

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»

Юсупова Сания Жабборовна

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

ПОЯСНИТЕЛЬНАЯ ЗАПИСКА

к дипломному проекту

ОП 6В07203 – Металлургия и обогащение полезных ископаемых

Алматы 2023

Горно металлургический институт имени О.А. Байконурова

Кафедра «Металлургии и обогащения полезных ископаемых»

6В07203 – Металлургия и обогащение полезных ископаемых

ДОПУЩЕН К ЗАЩИТЕ

Заведующий кафедрой МиОПИ

канд. техн. наук, ассоцииров. профессор

М.Б. Барменшинова

«05» 16 июня 2022 г.

ЗАДАНИЕ

на выполнение дипломного проекта

Обучающемуся Юсуповой Сание Жабборовной

Тема: Проект флотационного и обезвоживающего отделения фабрики по переработке сульфидной 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 14 слайдов презентации работы


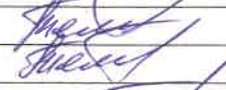


Рекомендуемая основная литература:

1) Адамов Э.В. Основы проектирования обогатительных фабрик. – М.: Изд. Дом МИСиС; 2012. – 647 с.

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



ГРАФИК

подготовки дипломного проекта

Наименование разделов, перечень разрабатываемых вопросов	Сроки представления научному руководителю и консультантам	Примечание
Обоснование и расчет технологической схемы	7.02.2023-17.02.2023	
Выбор и расчет оборудования	18.02.2023-28.02.2023	
Разработка чертежей	4.03.2023-11.02.2023	
Оформление пояснительной записки	12.02.2023-19.02.2023	

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 техн. наук	05.06.2023	

Научный руководитель

Задание приняла к исполнению

Дата и подпись

Ш.А. Телков

С.Ж. Юсупова

«24» мая 2023 г.

АНДАТПА

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

Жобада байытудың технологиялық схемасы таңдалды, оның ішінде: үш сатылы ұсақтау, ұсақталған өнімдердің жіктелуімен үш сатылы ұсақтау, негізгі, бакылау және 3 тазалау флотация операциялары.

Технологияның соңғы өнімі қорғасын концентраты болып табылады, концентраттағы қорғасын өндірісі 85%, гравитациялық концентраттағы қорғасын мөлшері – 49,33%, флотациялық концентраттағы қорғасын мөлшері – 56,76% болып табылады;

АННОТАЦИЯ

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

В проекте была выбрана гравитационно-флотационная технологическая схема обогащения, которая включает: три стадии дробления с предварительным грохочением в третьей стадии, II стадии грохочения, три стадии измельчения, классификации в гидроциклонах и в спиральном классификаторе, а также основную, контрольную и 3 перечистные операции флотации.

Конечным продуктом технологии является свинцовый концентрат при извлечении свинца 85 %, содержание свинца в гравитационном концентрате – 49,33%, содержание свинца во флотационном концентрате – 56,76%;

ANNOTATION

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

The technological scheme of enrichment was selected in the project, which includes: three stages of crushing with preliminary screening in the third stage, three stages of grinding, classification in a hydrocyclone and in spiral classifiers, as well as the main, control and 3 peristery flotation operations.

The final product of the technology is lead concentrate with 85% lead extraction, the lead content in gravity concentrate is 49.33%, the lead content in flotation concentrate is 56.76%;

СОДЕРЖАНИЕ

Введение	7
1 Общая пояснительная записка	8
1.1 Краткая характеристика предприятия	9
1.2 Основные технологические и проектные решения	9
1.3 Состав обогатительной фабрики	9
1.4 Характеристика перерабатываемой руды	10
2 Генеральный план, транспорт и рекультивация	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	11
3.1 Сырьевая база, характеристика сырья	11
3.2 Режим работы цехов и расчёт их производительности	11
3.3 Краткий анализ работы действующей фабрики	12
3.4 Выбор и обоснование технологической схемы	14
3.5 Выбор и расчет схемы измельчения и флотационного обогащения	12
3.6 Расчет количественной схемы и баланс металлов	16
3.7 Выбор схемы обезвоживания	17
3.8 Расчет водно – шламовой схемы	20
3.9 Выбор основного оборудования	20
3.9.1 Оборудование для измельчения	29
3.9.2 Оборудование для классификации	32
3.9.3 Оборудование для флотационного обогащения	35
3.9.4 Оборудование для обезвоживания концентратов	36
3.9.5 Оборудование для перекачки пульпы	38
4 Реагентный режим	38
4.1 Выбор и назначение реагентов для флотационного обогащения	39
Заключение	40
Список литературы	41
Приложение А – Спецификация к схеме цепи аппаратов	42
Приложение Б – Схема цепи аппаратов	43

ВВЕДЕНИЕ

Полиметаллическое месторождение Узынжал было открыто в мае 1954 года во время металлургической разведки Агадырской геофизической экспедицией. Разведка месторождения велась с 1957 г. до 1979 года. Месторождение расположено в благоприятных географо-экономических условиях с большими запасами свинца.

Топографически территория, на которой расположено месторождение представляет собой типичную низменность с относительной высотой 15-20 м.

Месторождение находится вблизи села Киикты, Шетский район, Карагандинская область. В настоящее время оно находится в ведении АО «Жайремский ГОК».

Климат резко континентальный, засушливый, с небольшим количеством осадков (235-260) мм и сильными ветрами (средняя скорость ветра 5,2 м/с).

Для него характерна низкая облачность и солнечные дни. Испаряемость с открытой водной поверхности составляет в среднем около 1300 мм в год. Среднемесячное испарение достигает 350-360 мм летом и снижается до 3,5 мм зимой. Речная сеть развита слабо 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 минерализованные зоны: Центральная, Северо-Западная, Юго-Восточная и Южная. Большая часть руды сосредоточена в Центральной зоне, из которой были взяты пробы для полупромышленного тестирования и проведены работы по добыче руды.

В качестве примера можно привести следующие характеристики месторождения – это зоны окисленных, смешанных и сульфидных руд.

Галенитовые сульфидные руды галенит-сфалеритового состава, содержащие свинец представлены окисленными соединениями, с относительным содержанием менее 15%. Наиболее распространенными минералами данного месторождения являются: галенит, сфалерит и пирит. На этапе разведки геологи выделили несколько типов руды: серно-колчеданные, серно-колчеданно-сфалеритовые, сфалерит-галенитовые и галенитовые.

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 вместе со сфалеритом определяет промышленную ценность руды и является одним из наиболее распространенных минералов в составе руды. Барит и серебро имеют определенное значение.

В северо-западной части месторождения вмещающая порода содержит значительное количество углистого материала, который представлен в виде фрагментов или мелкодисперсных зерен, заключенных в скоплениях галенит-сфалерита.

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. Основными методами обогащения руды являются флотационный и гравитационный методы обогащения.

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

Руды месторождения Узынжал мелкозернистые, основные залежи минералов имеют размер от сотых до десятых долей миллиметра.

Выделения галенита измеряются сотыми десятыми долями миллиметра, редко доходит до одного миллиметра, а некоторые достигают тысячных долей миллиметра. Галенит в рудах месторождения связана со всеми минералами первичных руд, но особенно и по времени образования связана со сфалеритом, блеклой рудой, и геокронитом, а среди нерудных минералов – с баритом кальцитом и серритом.

В ассоциации с кальцитом галенит разъедает кварцевые агрегаты и зерна. То же самое можно сказать о связи между галенитом и барритом, хотя эти минералы ближе по дате образования, чем галенит и кварц.

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.

Серебро, сурьма и кадмий были обнаружены во всех пробах галенита. Во всех без исключения пробах галенита было установлено серебро. По данным спектрального анализа его содержание колеблется между 0,005% и 0,5%. Химический анализ показал диапазон от 0,07% до 0,14%.

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.
4. 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

В рудах Узынжала присутствуют дисульфиды железа, которые находятся в форме различной степени кристалличности: мельниковита, мельниковит-пирита и пирита.

В составе месторождения руды установлено 47 минералов, при том значительная часть из них была установлена впервые на месторождении.

Из-за постоянной примеси меди, кадмия и железа в сфалеритах месторождения Узынжал наблюдается постоянная примесь меди (кадмий), марганца, сурьмы, серебра и ртути, в отдельных пробах были обнаружены мышьяк и галлий.

В настоящее время Узынжал - одно из крупнейших свинцово-цинковых месторождений Казахстана, которое уже почти готово для промышленного использования.

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_g – 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:

$$Q_{0 \text{ др}} = \frac{Q_g}{N * m * n * K_{B \text{ др}}} = \frac{1000000}{365 * 3 * 8 * 0,7125} = 160 \frac{\text{т}}{\text{ч}}$$

3.3 Краткий анализ работы действующей фабрики

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

Подготовка к измельчению руды состоит из трёх 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 3 перечистные операции флотации;
- обезвоживание гравитационного и флотационного концентрата фильтрованием и сгущением

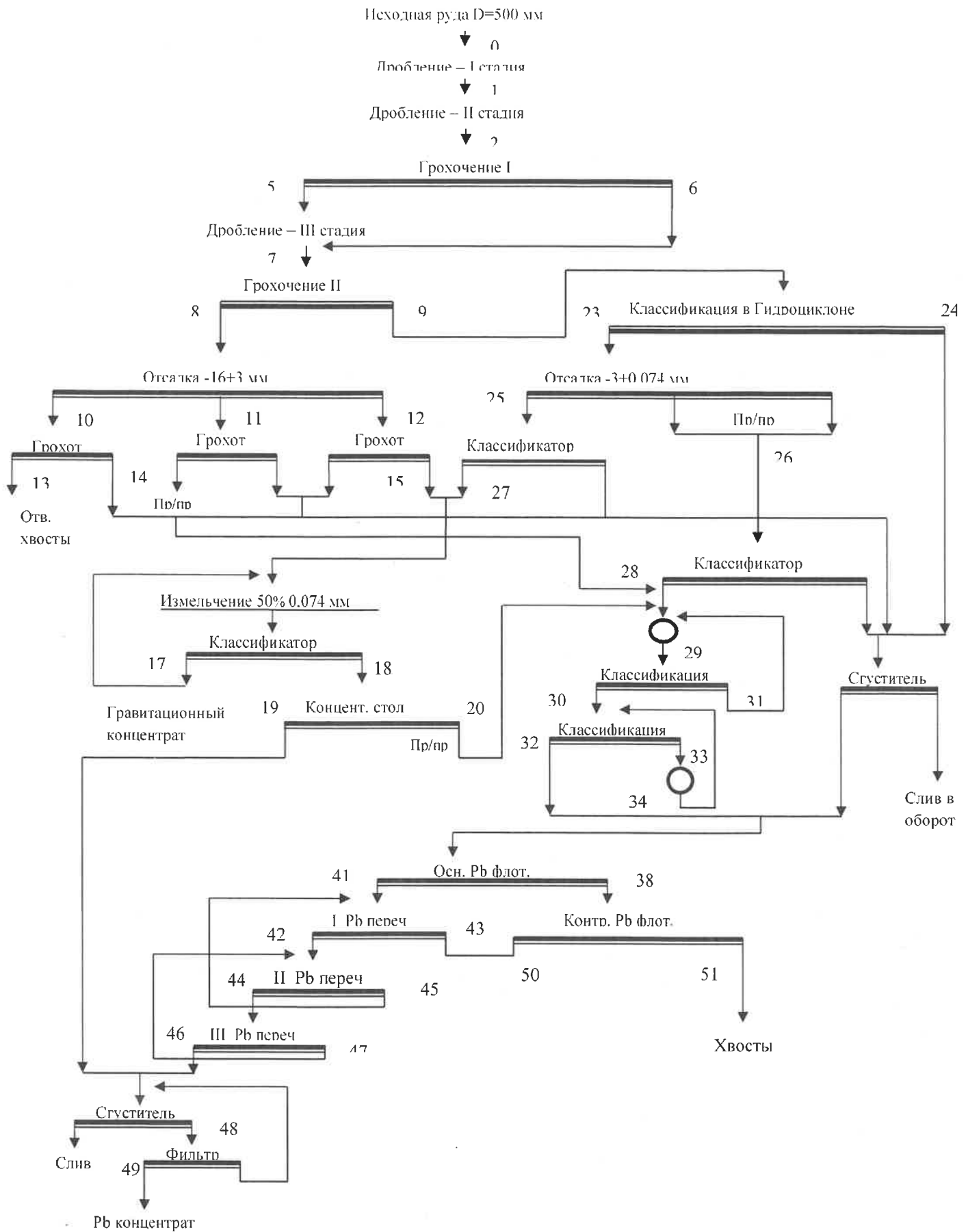


Рисунок 1 – Гравитационно-флотационная схема обогащения руды месторождения «Узынжал»

3.5 Расчет количественной схемы и баланса металлов

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

Схема флотационного обогащения показана на рисунке 2. общий баланс металлов гравитационно-флотационной схемы приведен в таблице 1.

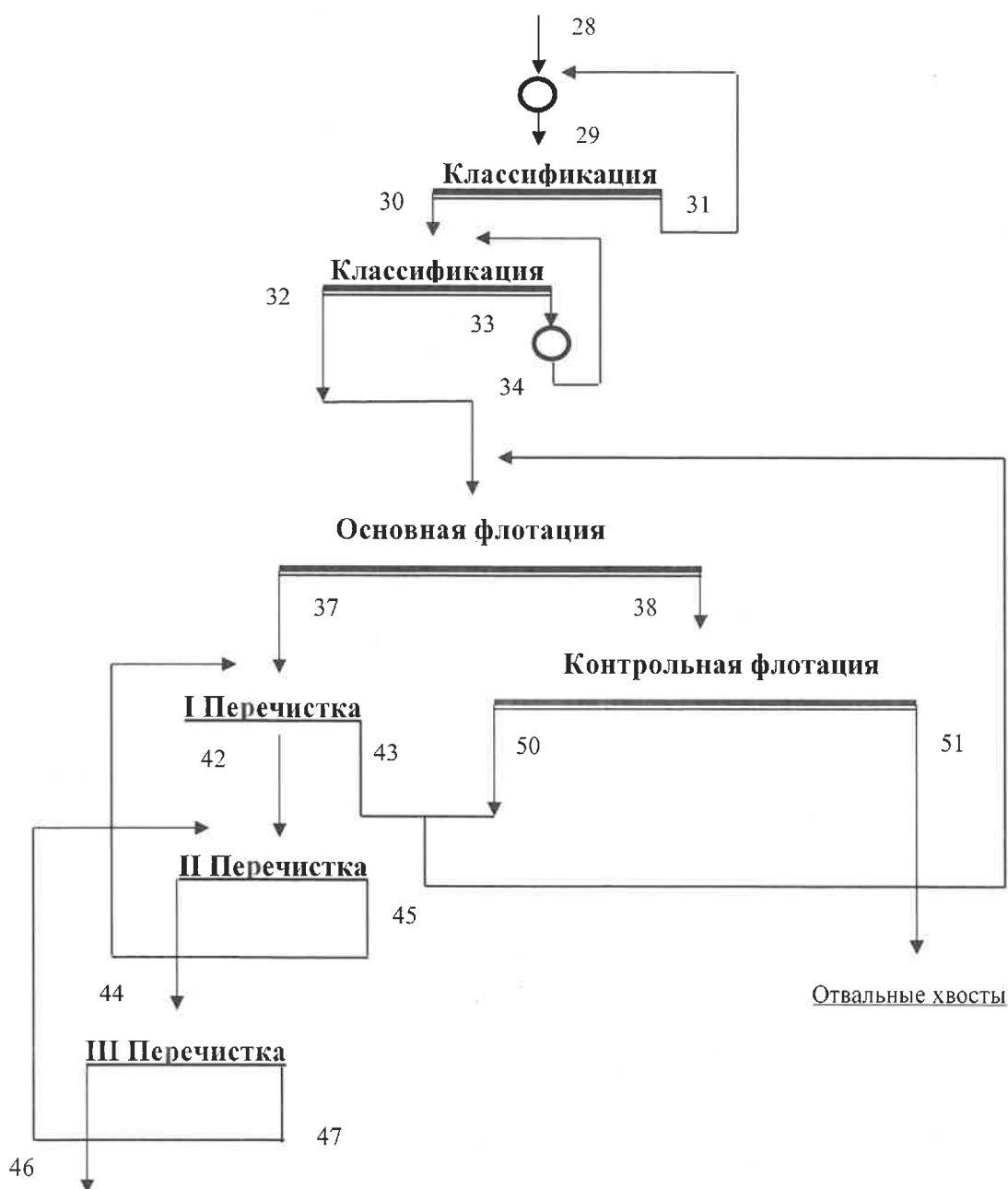


Рисунок 2 – Схема флотационного обогащения

Таблица 1 – Баланс металла гравитационно-флотационного обогащения

Наименование	Выход, %	Содержание Pb, %	Извлечение Pb, %
Гравитационный концентрат	1,83	49,33	27,1
Флотационный концентрат	3,44	56,76	58,8
Отвальные хвосты отсадки	22,49	0,55	3,7
Хвосты флотации	72,24	0,52	11,3
Руда	100,00	3,32	100,00

Для того, чтобы рассчитать схему флотационного обогащения, следует задаться неизвестными содержаниями свинца в продуктах: $\beta_0=2,8\%$; $\beta_{37}=18,42\%$; $\beta_{38}=1\%$; $\beta_{42}=33,15\%$; $\beta_{43}=3\%$, $\beta_{44}=46,02\%$; $\beta_{45}=16\%$; $\beta_{47}=28\%$; $\beta_{50}=3\%$; $\beta_{51}=0,52\%$.

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:

$$\gamma_{50} = \gamma_{51} \frac{\beta_{38} - \beta_{51}}{\beta_{50} - \beta_{38}} = 72,24 \cdot \frac{1 - 0,52}{3 - 1} = 17,33 \%$$

Результаты расчетов приведены в таблице 2.

Таблица 2– Показатели продуктов флотационного обогащения

№ продукта	Выход, %	Количество, т/ч
γ_{37}	11.98	19.16
γ_{38}	89.57	143.3
γ_{42}	8.14	13
γ_{43}	8.54	13.6
γ_{44}	5.49	8.8
γ_{45}	4.73	7.5
γ_{46}	3.44	5.5
γ_{47}	2.05	3.3
γ_{50}	17.33	27.7
γ_{51}	72.24	115.6

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.

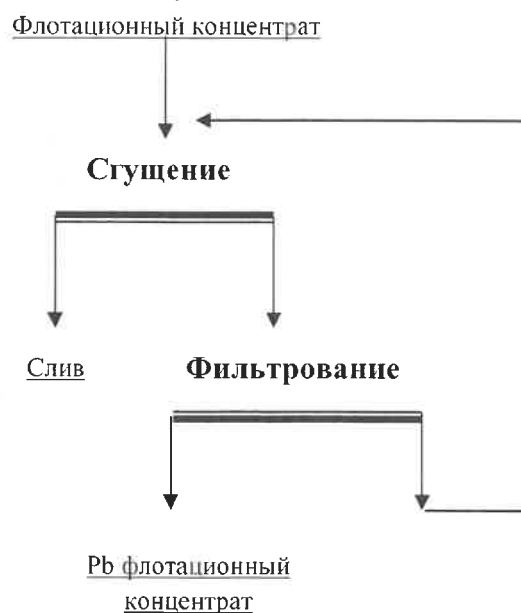


Рисунок 3 – Схема обезвоживания концентратов

3.7 Расчет водно-шламовой схемы

При расчете водно-шламовой схемы учитывается производительность 160 т/ч. Выхода и массы продуктов приняты по расчетам количественных схем.

Используя статистические данные, зададимся содержанием твердого в продуктах обогащения:

- в исходной руде – 92 %;
- в измельчении – 88%;
- в концентрате отсадки -16+3 мм – 50 %;
- в концентрате стола – 45 %;
- в сливе классификации в гидроциклоне – 17,16 %;
- в песках классификации в гидроциклоне – 80 %;
- в концентрате отсадки -3+0,074 мм – 85 %;
- в сливе мельницы черн. гр. к-ты – 75 %;
- в сливе классификатора черн. гр. к-ты – 33 %;
- в сливе мельницы первой стадии – 60 %;
- в сливе первой классификации – 48 %;
- в песках первой классификации – 80 %;
- в сливе второй классификации – 32 %;
- в песках второй классификации – 75%;
- в сливе мельницы второй стадии – 70 %;
- концентрат основной флотации – 34 %;
- концентрат контрольной флотации – 32 %;
- концентрат первой перечистки – 36 %;
- концентрат второй перечистки – 38 %;

концентрат третьей перемычки – 40 %;
сгущенный флотационный концентрат – 60 %;
кек флотационного концентрата – 88 %.

Таблица 3 – Водно-шламовая схема

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	
Грохочение II													
Разгрузки дробилки III ст.	100	92	160	13,9	173,9	63,9	Надрешетный продукт -16+3 мм	60,5	88	96,8	13,2	110	43,4
Подрешетный продукт грохочения II-16+0													
Вода				96	96	96	Подрешетный продукт -3+0 мм	39,5	37,6	60,2	96,7	159,9	116,5
Итого	100	59	160	109,9	269,9	159,9	Итого	100	59	160	109,9	269,9	159,9
Отсадка -16+3													
Надрешетный продукт -16+3 мм	60,5	88	96,8	13,2	110	43,4	Концентрат отсадки -16+3 мм	11,8	50	18,9	18,9	37,8	24,8
Вода				387	387	387	Промпродукт отсадки -16+3 мм	26,21	50	41,9	41,9	83,8	55
							Хвосты отсадки -16+3 мм	22,49	9	36	339,4	375,4	350,6
Итого	60,5	19	96,8	400,2	497	430,4	Итого	60,5	19	96,8	400,2	497	430,4
Обезвоживание концентрата отсадки -16+3 мм на грохоте													
Концентрат отсадки -16+3 мм	11,8	50	18,9	18,9	37,8	24,8	Обезвоженный концентрат отсадки -16+3 мм	11,8	50	18,9	2,1	21	8
Вода							Подрешетная вода обезвоживания конц -16+3 мм				16,8	16,8	16,8
Итого	11,8	50	18,9	18,9	37,8	24,8	Итого	11,8	50	18,9	18,9	37,8	24,8

Продолжение таблицы 3

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	
Обезвоживание пр/пр отсадки -16+3 мм на грохоте													
Промпродукт отсадки -16+3 мм	26,21	50	41,9	41,9	83,8	55	Обезвоженный пр/пр отсадки -16+3 мм	26,21	90	41,9	4,65	46,55	17,73
Вода							Подрешетная вода обезвоживания пр/пр -16+3 мм				37,2	37,2	37,2
Итого	26,21	50	41,9	41,9	83,8	55	Итого	26,21	50	41,9	41,9	83,8	55
Обезвоживание хвостов отсадки -16+3 мм на грохоте													
Хвосты отсадки -16+3 мм	22,49	9	36	339,4	375,4	350,6	Обезвоженные хвосты отсадки -16+3 мм	22,49	90	36	4	40	15,2
Вода							Подрешетная вода хвостов				335,4	335,4	335,4
Итого	22,49	9	36	339,4	375,4	350,6	Итого	22,49	9	36	339,4	375,4	350,6
Классификация -3+0,0 мм													
Подрешетный продукт -3+0 мм	39,5	37,6	60,2	96,7	159,9	116,5	Пески -3+0,074 мм	26,1	80	41,7	10,4	52,1	23,4
Вода							Слив -0,074+0,0 мм	13,4	17,16	18,5	86,3	107,8	93,1
Итого	39,5	37,6	60,2	96,7	159,9	116,5	Итого	39,5	37,6	60,2	96,7	159,9	116,5

Продолжение таблицы 3

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	
Отсадка -3+0,074 мм													
Надрешетный продукт - 3+0,074 мм	26,1	80	41,7	10,4	52,1	23,4	Концентрат контрольной флотации	5,33	50	8,5	8,5	17	11,5
Вода				125,1	125,1	125,1	Хвосты контрольной флотации	20,77	20,7	33,2	127	160,3	137
Итого	26,1	23,5	41,7	135,5	177,3	148,5	Итого	26,1	23,5	41,7	135,5	177,3	148,5
Обезвоживание концентрата отсадки -3+0,074 мм в кассификаторе													
Концентрат отсадки - 3+0,074 мм	5,33	50	8,5	8,5	17	11,5	Обезвоженный концентрат отсадки - 3+0,074 мм	5,33	85	8,5	1,5	10	4,5
Вода							Подрешетная вода обезвоживания концентрата -3+0,074 мм				7	7	7
Итого	5,33	50	8,5	8,5	17	11,5	Итого	5,33	50	8,5	8,5	17	11,5
Обезвоживание хвостов отсадки -3+0,074 мм в кассификаторе													
Хвосты отсадки -3+0,074 мм	20,77	50	33,2	127	160,3	137	Обезвоженные хвосты отсадки -3+0,074 мм	20,77	85	33,2	5,8	39	16,17
Вода							Подрешетная вода обезвоживания хвостов -3+0,074 мм				121,2	121,2	121,2
Итого	20,77	20,7	33,2	127	160,3	137	Итого	20,77	20,7	33,2	127	160,3	137

Продолжение таблицы 3

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	
Измельчение Черновых гравитационных концентратов -16+0,074 мм													
Обезвоженный концентрат отсадки -16+3 мм	11,8	90	18,9	2,1	21	8	Слив мельницы черн. гр. к-ты	29,81	75	47,7	15,9	63,6	30,8
Обезвоженный концентрат отсадки -3+0,074 мм	5,33	85	8,5	1,5	10	4,5							
Пески классификатора черн.гр.к-ты	12,68	83	20,3	4,1	24,4	10,4							
Вода				8,2	8,2	8,2							
Итого	29,81	75	47,7	15,9	63,6	30,8	Итого	29,81	75	47,7	15,9	63,6	30,8
Классификация слива мельницы измельчение черновых гравитационных концентратов -16+0,074 мм													
Слив мельницы	29,81	75	47,7	15,9	63,6	30,8	Слив классификатора черн. гр. к-ты	17,13	33	27,4	55,6	83	64,2
Вода				43,8	43,8	43,8	Пески классификатора черн. гр. к-ты	12,68	83	20,3	4,1	24,4	10,4
Итого	29,81	44,4	47,7	59,7	107,4	74,6	Итого	29,81	44,4	47,7	59,7	107,4	74,6
Выделение гравитационной головки свинца на концентрационном столе													
Слив классификатора черн. гр. к-ты	17,13	33	27,4	55,6	83	64,2	Гравитационная свинцовая головка	1,83	45	3	3,6	6,6	4,5
Вода				27,4	27,4	27,4	Хвосты стола	15,3	23,6	24,5	79,4	103,8	87,1
Итого	17,13	24,8	27,4	83	110,4	91,6	Итого	17,13	24,8	27,4	83	110,4	91,6

Продолжение таблицы 3

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	Итого	195,14	52,5	312,1	282,4	594,5	379,9

Продолжение таблицы 3

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 Рв 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 Рв флотации	89,57	30	143,3	336,3	474,5	421,2
Хвосты I Рв перечистки	8,54	24,5	13,6	46,7	55,4	191,2							
Концентрат Рв 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 3

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 Рb флотации	11,98	34	19,16	37,2	56,36	43,2	Концентрат I Рb перечистки	8,14	36	13	23,1	36,1	27,2
Хвосты II Рb перечистки	4,73	25,7	7,5	26,6	29,17	175,17	Хвосты I Рb 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 Рb перечистки	8,14	36	13	23,1	36,1	27,2	Концентрат II Рb перечистки	5,49	38	8,8	14,3	23,1	17
Хвосты III Рb перечистки	2,05	18,1	3,3	14,9	18,2	159	Хвосты II Рb 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 Рb перечистки	5,49	38	8,8	14,3	23,1	17	Концентрат III Рb перечистки	3,44	40	5,5	8,2	13,7	9,9
Вода				8,8	8,8	8,8	Хвосты III Рb 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 3

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		
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				11,6	11,6	11,6	
Фильтрат Рb концентрата				4,7	4,7	4,7								
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	
Фильтрование 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	

Таблица 4 – Баланс воды водно – шламовой схемы

Поступает	W, м ³ /час	Выходит	W, м ³ /час
Разгрузка дробилки III ст.	13,9	Подрешетная вода обезвоживания концентрата - 16+3 мм	16,8
Подрешетный продукт грохочения II -16+0 мм	96	Подрешетная вода обезвоживания пр/пр -16+3 мм	37,2
Отсадка -16+3 мм	387	Подрешетная вода обезвоживания хвостов -16+3 мм	335,4
Отсадка -3+0,074 мм	125,1	Обезвоженные хвосты отсадки -16+3 мм	4
Измельчение черновых гравитационных концентратов -16+0,074 мм	8,2	Подрешетная вода обезвоживания концентрата - 3+0,074 мм	7
Классификация слива мельницы измельчение черновых грав. концентратов -16+0,074	43,8	Подрешетная вода обезвоживания хвостов - 3+0,074 мм	121,2
Выделение гравитационной головки свинца на концентрационном столе	27,4	Слив сгущения класса -0,074+0,0 мм	46,6
I стадия измельчения	13,3	Слив обезвоживания свинцового концентрата	11,6
Классификация I стадии измельчения	4,8	Кек Pb концентрат	0,9
Классификация II стадии измельчения	83,5	Хвосты контрольной флотации	277,5
II стадия измельчения	20,2		
Основная свинцовая флотация	16,62		
I перечистная свинцовая флотация	6		
II перечистная свинцовая флотация	2,97		
III перечистная свинцовая флотация	8,8		
Сгущение Pb концентрата	0,7		
Итого	858,2	Итого	858,2

Общий удельный расход воды на технологические нужды составил $858,2/160=5,3\text{ м}^3/\text{т}$. Удельный расход воды на технологические нужды флотационного процесса составил $290/160=1,8\text{ м}^3/\text{т}$.

3.9 Выбор основного оборудования

3.9.1 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 проектируемой к переработке и перерабатываемой руды;

$k_{к}$ – коэффициент, учитывающий различие в крупности исходного и конечного продуктов измельчения на действующей и на проектируемой обогатительных фабриках;

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

$k_{т}$ – коэффициент, учитывающий различие в типе проектируемой и эталонной мельниц;

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 – 32,4 м³;

МШР–3200х3800 с объемом барабана мельницы – 27,5 м³;

МШР–3200х3100 с объемом барабана мельницы – 22,4 м³;

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

Поправочные коэффициенты и удельная производительность для мельниц составит:

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

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 – $k_{и} = 0,78$; $k_{к} = 0,96$; $k_{д} = 0,97$; $k_{т} = 1,15$; $k_L = 1,03$; $k_{\phi} = 1$; $k_{\psi} = 1$.

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 – $k_{и} = 0,78$; $k_{к} = 0,96$; $k_{д} = 0,97$; $k_{т} = 1,15$; $k_L = 1$; $k_{\phi} = 1$; $k_{\psi} = 1$.

Удельная производительность составит:

$$q_{-74} = 1,73 \cdot 0,78 \cdot 0,96 \cdot 0,97 \cdot 1,15 \cdot 1 \cdot 1 \cdot 1 = 1,44 \text{ т}/(\text{м}^3 \cdot \text{ч}).$$

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

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 $Q_p = \frac{2,5 \cdot 32,4}{0,58 - 0,134} = 109 \text{ т}/\text{ч}$;

2) Мельница МШР–3200х3800 $Q_p = \frac{1,48 \cdot 27,5}{0,58 - 0,134} = 91 \text{ т}/\text{ч}$;

$$3) \text{ Мельница МШР-3200x3100 } Q_p = \frac{1,44 \cdot 22,4}{0,58 - 0,134} = 72,32 \text{ т/ч;}$$

$$4) \text{ Мельница МШР-2700x3600 } Q_p = \frac{2,5 \cdot 17,5}{0,58 - 0,134} = 98,09 \text{ т/ч}$$

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

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

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

$$1) \text{ Мельница МШР-3200x4500 } N = \frac{99,6}{109} = 1 \text{ шт, } K_3 = \frac{99,6}{(1 \cdot 109)} = 0,91;$$

$$2) \text{ Мельница МШР-3200x3800: } N = \frac{99,6}{91} = 2 \text{ шт, } K_3 = \frac{99,6}{(2 \cdot 91)} = 0,53;$$

$$3) \text{ Мельница МШР-3200x3100: } N = \frac{99,6}{72,32} = 2 \text{ шт, } K_3 = \frac{99,6}{(2 \cdot 72,32)} = 0,69;$$

$$4) \text{ Мельница МШР-2700x3600: } N = \frac{99,6}{98,09} = 1 \text{ шт, } K_3 = \frac{99,6}{(1 \cdot 98,09)} = 1.$$

Наиболее оптимальным вариантом является установка мельницы МШР-3200x4500 с коэффициентом загрузки 0,91.

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: $\frac{99,6 \cdot (1+0,5509)}{1 \cdot 32,4} = 4,76 \leq 10 \div 12$, что находится в допустимых пределах.

Расчет производительности мельницы второй стадии: $Q_p = \frac{1,5 \cdot 0,7 \cdot 32,4}{0,9 - 0,58} = 106 \text{ т/ч.}$

$$\text{Количество мельницы составит: } N = \frac{99,6}{106} = 1 \text{ шт, } K_3 = \frac{99,6}{(1 \cdot 106)} = 0,94.$$

Проверка мельницы на пропускную способность составит: $\frac{99,6 \cdot (1+1,32184)}{1 \cdot 32,4} = 7,13 \leq 10 \div 12$, находится в допустимых пределах.

Расчет производительности мельницы третьей стадии:

Принимаем мельницу МШР – 2100х3000 с $V=8.5 \text{ м}^3$.

Удельная производительность составит:

$$q_{-74}=1,73 \cdot 0,96 \cdot 0,78 \cdot 1,15 \cdot 0,79 \cdot 0,99 = 1,16 \text{ т}/(\text{м}^3 \cdot \text{ч}).$$

Расчет производительности мельницы третьей стадии: $Q_p = \frac{1,16 \cdot 8,5}{0,3 - 0,02} = 35,2$
т/ч.

$$\text{Количество мельницы составит: } N = \frac{27,4}{35,2} = 1 \text{ шт}, \quad K_3 = \frac{27,4}{(1 \cdot 35,2)} = 0,78.$$

Проверка мельницы на пропускную способность составит: $\frac{27,4 \cdot (1 + 0,153)}{1 \cdot 8,5} = 3,3 \leq 10 \div 12$, находится в допустимых пределах.

Результаты расчета сведены в таблицу 5

Таблица 5 – Результаты расчета измельчительного оборудования

Наименование	Стадии измельчения	
	I	II
Типоразмер мельницы	МШР–3200х4500	МШР–3200х4500
Объем барабана мельницы, м^3	32,4	32,4
Часовая производительность, т/ч	119,8	112,7
Расчетная производительность мельницы, т/ч	109	106
Количество мельниц, шт	1	1
Коэффициент загрузки	0,91	0,94
Пропускная способность мельниц	4,76	7,13

3.9.2 Оборудование для классификации

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

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

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

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)

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

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

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

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

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

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):

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

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

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

где V – объемная производительность гидроциклона, м³/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;
 $d_{\text{П}}$ – эквивалентный диаметр питающего отверстия, см;
 $d_{\text{С}}$ – диаметр сливного отверстия, см;
 P_0 – рабочее давление пульпы на входе в гидроциклон, МПа;
 $d_{\text{Г}}$ – граничная крупность слива, мкм;
 D – диаметр гидроциклона, см;
 $T_{\text{П}}$ – содержание твердого в питании гидроциклона, %;
 Δ – диаметр песковой насадки, см;
 $\delta_{\text{Г}}$ – плотность твердого в пульпе, т/м³;
 q – удельная нагрузка по пескам, т/(см²·ч);
 $Q_{\text{П}}$ – песковая нагрузка по твердому, т/ч;
 N – количество рабочих гидроциклонов на одну секцию, шт.

Рассчитываем:

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

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

$q = \frac{187,8 \cdot 4}{3,14 \cdot 15^2} = 1,06 \text{ т/см}^2 \cdot \text{ч}$, 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 м³/ч;
- содержание твердого в питании гидроциклона – 52.5 %;
- содержание класса –0.074 мм в сливе – 81 %.

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

Эту граничную крупность обеспечивает гидроциклон с $D = 360$ мм.

Рассчитываем объемную производительность гидроциклона:

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

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

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

3.9.3 Оборудование для флотационного обогащения

Для основной и контрольной флотации устанавливаются пневмомеханические машины ФПМ, для перечистных операций – 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):

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

где t – время флотации в операции, мин;

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

Исходные данные для операции основной флотации:

- объем пульпы в операции - $464,4 \text{ м}^3/\text{ч}$;
- время флотации – 20 мин;
- типоразмер выбранных флотационных машин ФПМ-40 С с объемом камеры 40 м^3 .

Минутный дебит составит: $W_{\text{п}} = \frac{464,4}{60} = 7,74 \text{ м}^3/\text{мин}$.

Число камер составит: $n = \frac{7,74 \cdot 20}{40 \cdot 0,85} = 4 \text{ шт.}$

Исходные данные для операции контрольной флотации:

- объем пульпы в операции - 412,2 м³/ч;
- время флотации – 24 мин;
- типоразмер выбранных флотационных машин ФПМ-40 С с объемом камеры 40 м³.

Минутный дебит составит: $W_{\text{п}} = \frac{412,2}{60} = 6,87 \text{ м}^3/\text{мин.}$

Число камер составит: $n = \frac{6,87 \cdot 24}{40 \cdot 0,85} = 4 \text{ шт}$

Исходные данные для операции I перечистой флотации:

- объем пульпы в операции - 218,4 м³/ч;
- время флотации – 12 мин;
- типоразмер выбранных флотационных машин ФМ-25 С с объемом камеры 25 м³.

Минутный дебит составит: $W_{\text{п}} = \frac{218,4}{60} = 3,64 \text{ м}^3/\text{мин.}$

Число камер составит: $n = \frac{3,64 \cdot 12}{25 \cdot 0,85} = 2 \text{ шт}$

Исходные данные для операции II перечистой флотации:

- объем пульпы в операции – 189,17 м³/ч;
- время флотации – 10 мин;
- типоразмер выбранных флотационных машин ФМ-16 С с объемом камеры 16 м³.

Минутный дебит составит: $W_{\text{п}} = \frac{189,17}{60} = 3,15 \text{ м}^3/\text{мин.}$

Число камер составит: $n = \frac{3,15 \cdot 10}{16 \cdot 0,85} = 2 \text{ шт}$

Исходные данные для операции III перечистой флотации:

- объем пульпы в операции – 25,8 м³/ч;
- время флотации – 8 мин;
- типоразмер выбранных флотационных машин ФМ-1.6 С с объемом камеры 1,6 м³.

Минутный дебит составит: $W_{\text{п}} = \frac{25,8}{60} = 0,43 \text{ м}^3/\text{мин.}$

Число камер составит: $n = \frac{0,43 \cdot 8}{1,6 \cdot 0,85} = 2 \text{ шт}$

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 Pв флотация	4	464,4	20	ФПМ-40С	40
Контрольная Pв флотация	4	412,2	24	ФПМ-40С	40
I Pв перерешетка	2	218,4	12	ФМ-25С	25
II Pв перерешетка	2	189,17	10	ФМ-16С	16
III Pв перерешетка	2	25,8	8	ФМ-1,6С	1,6

3.9.4 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.

Результаты расчета оборудования для обезвоживания приведены в таблице 7.

Таблица 7 – Расчетные данные оборудования для сгущения и фильтрации флотационных концентратов

Наименование	концентраты
	медный
Оборудование для сгущения	
Типоразмер	СЦ-18
Производительность по концентрату	8,5
Удельная производительность, т/(м ² ·ч)	0,033
Площадь, м ²	250
Количество, шт	1
Оборудование для фильтрования	
Типоразмер	ДОО-63
Производительность по концентрату	8,5
Удельная производительность, т/(м ² ·ч)	0,15
Площадь, м ²	63
Количество, шт	1

3.9.5 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):

$$V_{H_2O} = V_{П} \cdot (1 + T_{П}) \quad (19)$$

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

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

Исходные данные для расчета насоса перекачки слива классификатора в гидроциклоны:

- объем перекачиваемой пульпы 116,5 м³/ч,
- содержание твердого в пульпе 37,6 %.

Рассчитаем производительность насоса: $V_{H_2O} = 116,5 \cdot (1 + 0,376) = 160,3$ м³/ч.

Принимаем к установке насос типа ГРА-170/40 с производительностью 170 м³/ч.

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

- объем перекачиваемой пульпы 188,6 м³/ч;
- содержание твердого в пульпе 59 %.

Рассчитаем производительность насоса: $V_{H_2O}=188,6 \cdot (1+0,59) = 299,8$ м³/ч.

Принимаем к установке насос типа ПБА–300/30 с производительностью 300 м³/ч.

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

- объем перекачиваемой пульпы 379,9 м³/ч;
- содержание твердого в пульпе 52,5 %.

Рассчитаем производительность насоса: $V_{H_2O}=379,9 \cdot (1+0,525) = 579,3$ м³/ч.

Принимаем к установке насос типа ГРА–700/40 с производительностью 700 м³/ч.

Исходные данные для расчета насоса перекачки концентрата на контрольной флотации:

- объем перекачиваемой пульпы 67,4 м³/ч;
- содержание твердого в пульпе 30 %.

Рассчитаем производительность насоса: $V_{H_2O}=67,4 \cdot (1+0,3) = 87,62$ м³/ч.

Принимаем к установке насос типа ГРА–170/40 с производительностью 170 м³/ч.

В таблице 7 – приведены результаты расчетов насосного оборудования

Таблица 7 – Расчетные данные насосного оборудования для перекачки пульпы

Наименование процесса	Объем перекачиваемой пульпы, м ³ /ч	Типразмер	Производительность, м ³ /ч	Количество, шт
Перекачки слива классификатора в гидроциклоны	116,5	ГРА-170/40	170	1
Перекачка слива классификатора I стадии измельчения	188,6	ПБА-300/30	300	1
Перекачка слива классификатора II стадии измельчения	379,9	ГРА-700/40	700	1
Перекачки концентрата на контрольной флотации	67,4	ГРА-170/40	170	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%	ZnSO ₄ 5%	NaCN 1%	БКК 1%	C7, 1%
Измельчение 88 % - 0,074 мм	-	50	100	-	-	-
Основная Pb флотация	6	100	300	40	40	5
Контрольная Pb флотация	8	30	100	10	20	7
Доизмельчение до 20- 30 мкм	-	100	300	30	-	-
I перечистка Pb	5	-	-	-	-	-
II перечистка Pb	4	-	-	-	-	-
III перечистка Pb	3	-	-	-	-	-

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

Согласно полученным данным завершен проект обогатительной фабрики по переработке свинцовой руды месторождения Узынжал 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 3 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 – 49,33%;
- содержание свинца во флотационном концентрате – 56,76%;

СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННОЙ ЛИТЕРАТУРЫ

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

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

3 Абрамов А.А. Переработка, обогащение и комплексное использование твердых полезных ископаемых: Учебник для вузов. В 3 т. – М.: Издательство Московского государственного горного университета, 2004. – Т. II Технология обогащения полезных ископаемых. – 510 с.: ил. ISBN 5-7418-0242-7 (в пер.)

4 Егоров В.Л. Обогащение полезных ископаемых. Учебник для техникумов. М.: Недра, 1986, 421 с.

5 Макулбекова, А. С. Исследование Узынжальского рудного узла на выявление перспективных полиметаллических месторождений / А. С. Макулбекова. — Текст: непосредственный // Молодой ученый. — 2020. — № 10 (300). — С. 168-171.

Приложение Б – Схема цепи аппаратов

