

МИНИСТЕРСТВО НАУКИ И ВЫСШЕГО ОБРАЗОВАНИЯ РЕСПУБЛИКИ КАЗАХСТАН

«Казахский национальный исследовательский технический университет имени К.И.
Сатпаева»

Горно-металлургический институт имени О.А. Байконурова

Кафедра «Металлургии и обогащения полезных ископаемых»

Ормбасаров Ильяс Даниярович

Проект флотационного и обезвоживающего отделения фабрики по переработке окисленной
руды месторождения «Узынжал» с производительностью 1 000 000 тонн руды в год

ПОЯСНИТЕЛЬНАЯ ЗАПИСКА

к дипломному проекту

ОП 6В07203 – Metallургия и обогащение полезных ископаемых

Алматы 2023

МИНИСТЕРСТВО НАУКИ И ВЫСШЕГО ОБРАЗОВАНИЯ РЕСПУБЛИКИ КАЗАХСТАН

«Казахский национальный исследовательский технический университет имени К.И. Сатпаева»

Горно-металлургический институт имени О.А. Байконурова

Кафедра «Металлургии и обогащения полезных ископаемых»



ДОПУЩЕН К ЗАЩИТЕ
Заведующий кафедрой МиОПИ
канд. техн. наук, ассоц. проф.
М.Б. Барменшинова
«25» 03 2023 г.

ПОЯСНИТЕЛЬНАЯ ЗАПИСКА
к дипломному проекту

На тему: Проект флотационного и обезвоживающего отделения фабрики по переработке окисленной руды месторождения «Узынжал» с производительностью 1 000 000 тонн руды в год

ОП 6В07203 – Metallургия и обогащение полезных ископаемых

Выполнил

Ормбасаров И.Д.

Рецензент

Канд. техн. наук, ведущий научный сотрудник лаборатории флотореагентов и обогащения АО «Институт металлургии и обогащения»

Г.Ж. Абдыкирова
«6» 11.01.2023 г.

Научный руководитель

Канд. техн. наук, доцент, профессор кафедры МиОПИ

Ш.А. Телков
«24» 03 2023 г.

Алматы 2023

МИНИСТЕРСТВО НАУКИ И ВЫСШЕГО ОБРАЗОВАНИЯ РЕСПУБЛИКИ КАЗАХСТАН

«Казахский национальный исследовательский технический университет имени К.И. Сатпаева»

Горно-металлургический институт имени О.А. Байконурова

Кафедра «Металлургии и обогащения полезных ископаемых»

6B07203 – Metallurgy and enrichment of useful minerals



И.М. Арменшинова
ассоц. профессор

ЗАДАНИЕ
на выполнение дипломного проекта

Обучающемуся Ормбасарову Ильясу Данияровичу

Тема: Проект флотационного и обезвоживающего отделения фабрики по переработке окисленной руды месторождения «Узынжал» с производительностью 1 000 000 тонн руды в год

Утверждена приказом ректора университета №408-п от «23» ноября 2022 г.

Срок сдачи законченного проекта: «24» мая 2023 г.

Исходные данные к дипломному проекту: Данные с преддипломной практики

Перечень подлежащих разработке в дипломном проекте вопросов:

а) Расчет качественной, количественной и водно – шламовой схемы; б) Выбор и расчет основного и вспомогательного оборудования.





Перечень графического материала (с точным указанием обязательных чертежей): представлены ___ слайдов презентации работы

Рекомендуемая основная литература:

• Адамов Э.В. Основы проектирования обогатительных фабрик. – М.: Изд. Дом МИСиС, 2012. – 647 с.



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

ГРАФИК
подготовки дипломного проекта

Наименование разделов, перечень разрабатываемых вопросов	Сроки представления научному руководителю и консультантам	Примечание
Обоснование и расчет технологической схемы	7.02.2023-17.02.2023	
Выбор и расчет оборудования	18.02.2023-01.03.2023	
Разработка чертежей	02.03.2023-29.03.2023	
Оформление пояснительной записки	30.03.2023-16.04.2023	

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
Технологическая часть	Ш.А. Телков Профессор, канд. техн. наук, доцент	05.06.2023	
Нормоконтролер	А.Н. Таймасова Магистр технических наук	5.06.2023 г.	

Научный руководитель

Задание принял к исполнению

Дата и подпись




Ш.А.Телков

Ормбасаров И.Д.

«24» мая 2023 г.

АНДАТПА

Дипломдық жобаны орындау объектісі Ұзынжал кен орны фабрикасының тотыққан кенді қайта өңдеу жөніндегі флотациялық және сусыздандыру бөлімшесінің жобасы болып табылады.

Жобада байытудың технологиялық схемасы таңдалды, оған мыналар кіреді: үшінші сатыда алдын ала экрандалған ұсақтаудың үш кезеңі, ұнтақтаудың үш кезеңі, гидроциклондарда және спираль классификаторында жіктеу және негізгі, бақылау және 2 флотация операциялары.

Технологияның соңғы өнімі қорғасынды алу кезіндегі қорғасын концентраты 85%, гравитациялық концентраттағы қорғасын мөлшері- 45,14%, флотациялық концентраттағы қорғасын мөлшері- 33,06%.

АННОТАЦИЯ

Объектом выполнения дипломного проекта является проект флотационного и обезвоживающего отделения фабрики Узунжалского месторождения по переработке окисленной руды.

В проекте была выбрана технологическая схема обогащения, которая включает: три стадии дробления с предварительным грохочением в третьей стадии, три стадии измельчения, классификации в гидроциклонах и в спиральном классификаторе, а также основную, контрольную и 2 перечистные операции флотации.

Конечным продуктом технологии является свинцовый концентрат при извлечении свинца 85 %, содержание свинца в гравитационном концентрате – 45,14%, содержание свинца во флотационном концентрате – 33,06%.

ANNOTATION

The object of the diploma project is the project of the flotation and dewatering department of the Uzynzhalsky deposit factory for processing oxidized ore.

The technological scheme of enrichment was chosen in the project, which includes: three stages of crushing with preliminary screening in the third stage, three stages of grinding, classification in hydrocyclones and in a spiral classifier, as well as the main, control and 2 peristery flotation operations.

The final product of the technology is lead concentrate with 85% lead extraction, the lead content in gravity concentrate is 45,14%, the lead content in flotation concentrate is 33,06%.

СОДЕРЖАНИЕ

Введение	7
1 Общая пояснительная записка	8
1.1 Краткая характеристика предприятия	8
1.2 Основные проектные решения	9
1.3 Состав обогатительной фабрики	9
1.4 Характеристика перерабатываемой руды	9
2 Генеральный план, транспорт и рекультивация нарушенных земель	10
2.1 Генеральный план	10
2.1.1 Характеристика района и площадки строительства	10
2.2 Транспорт	10
2.2.1 Внутрифабричный и внешний	10
2.3 Рекультивация нарушенных земель	10
3 Технология производства	12
3.1 Сырьевая база, характеристика сырья	12
3.2 Режим работы цехов и расчёт их производительности	12
3.3 Краткий анализ работы действующей фабрики	13
3.4 Выбор и обоснование технологической схемы	13
3.5 Расчет количественной схемы и баланса металлов	15
3.6 Выбор схемы обезвоживания	16
3.7 Расчет водно-шламовой схемы	17
3.8 Оборудование для измельчения	22
3.8.1 Оборудование для классификации	25
3.8.2 Оборудование для флотационного обогащения	27
3.8.3 Оборудование для обезвоживания концентратов	29
3.8.4 Оборудование для перекачки пульпы	30
4 Реагентный режим	32
Заключение	33
Список литературы	34
Приложение А – Спецификация к схеме цепи аппаратов	35
Приложение Б – Схема цепи аппаратов	36

ВВЕДЕНИЕ

В мае 1954 года Агадырская геофизическая экспедиция обнаружила полиметаллическое месторождение Узынжал, которое было исследовано с 1957 года по 1979 год. Месторождение расположено на типичной низменности с относительной высотой 15-20 м вблизи села Киикты, Шетского района, Карагандинской области. Благоприятные географо-экономические условия и большие запасы свинца делают это месторождение важным объектом для АО «Жайремский ГОК», которому оно принадлежит в настоящее время.

Климат в этом регионе является резко континентальным, засушливым, с небольшим количеством осадков (235-260) мм и сильными ветрами (средняя скорость ветра 5,2 м/с). Облачность здесь низкая, а солнечных дней достаточно. Испаряемость с открытой водной поверхности составляет около 1300 мм в год, а среднемесячное испарение летом достигает 350-360 мм и снижается до 3,5 мм зимой. Речная сеть в этом районе слабо развита и состоит из сухих рек и сезонных ручьев, которые активны только во время весеннего снеготаяния.

1 Общая пояснительная записка

1.1 Краткая характеристика предприятия

Месторождение имеет четыре зоны, каждая из которых отличается своим уникальным составом: Центральная, Северо-Западная, Юго-Восточная и Южная. Большая часть руды сосредоточена в Центральной зоне, где были взяты пробы для полупромышленного тестирования и проведены работы по добыче руды. Месторождение представляет собой зоны окисленных, смешанных и сульфидных руд, где галенитовые сульфидные руды галенит-сфалеритового состава содержат свинец и представлены окисленными соединениями с относительным содержанием менее 15%.

Наиболее распространенными минералами данного месторождения являются галенит, сфалерит и пирит. В процессе разведки геологи выделили несколько типов руды, включая серно-колчеданные, серно-колчеданно-сфалеритовые, сфалерит-галенитовые и галенитовые. Важно отметить, что состав руды осложнен присутствием барита, содержание которого достигает 60%.

В зоне сульфидных руд вмещающая порода представлена карбонатами. Руды включают сульфосоли свинца, меди и серебра, например блеклая руда, бурнонит, буланжерит, прустит, геокронит. Все эти руды очень редки в полиметаллических месторождениях, за исключением блеклой руды, а геокронит который присутствует в значительных количествах в Узынжальской руде, до сих пор не известен ни из одного источника. Важную роль в Узынжальских рудах играет диосульфид железа в виде минералов: мельниковита, мельниковит-пирита и пирита, которые имеют разную степень кристалличности.

Галенит и сфалерит - два ключевых минерала, которые определяют промышленную ценность руды. Барит и серебро, в свою очередь, играют важную роль в экономическом аспекте добычи. Важно отметить, что в северо-западной части месторождения масса углистого материала заключена в скоплениях галенита-сфалерита, что делает этот регион особенно ценным

В руде месторождения Узынжал обнаружены три типа сфалерита:

1. Сфалерит бледно-медового цвета, иногда слегка зеленоватый до слегка желтоватого и почти бесцветного. Эта разновидность была разработана в основном в центральной части рудного месторождения

2. Сфалерит от коричневого до телесно-красного цвета. Он встречается почти исключительно в северо-западной части месторождения.

3. Темный полупрозрачный грязно-зеленый сфалерит. Он может встречаться вместе со сфалеритом первого типа.

Как и галенит, сфалерит встречается со всеми рудообразующими минералами, но чаще всего тесно связан с минералами пирита и галенита.

1.2 Основные проектные решения

Годовая производительность по руде составляет 1 000 000 тонн. Основным методом обогащения руды является флотация.

Подготовительные процессы: трехстадиальное дробление с предварительным грохочением в III стадии, трехстадиальное измельчение и классификации в гидроциклонах.

Вспомогательные процессы: обезвоживание свинцового концентрата путем сгущения и фильтрования.

1.3 Состав обогатительной фабрики

В состав обогатительной фабрики будут входить: главный корпус, корпус дробления, цехи измельчения, гравитации и флотации, цех сгущения, цех фильтрации, корпуса подготовки реагентов и вспомогательная служба.

1.4 Характеристика перерабатываемой руды

Месторождение Узынжал содержит мелкозернистые руды, главным образом, состоящие из минералов размером от сотых до десятых долей миллиметра, что делает его уникальным. Галенит в этой руде имеет размеры сотых десятых долей миллиметра, достигая редко одного миллиметра, а некоторые экземпляры достигают тысячных долей миллиметра.

Галенит в месторождении связан со всеми первичными минералами руды, но наиболее часто и по времени образования - со сфалеритом, блеклой рудой и геокронитом, а также с кальцитом баритом и серритом среди нерудных минералов. При взаимодействии с кальцитом и баритом галенит разъедает кварцевые агрегаты и зерна, что делает это месторождение еще более интересным.

Тесная связь наблюдается между галенитом и кальцитом. Кроме постоянной приуроченности выделений галенита к участкам развития кальцита в кварцево-баритово-карбонатном цементе брекчий, есть случаи когда кальцит-галениновый состав жилы пересекает сфалеритовый агрегат. Таким образом, галенит является поздним продуктом рудного процесса и самым поздним из рудных минералов с точки зрения даты образования.

Сурьма, кадмий и серебро являются основными компонентами галенита, которые были обнаружены во всех пробах. Интересно, что серебро, по данным спектрального анализа, содержится в диапазоне от 0,005% до 0,5%, в то время как химический анализ показал диапазон от 0,07% до 0,14%. Эти данные подчеркивают уникальность месторождения Узынжал и делают его объектом интереса для исследователей и добытчиков.

2. Генеральный план, транспорт и рекультивация нарушенных земель

2.1 Генеральный план

2.1.1 Характеристика района и площадки строительства

Месторождение Узынжал является частью широтного простирания тектонической формации Акбастау, одной из крупнейших структур в Центральном Казахстане, и связано с широтным простиранием Акжал-Аксоранской тектонической формации на востоке.

Рудное тело на Центральном участке было прослежено до 2000 м в направлении простирания и было идентифицировано как пластообразное месторождение толщиной до 90 метров. Уклон рудного тела был определен в 200-500 м. Угол наклона рудного тела варьируется от 10-20° до 40-45° в зависимости от стратиграфии вмещающих пород.

Соотношение цинка и свинца в основном составляет 1:3 в Центральном участке и 1:1-1:2 на Северо-Западном участке.

2.2 Транспорт

2.2.1 Внутрифабричный и внешний

Первоначально руда транспортируется на грузовике, дробленая руда подается конвейером в бункер, откуда она выгружается питателем в дробилку среднего/тонкого помола, где руда собирается общим конвейером и транспортируется в бункер в главном корпусе.

Обогатительная фабрика оснащена всем необходимым транспортом для погрузки, разгрузки и транспортировки руды от места добычи до обогатительной фабрики и далее.

2.3 Рекультивация нарушенных земель

В рамках программы рекультивации нарушенных земель месторождения Узынжал применяются следующие меры:

1. Организация закрытого цикла использования воды.
2. Утилизация и обезвреживание отходов, вывод жидких мусоров, обезвоживание шламов.
3. Реализация программ по посеву растительности, озеленению их площадей, созданию травостоев.

3 Технология производства

Кроме того, компании, добывающие ресурсы на месторождении Узынжал, должны принимать меры по мониторингу экологической ситуации в зоне

действия месторождения и нести ответственность за ущерб, причиненный окружающей среде.

3. Технология производства

3.1 Сырьевая база, характеристика сырья

Месторождение Узынжала богато дисульфидами железа, которые представлены в различных степенях кристалличности, включая мельниковит, мельниковит-пирит и пирит.

Более того, состав месторождения обнаружил не менее 47 минералов, многие из которых ранее не были установлены на данном месторождении. Значительная примесь меди, кадмия и железа в сфалеритах месторождения привела к обнаружению постоянной примеси других элементов, таких как марганец, серебро, сурьма и ртуть, а также отдельные пробы мышьяка и галлия.

В настоящее время Узынжал является одним из крупнейших месторождений свинца и цинка в Казахстане, которое готово к промышленному использованию.

3.2 Режим работы цехов и расчёт их производительности

Производство проектной фабрики составляет 1 000 000 тонн руды в год. Дробильный цех работает 365 дней в году, по 8 часов в 3 смены.

Часовая производительность цехов рассчитывается по формуле:

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

где Q_0 – часовая производительность цеха, т/ч;

Q – годовая производительность фабрики, т/г;

N – число рабочих дней в году;

m – число рабочих смен в сутки;

n – число рабочих часов в смену;

K_B – коэффициент использования оборудования.

$K_{B \text{ др}} = 0,7125$;

Часовая производительность цехов дробления составит:

$$Q_{0 \text{ др}} = \frac{1000000}{365 * 3 * 8 * 0,7125} = 160 \frac{\text{т}}{\text{ч}}$$

3.3 Краткий анализ работы действующей фабрики

Руда доставляется на фабрику на грузовике, взвешивается на автомобильных весах и складировается на специальной площадке перед приемным бункером.

Подготовка к измельчению руды состоит из трех стадий дробления с предварительным грохочением в третьей стадии, классификации в гидроциклонах и в спиральном классификаторе, в результате чего получается готовый класс крупности руды, который подается в приемный бункер в секции измельчения.

Руду дробят в трехстадиальном процессе измельчения, а выход мельницы классифицируется спиральным классификатором и гидроциклонами. Измельченная в мельнице руда подается на отсадочные машины. Концентрат с отсадочных машин направляется в приемный бункер металлургического отделения, где он промывается и обезвоживается.

Во флотационные машины основной контрольной и перечистой флотации подаются сливы гидроциклона.

Концентраты подаются для отделения влаги. Обезвоженный концентрат подается на склад готовой продукции. Конечный продукт, свинецсодержащий флотационный концентрат, отгружается заказчику, а хвосты отправляются в хвостохранилища.

3.4 Выбор и обоснование технологической схемы

Технологическая схема будет включать:

- трехстадиальное дробление с предварительным грохочением в третьей стадии дробления до крупности 16 мм;
- трехстадиальное измельчение с классификациями в гидроциклонах и в спиральном классификаторе;
- гравитационное выделение свинца процессом отсадки с получением свинцовой головки на концентрационных столах;
- основную флотацию с получением флотационного концентрата свинца, контрольную флотацию с получением отвальных хвостов обогащения и 2 перечистные операции флотации;
- обезвоживание гравитационного и флотационного концентрата фильтрованием и сгущением.

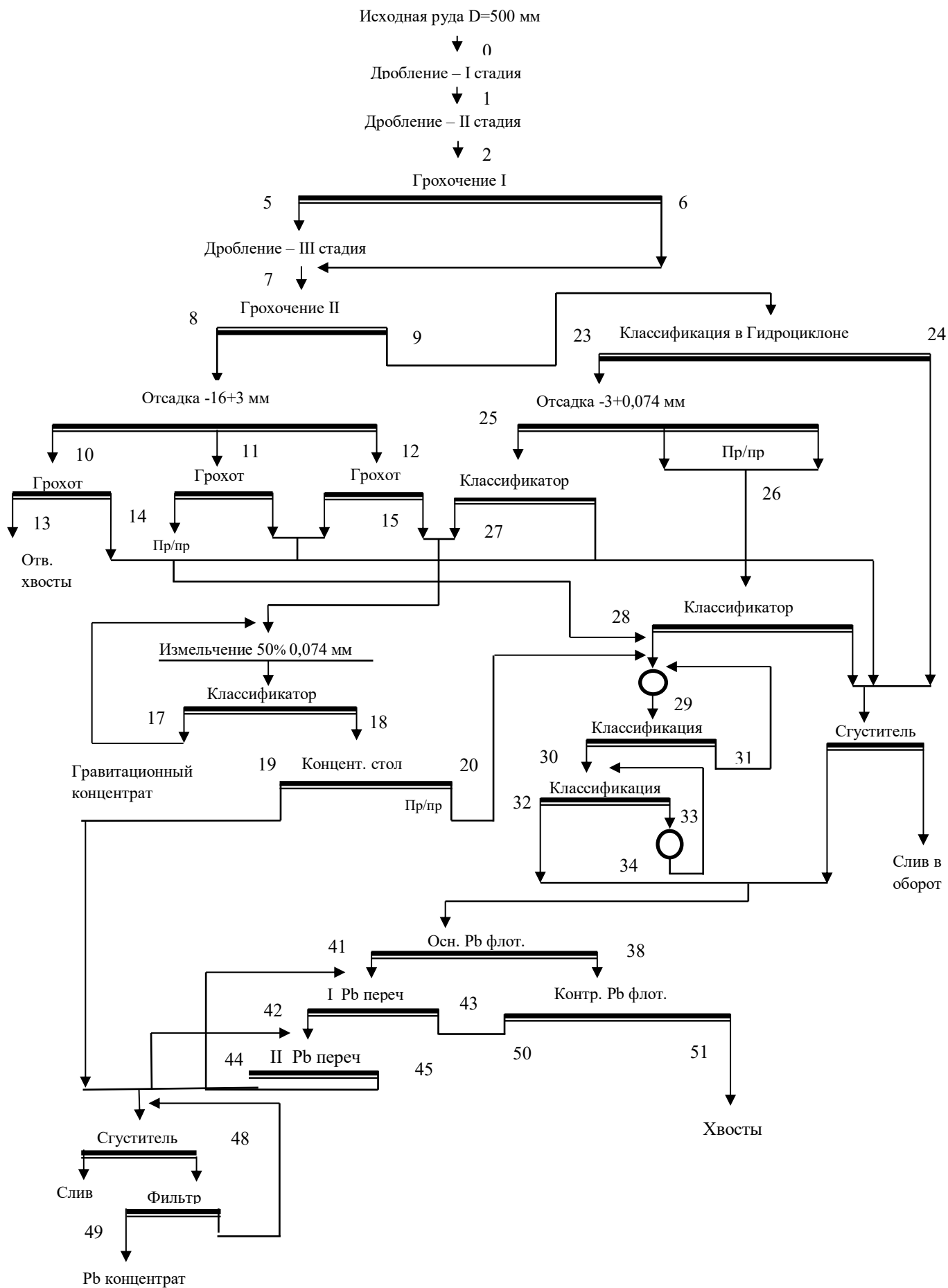


Рисунок 1 – Гравитационно-флотационная схема обогащения руды месторождения «Узынжал»

3.5 Расчет количественной схемы и баланса металлов

Так как темой данного проекта является - Проект флотационного и обезвоживающего отделения фабрики по переработке окисленной руды, то исходя из общей гравитационно-флотационной схемы следует выбрать схему флотационного обогащения.

Схема флотационного обогащения показана на рисунке 1. общий баланс металлов гравитационно-флотационной схемы приведен в таблице 1.

Таблица 1 – Баланс металла гравитационно-флотационного обогащения

Наименование	Выход от руды, %	Содержание, %				Извлечение, %			
		Pb	Zn	Ag, г/т	BaSO ₄	Pb	Zn	Ag	BaSO ₄
Гравитационный концентрат Pb	4,48	45,14	2,98	973,70	32,13	41,27	7,27	45,12	10,40
Флотационный концентрат Pb	6,27	33,06	4,03	609,50	10,21	42,30	13,77	39,53	4,63
Общий свинцовый концентрат	10,75	38,09	3,59	761,28	19,35	83,57	21,04	84,65	15,03
Хвосты флотации	59,23	1,05	2,01	19,70	18,42	12,69	64,89	12,08	78,83
Хвосты отсадки -16+3 мм	30,02	0,61	0,86	10,53	2,83	3,74	14,07	3,27	6,14
Общие хвосты	89,25	0,90	1,62	16,62	13,18	16,43	78,96	15,35	84,97
Руда	100,0	4,90	1,83	96,67	13,84	100,0	100,0	100,0	100,0

Уравнение баланса для контрольной флотации примет вид:

по твердому 1) $\gamma_{38} = \gamma_{50} + \gamma_{51}$;
 по расчетному классу 2) $\gamma_{38} \beta_{38}^{-74} = \gamma_{50} \beta_{50}^{-74} + \gamma_{51} \beta_{51}^{-74}$.

Решаем систему уравнений:

$$\gamma_{50} = \gamma_{51} \frac{\beta_{38} - \beta_{51}}{\beta_{50} - \beta_{38}} = 59,23 \cdot \frac{1,45 - 1,05}{4 - 1,45} = 9,29 \%$$

Таблица 2 – Качественно-количественные показатели схемы обогащения руды

Наименование продуктов / Номер продукта	Содержание, %			Выход, %	Количество, т/ч
	Pb	Zn	74 мкм		
Пр/пр отсадки -16+3 мм / 11	-	-	2	24,23	16,48
Хвосты стола / 20	-	-	50	29,39	19,99
Подрешетный продукт грохот Деррик / 24	-	-	100	7,20	4,90
Концентрат отсадки -3+0,074 мм / 25	-	-	2	9,18	6,24
Хвосты отсадки -3+0,074 мм / 26	-	-	2	4,68	3,18
Слив мельницы I стадии измельчения / 29	-	-	36	94,00	63,92
Слив классификации I стадии измельчения / 30	-	-	55	58,30	39,64
Пески классификации I стадии измельчения / 31	-	-	5	35,70	24,28
Слив классификации II стадии измельчения / 32	-	-	90	58,30	39,64
Пески классификации II стадии измельчения / 33	-	-	8	72,90	49,57
Слив мельницы II стадии измельчения / 34	-	-	36	72,90	49,57
Концентрат основной Pb флотации / 37	16,44	-	-	14,64	9,96
Хвосты основной Pb флотации / 38	1,45	-	-	68,53	46,60
Концентрат I Pb перечистки / 42	24,66	-	-	11,72	7,97
Хвосты I Pb перечистки / 43	4	-	-	8,37	5,69
Концентрат II Pb перечистки / 44	33,06	4,03	-	6,27	4,26
Хвосты II Pb перечистки / 45	15	-	-	5,45	3,71
Концентрат контрольной Pb флотации / 50	4	-	-	9,29	6,32
Хвосты контрольной Pb флотации / 51	1,05	2,01	-	59,23	40,28

3.6 Выбор схемы обезвоживания

Флотационный концентрат обезвоживается. Для обезвоживания флотационного концентрата выбираются стандартные методы обезвоживания, состоящие из операций сгущения и фильтрации. Схема обезвоживания приведена на рисунке 3.

3.7 Расчет водно-шламовой схемы

Расчет водно-шламовой схемы обогащения приведен в приложении таблице , а баланс воды – в таблице .

Таблица 3 – Баланс воды по операциям технологического процесса рекомендуемой гравитационно-флотационной схеме обогащения, руды II-го типа

Поступает	м ³ /ч	Выходит	м ³ /ч
Разгрузка дробилки III ст.	3,60	Подрешетная вода обезвоживания концентрата -16+3 мм	14,92
Подрешетный продукт грохочение II - 16+0 мм	1,28	Подрешетная вода обезвоживания пр/пр -16+3 мм	14,65
Грохочение II	34,00	Подрешетная вода обезвоживания хвостов -16+3 мм	103,33
Отсадка -16+3 мм	134,20	Обезвоженные хвосты отсадки -16+3 мм	2,27
Грохочение Деррик	3,15	Подрешетная вода обезвоживания концентрата -3+0,074 мм	5,14
Отсадка -3+0,074 мм	18,84	Подрешетная вода обезвоживания хвостов -3+0,074 мм	13,70
Измельчение черновых гравитационных концентратов - 16+0,074 мм	8,07	Слив сгущения класса -0,074+0,0 мм	21,00
Классификация слива мельницы измельчение черновых гравитационных концентратов - 16+0,074 мм	20,76	Слив обезвоживания свинцового концентрата	17,49
Выделение гравитационной головки свинца на концентрационном столе	23,03	Кек Pb концентрат	0,81
I стадия измельчения	5,46	Слив сгущенных хвостов флотации	103,47
Классификация I стадии измельчения	0,51	Сгущенные хвосты флотации	37,18
Классификация II стадии измельчения	54,74		
II стадия измельчения	4,72		
Основная свинцовая флотация	3,00		
I перемешивающая свинцовая флотация	6,00		
II перемешивающая свинцовая флотация	5,60		
Сгущение Pb концентрата	7,00		
Итого	333,96	Итого	333,96

Удельный расход воды на технологические нужды составляет:

$$(333,96-4,88)/68 = 4,84 \text{ м}^3/\text{т.}$$

Общее потребление воды, с учетом воды на хозяйственно-бытовые нужды, составит: $4,84 \cdot 1,15 = 5,57 \text{ м}^3/\text{т.}$

Таблица 4 – Водно-шламовая схема руды II -го типа

Поступает							Выходит						
Наименование продуктов	Выход, %	Содержание твердого, %	количество, т/ч			объем пульпы, м ³ /час	Наименование продуктов	Выход, %	Содержание твердого, %	количество, т/ч			объем пульпы, м ³ /час
			твердого	воды	пульпы					твердого	воды	пульпы	
I стадия измельчения													
Обезвоженный пр/пр отсадки - 16+3 мм	26,21	90	41,9	4,65	46,55	17,73	Слив мельницы I стадии	117,37	60	187,8	125,2	313	183,8
Обезвоженные хвосты отсадки -3+0,074 мм	20,77	85	33,2	5,8	39	16,17							
Хвосты стола	15,3	23,6	24,5	79,4	103,8	87,1							
Пески классификатора I ст. изм	55,09	80	88,1	22,02	110,1	49,6							
Вода				13,3	13,3	13,3							
Итого	117,37	60	187,8	125,2	313	183,8	Итого	117,37	60	187,8	125,2	313	183,8
Классификация I стадии измельчения													
Слив мельницы I стадии	117,37	60	187,8	125,2	313	183,8	Слив классификации I ст. изм.	62,28	48	99,7	107,9	207,5	139
Вода				4,8	4,8	4,8	Пески классификации I ст. изм.	55,09	80	88,1	22,02	110,1	49,6
Итого	117,37	59	187,8	130	317,8	188,6	Итого	117,37	59	187,8	130	317,8	188,6
Классификация II стадии измельчения													
Слив классификации I ст. изм.	62,28	48	99,7	107,9	207,5	139	Слив классификации II ст. изм.	62,28	32	99,6	211,6	311,2	242,7
Слив мельницы II стадии	132,86	70	212,4	91	303,5	157,4	Пески классификации II ст. изм.	132,86	75	212,5	70,8	283,3	137,2
Вода				83,5	83,5	83,5							
Итого	195,14	52,5	312,1	282,4	594,5	379,9	Итого	195,14	52,5	312,1	282,4	594,5	379,9

Продолжение таблицы 4

Поступает							Выходит						
Наименование продуктов	Выход, %	Содержание твердого, %	количество, т/ч			объем пульпы, м ³ /час	Наименование продуктов	Выход, %	Содержание твердого, %	количество, т/ч			объем пульпы, м ³ /час
			твердого	воды	пульпы					твердого	воды	пульпы	
II стадия измельчения													
Пески классификации II ст. изм.	132,86	75	212,5	70,8	283,3	137,2	Слив мельницы II стадии	132,86	70	212,5	91	303,5	157,4
Вода				20,2	20,2	20,2							
Итого	132,86	70	212,5	91	303,5	157,4	Итого	132,86	70	212,5	91	303,5	157,4
Сгущение класса -0,074+0 мм													
Подрешетный продукт - 0,074+0,0 мм	13,4	19,8	21,44	86,4	107,8	93,1	Сгущенный класс - 0,074+0,0 мм	13,4	35	21,44	39,8	61,2	46,5
Вода							Слив сгущения класса -0,074+0,0 мм				46,6	46,6	46,6
Итого	13,4	19,8	21,44	86,4	107,8	93,1	Итого	13,4	19,8	21,44	86,4	107,8	93,1
Основная свинцовая флотация													
Слив классификации II ст. изм.	62,28	32	99,6	211,6	311,2	242,7	Концентрат основной Рb флотации	11,98	34	19,16	37,2	56,36	43,2
Сгущенный класс - 0,074+0,0 мм	13,4	35	21,44	39,8	61,2	46,5	Хвосты основной Рb флотации	89,57	30	143,3	336,3	474,5	421,2
Хвосты I Рb перечистки	8,54	24,5	13,6	46,7	55,4	191,2							
Концентрат Рb контр. флотации	17,33	32	27,7	58,8	86,5	67,4							
Вода				16,62	16,62	16,62							
Итого	101,55	30,5	162,4	373,5	530,9	464,4	Итого	101,55	30,5	162,4	373,5	530,9	464,4

Продолжение таблицы 4

Поступает							Выходит						
Наименование продуктов	Выход, %	Содержание твердого, %	количество, т/ч			объем пульпы, м ³ /час	Наименование продуктов	Выход, %	Содержание твердого, %	количество, т/ч			объем пульпы, м ³ /час
			твердого	воды	пульпы					твердого	воды	пульпы	
I перечистная свинцовая флотация													
Концентрат основной Рв флотации	11,98	34	19,16	37,2	56,36	43,2	Концентрат I Рв перечистки	8,14	36	13	23,1	36,1	27,2
Хвосты II Рв перечистки	4,73	25,7	7,5	26,6	29,17	175,17	Хвосты I Рв перечистки	8,54	24,5	13,6	46,7	55,4	191,2
Вода			6	6	6								
Итого	16,71	29	26,6	69,8	91,5	218,4	Итого	16,71	29	26,6	69,8	91,5	218,4
II перечистная свинцовая флотация													
Концентрат I Рв перечистки	8,14	36	13	23,1	36,1	27,2	Концентрат II Рв перечистки	5,49	38	8,8	14,3	23,1	17
Хвосты III Рв перечистки	2,05	18,1	3,3	14,9	18,2	159	Хвосты II Рв перечистки	4,73	25,7	7,5	26,6	29,17	175,17
Вода			2,97	2,97	2,97								
Итого	10,22	31	16,3	40,97	52,27	189,17	Итого	10,22	31	16,3	40,97	52,27	189,17
III перечистная свинцовая флотация													
Концентрат II Рв перечистки	5,49	38	8,8	14,3	23,1	17	Концентрат III Рв перечистки	3,44	40	5,5	8,2	13,7	9,9
Вода			8,8	8,8	8,8		Хвосты III Рв перечистки	2,05	18,1	3,3	14,9	18,2	15,9
Итого	5,49	27,5	8,8	23,1	31,9	25,8	Итого	5,49	27,5	8,8	23,1	31,9	25,8

Продолжение таблицы 4

Поступает							Выходит						
Наименование продуктов	Выход, %	Содержание твёрдого, %	количество, т/ч			объем пульпы, м³/час	Наименование продуктов	Выход, %	Содержание твёрдого, %	количество, т/ч			объем пульпы, м³/час
			твёрдого	воды	пульпы					твёрдого	воды	пульпы	
Контрольная свинцовая флотация													
Хвосты основной Рb флотации	89,57	30	143,3	336,3	474,5	421,2	Концентрат Рb контр. флотации	17,33	32	27,7	58,8	86,5	67,4
Вода							Хвосты Рb контр. флотации	72,24	4,02	115,6	277,5	388	344,8
Итого	89,57	30	143,3	336,3	474,5	421,2	Итого	89,57	30	143,3	336,3	474,5	421,2
Сгущение Рb концентрата													
Гравитационная свинцовая головка	1,83	45	3	3,6	6,6	4,5	Сгущённый Рb концентрат	5,27	60	8,5	5,6	14,1	8,2
Концентрат III Рb перечистки	3,44	40	5,5	8,2	13,7	9,9	Слив обезвоживания свинцового концентрата						
Фильтрат Рb концентрата				4,7	4,7	4,7					11,6	11,6	11,6
Вода				0,7	0,7	0,7							
Итого	5,27	33	8,5	17,2	25,7	19,8	Итого	5,27	33	8,5	17,2	25,7	19,8
Фильтрация сгущенного Рb концентрата													
Сгущённый Рb концентрат	5,27	60	8,5	5,6	14,1	8,2	Рb концентрата	5,27	90	8,5	0,9	9,4	3,5
Вода							Фильтрат Рb концентрата				4,7	4,7	4,7
Итого	5,27	60	8,5	5,6	14,1	8,2	Итого	5,27	60	8,5	5,6	14,1	8,2

3.8 Оборудование для измельчения

Удельная производительность проектируемой мельницы по вновь образованному расчетному классу определяется по формуле (2):

$$q_{п} = q_{э} \cdot k_{и} \cdot k_{к} \cdot k_{д} \cdot k_{т} \cdot k_{L} \cdot k_{\phi} \cdot k_{\psi}, \quad (2)$$

где $q_{п}$ – удельная производительность проектируемой мельницы по вновь образованному расчетному классу, т/(м³ · ч);

$q_{э}$ – удельная производительность эталонной мельницы по вновь образованному расчетному классу, т/(м³ · ч);

$k_{и}$ – коэффициент, учитывающий различие в измельчаемости руд, перерабатываемых на действующей и проектируемой фабриках;

$k_{к}$ – коэффициент, учитывающий различие в измельчаемости руд, перерабатываемых на действующей и проектируемой фабриках;

$k_{д}$ – коэффициент, учитывающий различие в диаметрах барабанов проектируемой и работающей мельниц;

$k_{т}$ – коэффициент, учитывающий различие в типе проектируемой к установке мельницы и работающей на действующей обогатительной фабрике;

k_{L} – коэффициент, учитывающий различие в длине мельниц;

k_{ϕ} – коэффициент, учитывающий разницу в скорости вращения;

k_{ψ} – коэффициент, учитывающий разницу в объемном заполнении мельниц шарами.

За эталонную мельницу принята мельница МШЦ–32х31 Зырянской обогатительной фабрики со следующими данными:

- 1) крупность питания мельницы рудой – 16 мм;
- 2) крупность измельчения руды в первой стадии – 50 % класса –0.074 мм;
- 3) крепость руды по М.Протодяконову – 10;
- 5) удельная производительность мельницы первой стадии – 1.73 т/(м³ · ч).

Исходные данные по проектируемой руде:

- 1) часовая производительность измельчительного передела – 99,6 т/ч;
- 2) крупность питания мельницы рудой – 16 мм;
- 3) крупность измельчения руды 58 % класса –0.074 мм I ст. и 90 % II ст ;
- 5) крепость руды по М.Протодяконову – 12;
- 6) содержание класса –0.074 мм в дробленой руде – 8 %.

Для сравнения принимаются следующие типоразмеры мельниц:

МШР–3200х4500 с объемом барабана мельницы – 32 м³;

МШР–3200х3800 с объемом барабана мельницы – 27 м³;

МШР–3200х3100 с объемом барабана мельницы – 22 м³;

МШР–2700х3600 с объемом барабана мельницы – 17,5 м³.

Поправочные коэффициенты и удельная производительность для мельниц составит:

- 1) Мельница МШР–3200х4500 – $k_{и} = 0,78$; $k_{к} = 0,96$; $k_{д} = 0,97$; $k_{т} = 1,15$; $k_L = 1,05$; $k_{ф} = 1$; $k_{\psi} = 1$.

Удельная производительность составит:

$$q_{-74} = 1,73 \cdot 0,78 \cdot 0,96 \cdot 1,15 \cdot 0,97 \cdot 1,05 \cdot 1 \cdot 1 = 2,5 \text{ т}/(\text{м}^3 \cdot \text{ч}).$$

- 2) Мельница МШР–3200х3800 – $k_{и} = 0,78$; $k_{к} = 0,96$; $k_{д} = 0,97$; $k_{т} = 1,15$; $k_L = 1,03$; $k_{ф} = 1$; $k_{\psi} = 1$.

Удельная производительность составит:

$$q_{-74} = 1,73 \cdot 0,78 \cdot 0,96 \cdot 1,15 \cdot 0,97 \cdot 1,03 \cdot 1 \cdot 1 = 1,48 \text{ т}/(\text{м}^3 \cdot \text{ч}).$$

- 3) Мельница МШР–3200х3100 – $k_{и} = 0,78$; $k_{к} = 0,96$; $k_{д} = 1$; $k_{т} = 1,15$; $k_L = 1$; $k_{ф} = 1$; $k_{\psi} = 1$.

Удельная производительность составит:

$$q_{-74} = 1,73 \cdot 0,78 \cdot 0,96 \cdot 1 \cdot 1,15 \cdot 1 \cdot 1 \cdot 1 = 1,48 \text{ т}/(\text{м}^3 \cdot \text{ч}).$$

- 4) Мельница МШР–2700х3600 – $k_{и} = 0,78$; $k_{к} = 0,96$; $k_{д} = 0,91$; $k_{т} = 1,15$; $k_L = 1,02$; $k_{ф} = 1$; $k_{\psi} = 1$.

Удельная производительность составит:

$$q_{-74} = 1,73 \cdot 0,78 \cdot 0,96 \cdot 1,15 \cdot 0,91 \cdot 1,02 \cdot 1 \cdot 1 = 2,5 \text{ т}/(\text{м}^3 \cdot \text{ч}).$$

Производительность мельницы по вновь образованному классу определяется по формуле (3):

$$Q = \frac{q_{-74} V}{\beta_{к} - \beta_{и}} \quad (3)$$

где Q – производительность мельницы по исходной руде, т/ч;

V – объем барабана мельницы, м^3 ;

$\beta_{к}$ – содержание класса –0,074 мм в конечном продукте, доли ед.;

$\beta_{и}$ – содержание класса –0,074 мм в исходном продукте, доли ед..

Производительность мельниц по вновь образованному классу составит:

- 1) Мельница МШР–3200х4500 ;

$$Q_p = \frac{2,5 \cdot 32}{0,58 - 0,134} = 179 \text{ т/ч};$$

- 2) Мельница МШР–3200х3800 ;

$$Q_p = \frac{1,48 \cdot 27}{0,58 - 0,134} = 90 \text{ т/ч};$$

3) Мельница МШР–3200х3100;

$$Q_p = \frac{1,48 \cdot 22}{0,58 - 0,134} = 71,03 \text{ т/ч};$$

4) Мельница МШР–2700х3600;

$$Q_p = \frac{2,5 \cdot 17,5}{0,58 - 0,134} = 98,09 \text{ т/ч}$$

Рассчитаем количество мельниц и коэффициент загрузки по формулам (4,5):

$$N = \frac{Q_0}{Q_p} \quad (4)$$

$$K_3 = \frac{Q_0}{(N \cdot Q_p)} \quad (5)$$

$$1) \text{ Мельница МШР–3200х4500: } N = \frac{99,6}{179} = 1 \text{ шт}; K_3 = \frac{99,6}{(1 \cdot 179)} = 0,55$$

$$2) \text{ Мельница МШР–3200х3800: } N = \frac{99,6}{90} = 2 \text{ шт}; K_3 = \frac{99,6}{(2 \cdot 90)} = 0,55$$

$$3) \text{ Мельница МШР–3200х3100: } N = \frac{99,6}{71,03} = 2 \text{ шт}; K_3 = \frac{99,6}{(2 \cdot 71,03)} = 0,70$$

$$4) \text{ Мельница МШР–2700х3600: } N = \frac{99,6}{98,09} = 1 \text{ шт}, K_3 = \frac{99,6}{(1 \cdot 98,09)} = 1$$

Наиболее оптимальным вариантом является установка мельницы МШР–2700х3600 с коэффициентом загрузки 1.

Выполним проверку мельницы на пропускную способность по формуле (6):

$$\frac{Q_0 \cdot (1+C)}{N \cdot V} \leq 10 \div 12 \quad (6)$$

Проверка мельницы на пропускную способность составит: $\frac{99,6 \cdot (1+0,5509)}{1 \cdot 17,5} = 8,82 \leq 10 \div 12$, что находится в допустимых пределах.

Расчет производительности мельницы второй стадии: $Q_p = \frac{2,5 \cdot 0,7 \cdot 17,5}{0,9 - 0,58} = 96 \text{ т/ч}$

$$\text{Количество мельницы составит: } N = \frac{99,6}{96} = 1 \text{ шт}, K_3 = \frac{99,6}{(1 \cdot 96)} = 1$$

Проверка мельницы на пропускную способность составит: $\frac{99,6 \cdot (1+1,32184)}{1 \cdot 17,5} = 7,13 \leq 10 \div 12$, находится в допустимых пределах

Результаты расчета сведены в таблицу 5

Таблица 5 – Результаты расчета измельчительного оборудования

Наименование	Стадии измельчения	
	I	II
Типоразмер мельницы	МШР–2700х3600	МШР–2700х3600
Объем барабана мельницы, м ³	17,5	17,5
Расчетная производительность мельницы, т/ч	98,09	96
Количество мельниц, шт	1	1
Коэффициент загрузки	1	0,94
Пропускная способность мельниц	8,82	13,2

3.8.1 Оборудование для классификации

Производительность спиральных классификаторов по сливу и по пескам определяется по формулам (7) и (8):

$$Q_c = 4,56 \cdot m \cdot k_\beta \cdot k_\delta \cdot k_c \cdot k_\alpha \cdot D^{1,765}, \quad (7)$$

$$Q_{II} = 5,45 \cdot m \cdot m \cdot k_\delta \cdot k_\alpha \cdot D^3 \quad (8)$$

где Q – производительность классификатора по сливу, т/ч;

m – число спиралей классификатора, шт.;

k_β – коэффициент, учитывающий крупность слива, доли ед.;

k_δ – коэффициент, учитывающий плотность классифицируемого материала, доли ед.;

k_c – коэффициент, учитывающий разжижение слива, доли ед.;

k_α – коэффициент, учитывающий угол наклона днища классификатора, доли ед.;

D – диаметр спирали классификатора, м.

Исходные данные для расчета контрольной классификации в гидроциклоне для I стадии:

- объем пульпы в гидроциклонирование – 186,6 м³ч;
- содержание твердого в питании гидроциклона – 59 %;
- содержание класса –0.074 мм в сливе – 58 %.

Рассчитаем остаток на сите класса более 74 мкм, номинальную крупность слива, граничную крупность разделения по формулам (9, 10, 11)

$$R_{+74} = 100 - \beta_c^{-74}, \%, \quad (9)$$

$$d_H = \frac{96,274}{2 - \lg R_{+74}}, \text{ мкм}, \quad (10)$$

$$d_\Gamma = \frac{d_H}{1,75}, \text{ мкм}. \quad (11)$$

где R_{+74} – остаток на сите с размером отверстия 74 мкм.

и составит $R_{+74} = 100 - 58 = 42 \%$, $d_H = \frac{96,274}{2 - \lg 42} = 255 \text{ мкм}$, $d_\Gamma = \frac{255}{1,75} = 146 \text{ мкм}$.

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

Рассчитаем объемную производительность гидроциклона и выполним проверку граничной крупности и удельной нагрузки по пескам по формулам (12, 13, 14):

$$V = 3 \cdot K_\alpha \cdot K_d \cdot d_\Pi \cdot d_c \cdot P_0^{0,5}, \text{ м}^3/\text{ч}, \quad (12)$$

$$d_\Gamma = 1,5 \cdot \sqrt{\frac{D \cdot d_c \cdot T_\Pi}{\Delta \cdot k_D \cdot P_0^{0,5} \cdot (\delta_\Gamma - 1)}}, \text{ мкм}, \quad (13)$$

$$q = \frac{Q_\Pi \cdot 4}{N \cdot \pi \cdot \Delta^2}, \text{ т/см}^2 \cdot \text{ч}, \text{ должна находиться в пределах } 0,5\text{-}2,5 \text{ т/ч}. \quad (14)$$

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

K_α – поправка на угол конусности.

Для $\alpha = 20^\circ$ $K_\alpha = 1,0$, для $\alpha = 10^\circ$ $K_\alpha = 1,15$;

K_D – поправка на диаметр гидроциклона;

d_Π – эквивалентный диаметр питающего отверстия, см;

d_c – диаметр сливного отверстия, см;

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

d_Γ – граничная крупность слива, мкм;

D – диаметр гидроциклона, см;

T_Π – содержание твердого в питании гидроциклона, %;

Δ – диаметр песковой насадки, см;

δ_Γ – плотность твердого в пульпе, т/м^3 ;

q – удельная нагрузка по пескам, $\text{т}/(\text{см}^2 \cdot \text{ч})$;

Q_Π – песковая нагрузка по твердому, т/ч;

N – количество рабочих гидроциклонов на одну секцию, шт.

Рассчитываем:

$$V = 3 \cdot 1 \cdot 1 \cdot 13 \cdot 16 \cdot 0,1^{0,5} = 197,3 \text{ м}^3/\text{ч},$$

$$d_r = 1.5 \cdot \sqrt{\frac{50 \cdot 16 \cdot 59}{15 \cdot 1 \cdot 0,1^{0,5} \cdot (3,2-1)}} = 100 \text{ мкм, что меньше 146 мкм.}$$

$q = \frac{187,8 \cdot 4}{3,14 \cdot 15^2} = 1,06 \text{ т/см}^2 \cdot \text{ч}$, что находится в допустимом пределе, устанавливается гидроциклон ГЦ-500.

Исходные данные для расчета контрольной классификации в гидроциклоне для II стадии:

- объем пульпы в гидроциклонирование – $379,9 \text{ м}^3 \cdot \text{ч}$;
- содержание твердого в питании гидроциклона – $52,5 \%$;
- содержание класса $-0,074 \text{ мм}$ в сливе – 81% .

$$: R_{+74} = 100 - 81 = 19 \%, d_n = \frac{96,274}{2 - \lg 19} = 133 \text{ мкм, } d_r = \frac{133}{1,75} = 76 \text{ мкм.}$$

Эту граничную крупность обеспечивает гидроциклон с $D = 360 \text{ мм}$.

Рассчитываем объемную производительность гидроциклона:

$$V = 3 \cdot 1 \cdot 1,06 \cdot 9 \cdot 11,5 \cdot 0,25^{0,5} = 164,6 \text{ м}^3 / \text{ч},$$

$$d_r = 1.5 \cdot \sqrt{\frac{36 \cdot 11,5 \cdot 52,5}{15 \cdot 1,06 \cdot 0,25^{0,5} \cdot (3,2-1)}} = 74,7 \text{ мкм, что меньше 76 мкм.}$$

$q = \frac{312,1 \cdot 4}{3,14 \cdot 15^2} = 1,7 \text{ т/см}^2 \cdot \text{ч}$, что находится в допустимом пределе, устанавливается гидроциклон ГЦ-360.

3.8.2 Оборудование для флотационного обогащения

Для основной и контрольной флотации устанавливаются пневмомеханические машины ФПМ, для перемешивания – механические машины ФМ.

Исходными данными для расчета флотационных машин являются:

- объем пульпы в операции ;
- время флотации;
- типоразмер выбранных флотационных машин.

1. По объему пульпы в операции определяется минутный дебит ($\text{м}^3 / \text{мин}$) по формуле (15):

$$W_{\text{п}} = \frac{V_{\text{п}}}{60}, \text{ м}^3 / \text{мин}, \quad (15)$$

2. Определяется необходимое число камер в каждой операции по формуле (16):

$$n = W_{\Pi} \cdot t / V_{\Pi} \cdot k, \text{ м}^3 \quad (16)$$

где t – время флотации в операции, мин;

k – коэффициент заполнения камеры, равный 0,8...0,85 (используется при расчете малообъемных машин).

Исходные данные для операции основной флотации:

- объем пульпы в операции - 462,4 м³/ч;
- время флотации – 18 мин;
- типоразмер выбранных флотационных машин ФПМ-40 С с объемом камеры 40 м³.

Минутный дебит составит: $W_{\Pi} = \frac{462,4}{60} = 7,7 \text{ м}^3/\text{мин.}$

Число камер составит: $n = \frac{7,7 \cdot 18}{40 \cdot 0,85} = 4 \text{ шт}$

Исходные данные для операции контрольной флотации:

- объем пульпы в операции – 410,8 м³/ч;
- время флотации – 22 мин;
- типоразмер выбранных флотационных машин ФПМ-40 С с объемом камеры 40 м³.

Минутный дебит составит: $W_{\Pi} = \frac{410,8}{60} = 6,84 \text{ м}^3/\text{мин.}$

Число камер составит: $n = \frac{6,84 \cdot 22}{40 \cdot 0,85} = 4 \text{ шт}$

Исходные данные для операции I переречистой флотации:

- объем пульпы в операции – 215,3 м³/ч;
- время флотации – 10 мин;
- типоразмер выбранных флотационных машин ФМ-25 С с объемом камеры 25 м³.

Минутный дебит составит: $W_{\Pi} = \frac{215,3}{60} = 3,58 \text{ м}^3/\text{мин.}$

Число камер составит: $n = \frac{3,58 \cdot 10}{25 \cdot 0,85} = 1 \text{ шт}$

Исходные данные для операции II переречистой флотации:

- объем пульпы в операции – 186,3 м³/ч;

- время флотации – 8 мин;
- типоразмер выбранных флотационных машин ФМ-16 С с объемом камеры 16 м³.

Минутный дебит составит: $W_{\Pi} = \frac{186,3}{60} = 3,105 \text{ м}^3/\text{мин.}$

Число камер составит: $n = \frac{3,105 \cdot 8}{16 \cdot 0,85} = 2 \text{ шт}$

Результаты подбора флотационных машин сведены в таблицу 6.

Таблица 6 – Результаты подбора флотационных машин

Наименование операции	Количество камер, шт	Объем пульпы, м ³ /ч	Время флотации, мин	Тип флотационных машин	Объем камеры, м ³
Основная Рв флотация	4	462,4	18	ФПМ-40С	40
Контрольная Рв флотация	4	410,8	22	ФПМ-40С	40
I Рв перемешка	2	215,3	10	ФМ-25С	25
II Рв перемешка	2	186,3	8	ФМ-16С	16

3.8.3 Оборудование для обезвоживания концентратов

Сгущению подвергается флотационный концентрат в количестве 8,5 т/ч. Требуемая площадь сгущения S (м²) и число сгустителей N определяются по принятой удельной производительности по формуле (17):

$$S = \frac{Q}{q}, \text{ м}^2 \quad (17)$$

где: Q – производительность по концентрату, т/ч;
 q – удельная производительность, т/(м²· час), $q=0,033$.

Требуемая площадь сгущения составит: $S = \frac{8,5}{0,033} = 257,6 \text{ м}^2$.

Принимаем к установке сгуститель с центральным приводом СЦ-18 с площадью сгущения 250 м² в количестве 1 штука.

Фильтрованию подвергается флотационный концентрат, в количестве 8,5 т/ч.

По требуемой производительности по концентрату Q (т/ч) и удельной производительности q [т/(м²·ч)] определяют общую площадь фильтрования S (м²) по формуле (18):

$$S = \frac{Q}{q}, \text{ м}^2 \quad (18)$$

где: Q – производительность по концентрату, т/ч;
 q – удельная производительность дискового вакуум фильтра, т/(м²·час), , для флотационного концентрата $q=0,15$.

Требуемая площадь составит: $S = \frac{8,8}{0,15} = 56,6 \text{ м}^2$.

Принимаем к установке дисковый вакуум фильтр типа ДОО 63 с площадью фильтрования 63 м² в количестве 1 штука.

3.8.4 Оборудование для перекачки пульпы

Для перекачки слива классификатора в гидроциклоны, гравитационного и флотационного концентрата на процесс фильтрования устанавливаются насосы для функционирования запроектированной схемы.

Производительность насоса определяется по формуле (19):

$$V_{\text{H}_2\text{O}} = V_{\text{П}} \cdot (1 + T_{\text{П}}) \quad (19)$$

где $V_{\text{П}}$ – объемная производительность насоса по пульпе, м³/ч;
 $T_{\text{П}}$ – содержание твердого в пульпе, д.е..

Исходные данные для расчета насоса перекачки слива классификатора в гидроциклоны:

- объем перекачиваемой пульпы 110,8 м³/ч,
- содержание твердого в пульпе 35,6 %.

Рассчитаем производительность насоса: $V_{\text{H}_2\text{O}} = 110,8 \cdot (1 + 0,356) = 150,24 \text{ м}^3/\text{ч}$.

Исходные данные для расчета насоса перекачки слива классификатора I стадии измельчения:

- объем перекачиваемой пульпы 189,7 м³/ч;
- содержание твердого в пульпе 57 %.

Рассчитаем производительность насоса: $V_{\text{H}_2\text{O}} = 189,7 \cdot (1 + 0,57) = 297,8 \text{ м}^3/\text{ч}$.

Исходные данные для расчета насоса перекачки слива классификатора II стадии измельчения:

- объем перекачиваемой пульпы 370,4 м³/ч;
- содержание твердого в пульпе 51,8 %.

Рассчитаем производительность насоса: $V_{H_2O}=370,4 \cdot (1+0,518)=562,3 \text{ м}^3/\text{ч}$.

Исходные данные для расчета насоса перекачки концентрата на контрольной флотации :

- объем перекачиваемой пульпы 410,2 м³/ч;
- содержание твердого в пульпе 28 %.

Рассчитаем производительность насоса: $V_{H_2O}=410,2 \cdot (1+0,28)=525 \text{ м}^3/\text{ч}$.

В таблице 7 – приведены результаты расчетов насосного оборудования

Наименование процесса	Объем перекачиваемой пульпы, м ³ /ч	Типразмер	Производительность, м ³ /ч	Количество, шт
Перекачки слива классификатора в гидроциклоны	110,8	ГРА-170/40	170	1
Перекачка слива классификатора I стадии измельчения	189,7	ПБА-300/30	300	1
Перекачка слива классификатора II стадии измельчения	370,4	ГРА-400/40	700	1
Перекачки концентрата на контрольной флотации	410,2	ГРА-700/40	700	1

4 Реагентный режим

4.1 Выбор и назначения реагентов для флотационного обогащения

Флотационные реагенты — это химические вещества, которые вводятся в пульпу с целью управления флотационным процессом. Ими создаются условия для отделения полезных минералов от минералов пустой породы и насыщают пульпу прочными воздушными пузырьками, которые поднимают частицы на поверхность.

Флотационные реагенты, применяемые для флотации полезных ископаемых, весьма разнообразны. Встречаются органические и неорганические вещества, естественные продукты, не растворимые и растворимые в воде.

В таблице 8 показан расход реагентов в операциях.

Таблица 8 – Перечень, расход, время флотации и точки подачи применяемых реагентов.

Операция	Время, мин	Расход реагентов г/т				
		Na ₂ S, 10%	БКК, 1%	Карбамид, 0,5 %	C7,1%	Сода, 10%
Измельчение 90 % -0,074 мм	-	450				1000
Агитация	3	2240	150	35	25	
Основная флотация:	12					
Контрольная флотация	10	560	50		10	
I перечистка	4м30 сек					
II перечистка	3м30 сек					
Итого		3250	200	35	35	1000

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

Согласно полученным данным завершен проект обогатительной фабрики по переработке свинцовой руды месторождения Узунжал с производительностью 1000000 тонн руды в год.

В проекте была выбрана флотационная схема обогащения руды, из общей гравитационно-флотационной схемы, в связи с тем что темой данного проекта является флотационное и обезвоживающее отделение фабрики.

Выполнены расчеты:

- двухстадиальное измельчение
- двухстадиальная классификация
- основная флотация, контрольная флотация и 2 перечистных операций флотации с получением флотационного концентрата и отвальных хвостов обогащения;
- обезвоживание флотационного концентрата сгущением и фильтрованием на дисковом вакуум-фильтре и на сгустителе с центральным приводом.

В результате расчетов были получены следующие технологические показатели:

- извлечение свинца в гравитационный и флотационный концентраты – 85 %;
- содержание свинца в гравитационном концентрате – 45,14%;
- содержание свинца во флотационном концентрате – 33,06%;