

Всего стоимость строительных работ по главному корпусу составит 5123932500 тенге.

5.2 Расчет стоимости основного и вспомогательного оборудования

Таблица 16 – Стоимость основного и вспомогательного оборудования корпуса крупного, среднего и мелкого дробления и главного корпуса

Наименование	Типоразмер	Кол-во	Цена за единицу, тг	Общая стоимость, тенге
Дробилки	ЩДП-9x12	1	861414	861414
	КСД-1750 Гр	1	750576	750576
	КИД-2200	1	845520	845520
Мельницы	МШР-36x40	2	22000000	44000000
Грохоты	ГИТ-31	1	1200000	1200000
	ГИТ-31	1	4000000	4000000
Гидроциклоны	ГЦ-500	4	425000	1700000
	ГЦ-250	8	170000	1360000

Продолжение таблицы 16

Наименование	Типоразмер	Кол-во	Цена за единицу, тг	Общая стоимость, тенге
Насосы	ГРА-700/40	2	2385000	4770000
	ГРА-1400/40	2	5530500	11061000
	ГРА-900/67	2	7506000	15012000
	ГРА-700/40	2	346950	693900
	ПР-63/22,5	2	137700	275400
	П-12,5/12,5	2	125600	251200
Сгустители	Ц-15	1	4861800	4861800
Флотомашины	РИФ-16	20	342000	6840000
	ФМ-6,3Т	9	220500	1984500
	ФМ-3,2У	2	265300	530600
Фильтры	Ду 51-2,5	1	526500	526500
Воздуходувки	ТВ -125-2,0-В2	2	1116000	2232000
Вакуум-насос	ВВН-50	1	99000	99000
Всего	-	-	-	103855410

Амортизационные отчисления 15 % от стоимости оборудования 15578311,5 тенге.

5.3 Расчет стоимости вспомогательных материалов

Таблица 17 – Расчет стоимости вспомогательных материалов

Наименование	Норма расхода, кг/т	Расход в год, т/год	Цена за единицу, тенге/тонну	Сумма в год, тенге
Ксантат бутиловый	0,045	45	504000	22680000
Натрий сернистый	0,06	60	176400	10584000
Оксаль	0,04	40	82800	3312000
ПАА	0,045	63,14	247500	15627150
Дизтопливо	0,208	256,6	58500	15011100
Бронь ЩДП	0,08	11,2	73800	826560
Бронь мельниц	0,11	141	71550	10088550
Транспортерная лента	0,012	13,6	1350	18360
Сетка	0,06	85	2520	214200
Смазочные материалы мельниц	0,23	283	50040	14161320
Всего				92523240

Таблица 18 – Определение энергетических нагрузок

Наименование	Количество		Общая установочная мощность		Коэффициент использования мощности	Часов работы		Годовой расход э/энергии, кВт-ч
	Рабочих	Резервных	Рабочих, кВт	Резервных, кВт		В сутки	В год	
ЩДП-9х12	1	-	90	-	0,65	21	6405	374693
КСД-1750 Гр	1	-	160	-	0,65	21	6405	666120
КИД-2200	1	-	400	-	0,52	21	6405	1332240
МШР-36х40	2	-	1250	-	0,95	24	8160	9690000
ГИТ-31	2	-	4	-	0,41	24	8160	13382
ГРА-700/40	1	1	250	250	0,95	24	8160	1938000
ГРА-900/67	1	1	400	400	0,95	24	8160	3100800
ГРА-1400/40	1	1	500	500	0,95	24	8160	3876000
ПР-63/22,5	1	1	11	11	0,95	24	8160	85272
П-12,5/12,5	1	1	3	3	0,95	24	8160	23256
Ц-15	1	-	4,9	-	0,85	24	8160	33986
РИФ-16	20	-	37	-	1,045	24	8160	315506
ФМ – 6,3Т	9	-	30	-	0,95	24	8160	232560
ФМ-3,2У	2	-	11	-	0,61	24	8160	54754
Ду 51-2,5	1	-	1,9	-	0,95	24	8160	14729
ТВ -125-2,0-В2	2	-	44	-	0,92	24	8160	330317
ГРМК – 4	1	-	90	-	0,108	24	8160	79315
ВВН-50	3	-	125	-	0,95	24	8160	969000
Всего	-	-	-	-	-	-	-	23129930
Сантехническая нагрузка-5%	-	-	-	-	-	-	4	1156497
Ремонтная нагрузка 7-9%	-	-	-	-	-	-	6,8	1619095
Освещение по расчету 1 кВт мощности на 100м ²	-	-	-	-	-	-	1,6	390816
Потери в сетях 0,5%	-	-	-	-	-	-	0,4	115650
Всего по объекту	-	-	-	-	-	-	-	26411987

5.4 Стоимость энергозатрат

Годовой расход электроэнергии составляет 26411987 кВт по цене 9,61 тенге за 1 Квт. Стоимость электроэнергии составит:

$26411987 \times 9,61 = 253819199$ тенге.

Годовой расход воды составляет $3812965,2 \text{ м}^3$, из нее свежей воды $1143880,8 \text{ м}^3$ по цене 8 тенге за 1 м^3 , и оборотной воды $2669084,4 \text{ м}^3$ по цене 4 тенге за 1 м^3 . Стоимость расходуемой воды составит:

Свежей - $1143880,8 \times 8 = 9151046,4$ тенге.

Оборотной - $2669084,4 \times 4 = 10676337,6$ тенге.

Всего – 19827384 тенге

5.5 Расчет расходов на содержание и эксплуатацию оборудования

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

$103855410 \times 0,005 = 519277$ тенге.

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

$103855410 \times 0,035 = 3634939$ тенге.

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

$103855410 \times 0,03 = 3115662$ тенге.

Амортизационные отчисления составляют 25% от стоимости всего оборудования:

$103855410 \times 0,25 = 25963852$ тенге.

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

$65 \times 10000 = 650000$ тенге.

5.6 Расчет цеховых расходов

1) Содержание аппарата и МОП – 3845232 тенге.

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

$7634927600 \times 0,029 = 221412900$ тенге.

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

$7634927600 \times 0,035 = 267222466$ тенге.

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

$46232716 \times 0,01 = 462327$ тенге.

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

$$46232716 \times 0,05 = 2311635 \text{ тенге.}$$

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

$$7634927600 \times 0,002 = 15269855 \text{ тенге.}$$

Таблица 19 – Калькуляция себестоимости переработки руды

Наименование статей	Цена за единицу, тенге	Количество в год	Сумма в год, тенге
Исходная руда	1080	1000000	1080000000
Транспортировка	1350	1000000	1350000000
Ксантат бутиловый	504000	45	22680000
Натрий сернистый	176400	60	10584000
Оксаль	82800	40	3312000
ПАА	247500	63,14	15627150
Дизтопливо	58500	236	13806000
Бронь ЩДП	73800	11,8	870840
Бронь мельниц	71550	129	9229950
Транспортерная лента	1350	14,8	19980
Сетка	2520	79	199080
Смазочные материалы мельниц	50040	257	12860280
Итого			2519189280
Электроэнергия	9.61	26411987	253819195,1
Вода свежая	8	1143880,8	9151046,4
Вода оборотная	4	2669084,4	10676337,6
Итого	-	-	273646579,1
Зарплата основная	-	-	46232716
Эксплуатация оборудования	-	-	519277
Текущий ремонт	-	-	3634939
Износ малоценного и быстроизнашивающегося оборудования	-	-	3115662
Амортизация оборудования	-	-	25963852
Прочие расходы	-	-	650000
Итого	-	-	80116446
Содержание аппарата и МОП	-	-	3845232
Амортизация зданий и сооружений	-	-	221412900
Текущий ремонт	-	-	267222466
Исследования и испытания	-	-	462327
Охрана труда	-	-	2311635
Износ малоценного и быстроизнашивающегося инвентаря	-	-	15269855
Итого	-	-	510 524 415
Всего по калькуляции	-	-	3383476720

5.7 Расчет себестоимости концентратов

Оптовая стоимость концентратов представлена в таблице.

Таблица 20 – Оптовая стоимость концентратов

Наименование	Выпуск концентрата, т/г	Содержание металла, %	Цена за 1 т концентрата, тг	Сумма, тыс. тг
Cu концентрат	48700	19,20	100000	4 870 000 000

- 1) Затраты на 1 тонну готовой продукции:
(годовой расход по калькуляции) / (оптовая цена всей продукции) =
 $3383476720 / 4870000000 = 0,69$;
- 2) Себестоимость 1 тонны продукции:
(годовой расход всей калькуляции) / (количество продукции) =
 $3383476720 / 1000000 = 3384$ тг;
- 3) Прибыль = (оптовая стоимость годовой продукции) - (годовой расход всей калькуляции) = $4870000000 - 3383476720 = 1486523280$ тг;
- 4) Рентабельность = (прибыль) * 100 / (себестоимость годовой продукции) = $1486523280 * 100 / 3383476720 = 44$ %;
- 5) Срок окупаемости = (общая сумма капиталовложений) / (прибыль) =
 $5123932500 / 1486523280 = 3$ года 6 месяцев

5.8 Основные технико-экономические показатели

Технико-экономические показатели сведены в таблице 21.

Таблица 21 – Технико-экономические показатели

Перечень показателей	Показатели
Годовой объем производства основной продукции, т	48700
Годовой объем перерабатываемого сырья, т.	1 000 000
Годовое количество отходов	95,13
Годовой объем товарной продукции В натуральном объеме, т Расчетная свободная цена, тг	48700 3384
Содержание основного металла в исходном сырье, %	Cu - 1,1
Извлечение основного материала в готовую продукцию, %	Cu - 85
Себестоимость основной продукции, тг	3384
Рентабельность производства, %	44
Окупаемость, лет	3 года 6 месяцев

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

Согласно поставленной задачи, выполнен проект обогатительной фабрики с производительностью 1 млн. тонн руды в год по переработке руд Нурказганского месторождения.

В результате проектирования предусмотрено:

- трехстадиальное дробление исходной руды с предварительным грохочением во второй и в третьей стадии;
- двухстадиальное измельчение с замкнутым циклом в первой и во второй стадии;
- селективная схема флотации медных минералов с получением медного концентрата;
- двухстадиальное обезвоживание, включающее сгущение и фильтрование.

На проектируемой фабрике приняты основные технологические показатели на основе содержания металла в одноименном концентрате: Cu-19,20 %. Также, во внимание берется извлечение металла в концентрат, который по вышеизложенным расчетам составляет 85 %.

В качестве результата выполненных расчетов получены следующие технико-экономические показатели:

- количество получаемого концентрата: Cu - 48700 т/г;
- прибыль – 1486523280 тг;
- рентабельность – 44 %;
- срок окупаемости капитальных затрат – 3 года 6 месяцев.

СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННОЙ ЛИТЕРАТУРЫ

1. Старостин В. И. Медные руды // Электронная версия на сайте [http: // https://bigenc.ru/geology/text/2198278](http://https://bigenc.ru/geology/text/2198278)
2. Обогащение полиметаллических руд // Все о металлургии. - 2015.
3. Задачи на расчет технологических показателей обогащения // StudFiles.net. – 2015.
4. Аманжолов Ж. Охрана труда и техника безопасности. – Астсана: Фолиант, 2011. – 440 с.
5. Ревазашвили Б.И., Сажин Ю.Г. Расчеты схем рудоподготовки и выбор дробильно-измельчительного оборудования. – Алматы: Каз ПТИ, 1985.
6. Разумов К. А., Перов В. А. Проектирование обогатительных фабрик. – М.: Недра, 1982. – 518 с.
7. Правовая база по безопасности и охране труда // Электронная версия на сайте [http: // https://kadry.mcftr.kz/article/1226-pravovaya-baza-po-bezopasnosti-i-ohrane-truda](http://https://kadry.mcftr.kz/article/1226-pravovaya-baza-po-bezopasnosti-i-ohrane-truda)
8. Охрана труда в Республике Казахстан // Министерство труда и социальной защиты населения Республики Казахстан, 2008.
9. Реконструкция Нурказганской обогатительной фабрики Электронная версия на сайте [http: // http://mykazakhmys.kz/ru/projekt/id/200246](http://http://mykazakhmys.kz/ru/projekt/id/200246)

