

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

Жанатов Нурболат Дастанович

Проект дробильно-измельчительного отделения фабрики по переработке сульфидной руды
месторождения «Узынжал» с производительностью
1 000 000 тонн руды в год

ПОЯСНИТЕЛЬНАЯ ЗАПИСКА
к дипломному проекту

ОП 6B07203 – Металлургия 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, ассоцииров.
профессор

 М.Б. Барменшинова
«05» 06 2023 г.

ПОЯСНИТЕЛЬНАЯ ЗАПИСКА

к дипломному проекту

На тему: Проект дробильно-измельчительного отделения фабрики по переработке сульфидной руды месторождения «Узынжал» с производительностью 1 000 000 тонн руды в год

ОП 6В07203 – Металлургия и обогащение полезных ископаемых

Выполнил

Жанатов Н.Д

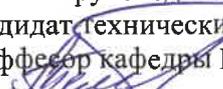
Рецензент

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

 Г.Ж. Абдыкирова
«2» 06 2023 г.

Научный руководитель

Кандидат технических наук, доцент, профессор кафедры МиОПИ

 Ш.А. Телков
«05» 06 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



Кафедрой МиОПИ

ассоц. проф.

М. Барменшинова

г.

ЗАДАНИЕ
на выполнение дипломного проекта

Обучающемуся Жанатову Нурболату Дастановичу

Тема: Проект дробильно-измельчительного 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 ___ 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	

Подпись

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 Канд. техн. наук, доцент, профессор кафедры МиОПИ	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

Н.Д. Жанатов

«24» мая 2023 г.

АНДАТПА

Дипломдық жобаны орындау объектісі Ұзынжал кен орны фабрикасының сульфидті кенді қайта өңдеу жөніндегі ұсақтау-ұнтақтау бөлімшесінің жобасы болып табылады.

Ұсақтау-ұнтақтау бөлімшесінің жобасында үшінші сатыда алдын ала экрандаумен үш сатылы ұсақтауды, тұндыру өнімдерінің жіктелуімен ұнтақтауды және оларды кондициялық қорғасын басын ала отырып, үстелге шоғырландыруды қамтитын технологиялық схема қабылданды.

Технологияның соңғы өнімі қорғасын концентраты болып табылады гравитациялық концентраттағы қорғасын мөлшері - 49,33% және флотацияға жіберілетін өнеркәсіптік өнімдер.

АННОТАЦИЯ

Объектом выполнения дипломного проекта является проект дробильно-измельчительного отделения фабрики Узунжальского месторождения по переработке сульфидной руды.

В проекте дробильно-измельчительного отделения была принята технологическая схема включающая в себя трехстадиальное дробление с предварительным грохочением в третьей стадии, измельчение с классификацией продуктов отсадки и концентрации их на столе с получением кондиционной свинцовой головки.

Конечным продуктом технологии является свинцовый концентрат с содержанием свинца в гравитационном концентрате – 49,33% и промпродукты направляемые на флотацию.

ANNOTATION

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

In the project of the crushing and grinding department, a technological scheme was adopted that includes three-stage crushing with preliminary screening in the third stage, grinding with the classification of deposition products and their concentration on the table to obtain a conditioned lead head.

The final product of the technology is a lead concentrate with a lead content of 49.33% in the gravity concentrate and industrial products sent for flotation.

СОДЕРЖАНИЕ

Введение	
1 Общая пояснительная записка	8
1.1 Краткая характеристика предприятия	10
1.2 Основные технологические и проектные решения	10
1.3 Состав обогатительной фабрики	10
1.4 Характеристика перерабатываемой руды	10
2 Генеральный план, транспорт и рекультивация	11
2.1 Генеральный план	11
2.1.1 Характеристика района и площадки строительства	11
2.2 Транспорт	11
2.2.1 Внутрифабричный и внешний	11
2.3 Рекультивация нарушенных земель	11
3 Технология производства	13
3.1 Сырьевая база, характеристика сырья	13
3.2 Режим работы цехов и расчёт их производительности	13
3.3 Краткий анализ работы действующей фабрики	13
3.4 Выбор и обоснование технологической схемы	14
3.5 Выбор и расчет схемы дробления	16
3.6 Выбор и расчет схемы измельчения и гравитационного обогащения	21
3.7 Расчет количественной схемы и баланса металлов	22
3.9 Расчет водно-шламовой схемы	23
3.10 Выбор основного оборудования	28
3.10.1 Оборудование для дробления	28
3.10.2 Оборудование для грохочения	29
3.10.3 Оборудование для измельчения	30
3.10.4 Оборудование для классификации	31
3.10.5 Оборудование для гравитационного обогащения методом отсадки	34
3.10.6 Оборудование для гравитационного обогащения методом концентрации на столе	34
Заключение	
Список литературы	
Приложение А – Спецификация к схеме цепи аппаратов	
Приложение Б – Схема цепи аппаратов	

ВВЕДЕНИЕ

Узынжалское полиметаллическое месторождение было обнаружено в 1954 году Агадырской геофизической экспедицией во время металлометрической съемки. Разведка месторождения продолжалась с 1957 по 1979 годы. Месторождение имеет значительные запасы свинца и расположено в благоприятном географическом районе рядом с транспортными и энергетическими магистралями. Например, железнодорожная станция Киик находится в 22 км от месторождения, а ЛЭП - 500 кВ Балхаш-Топар проходит в 90 км на востоке.

Район, где расположено месторождение, характеризуется мелкосопочником, где относительные превышения составляют 15-50 м. Рельеф этого района представлен чередованием мелких сопок с широкими речными долинами и межсопочными понижениями.

Климат района является резко континентальным, засушливым и характеризуется сильными ветрами со средней скоростью 5,2 м/с до штормового, а также небольшим количеством осадков (235-260 мм в год). Среднегодовая температура воздуха составляет $+2,5^{\circ}\text{C}$, максимальная температура достигает $+43^{\circ}\text{C}$ в июне, а минимальная -49°C в январе. Глубина промерзания почвы составляет до 1,5 м, а снеговой покров держится 110-130 дней со средней высотой 20-25 см.

Облачность в этом районе невысокая, а количество солнечных дней высокое. Испаряемость для открытых водных поверхностей составляет около 1300 мм в год, а среднемесячная испаряемость летом достигает 350-360 мм и падает зимой до 3,5 мм.

Речная сеть в этом районе слабо развита и состоит из пересыхающих рек и сезонных потоков, которые действуют только в период весеннего снеготаяния.

1 Общая пояснительная записка

1.1 Краткая характеристика предприятия

На месторождении было выделено четыре рудных участка: Центральный, Южный, Юго-Восточный и Северо-Западный. Большая часть руды сосредоточена на Центральном участке, где выделено пластообразное рудное тело мощностью до 90 м. Рудное тело прослежено на 2000 м по простиранию и на 200-500 м по падению, что указывает на большой размер месторождения.

Углы падения рудного тела на Центральном участке меняются от 10-20° до 40-45° в зависимости от напластований вмещающих пород. Содержание цинка в руде на Центральном участке составляет 1:3 по сравнению с содержанием свинца, а на Северо-Западном участке — от 1:1 до 1:2.

На месторождении выделяются зоны окисленных, смешанных и сульфидных руд, что также важно для понимания характеристик месторождения и возможных способов добычи.

По результатам разведочных работ на месторождении были выделены несколько типов руд: окисленные, смешанные и сульфидные. Окисленные руды занимают зону длиной 800 м и глубиной до 80 м от поверхности. Верхняя часть представлена выветрелыми, охристо-глинистыми и другими образованиями с содержанием церуссита, пироморфита, плюмбоярозита и корнита. Содержание окисленных соединений свинца в этих рудах составляет более 40% относительных. Смешанные руды имеют ограниченное распространение на протяжении 600 м и глубиной до 99 м от поверхности. Содержание окисленных соединений свинца в них составляет от 15 до 40%. В основном представлены руды церуссит-галенитового состава. Сульфидные руды галенит-сфалеритового состава в основном содержат менее 15% относительных окисленных соединений свинца. Однако, разной выработке каждого типа руд может быть использован для максимальной эффективности разработки месторождения. Например, на Центральном участке преобладает содержание свинца, а на Северо-Западном участке - содержание цинка.

В рассматриваемом месторождении наибольшее распространение имеют галенит, сфалерит и минералы группы пирита. На этапе разведочных работ геологами выделены несколько типов руд, различающихся соотношением основных минеральных компонентов: серно-колчеданные, серно-колчеданно-сфалеритовые, сфалерит-галенитовые и галенитовые. Хотя эти типы руд не являются четко обособленными участками и встречаются совместно. Содержание свинца преобладает над содержанием цинка в центральной части месторождения (3:1) и возрастает на северо-западном направлении до превышения над содержанием свинца.

Месторождение обладает уникальным и сложным характером, так как его состав усложняется наличием барита, содержание которого достигает до 60%. Зона окисленных руд представлена преимущественно силикатами, тогда как зона сульфидных руд характеризуется наличием карбонатов.

Существенное влияние на определение оптимальной технологии обогащения и выбор оптимальных параметров технологического процесса оказывают такие факторы, как разная степень окисленности руд, разное соотношение по содержанию свинца и цинка, разное разубоживание рудного материала баритом, разный состав вмещающих пород и другие. Большое разнообразие в вещественном составе окисленных руд, которые делятся на 4 типа от небогатых до удовлетворительно обогатимых руд в зависимости от соотношения содержания сульфидизирующихся окисленных минералов свинца и несульфидизирующихся окисленных минералов, таких как пироморфит, плюмбоярозит, железо-марганцевые соединения и другие остаточные формы, также является характеристикой этого месторождения.

Это подчеркивает значимость учета всех минеральных компонентов, которые сильно отличаются от других известных свинцово-цинковых руд, чтобы оптимизировать процесс обогащения и достичь наилучших результатов.

В месторождении Узынжала можно найти ценные свинцово-медно-серебряные сульфосоли, такие как блеклая руда, бурнонит, буланжерит, прустит и геокронит. Эти минералы очень редки в месторождениях полиметаллических руд, и геокронит до сих пор не был найден ни на одном месторождении в Казахстане. Кроме того, дисульфиды железа, представленные мельниковитой, мельниковит-пиритом и пиритом, также играют значительную роль в составе руды. Всего в месторождении Узынжала обнаружено 47 минералов, включая ряд гипогенных, которые обнаружены там впервые. Мелкозернистый характер руд позволяет найти размеры выделений минералов от сотых долей миллиметра до десятых долей миллиметра.

Галенит является не только одним из наиболее распространенных минералов в составе руд, но и одним из самых важных с точки зрения промышленности. Это связано с его способностью выделяться в виде тонких прожилок, гнезд и вкраплений во вмещающих породах и жильных минералах. Помимо этого, барит и серебро также играют определенную роль в составе руды, придавая ей дополнительную промышленную ценность.

Месторождение Узынжал имеет три разновидности сфалерита, каждая из которых уникальна своими особенностями:

1. Сфалерит бледно-медового цвета, который встречается преимущественно в центральной части месторождения и может иметь зеленовато-желтоватый или почти бесцветный оттенок.
2. Сфалерит коричневого или телесно-красного цвета, который обнаруживается практически исключительно в северо-западной части месторождения.
3. Темный полупрозрачный грязно-зеленый сфалерит, который может сопутствовать сфалериту первого типа.

Сфалерит, как и галенит, присутствует вместе со всеми рудообразующими минералами, однако наиболее часто связан с пиритом и галенитом.

1.2 Основные проектные решения

Ежегодно на месторождении добывается 1 000 000 тонн руды, основным методом обогащения которой является комбинированный гравитационно-флотационный. Для подготовки руды к обогащению применяются следующие процессы: трехступенчатое дробление с предварительным грохочением на третьей стадии, трехступенчатое измельчение и классификация в гидроциклонах. Вспомогательные процессы включают обезвоживание свинцового концентрата путем сгущения и фильтрования.

1.3 Состав обогатительной фабрики

Состав обогатительной фабрики включает в себя несколько основных частей: главный корпус, корпус дробления, цехи измельчения, гравитации и флотации, цех сгущения, цех фильтрации, а также корпуса подготовки реагентов и вспомогательная служба.

1.4 Характеристика перерабатываемой руды

Месторождение Узынжал характеризуется рудами мелкой зернистости с основными залежами минералов, размеры которых составляют сотые и десятые доли миллиметра. Галенит, который выделяется из руд, имеет размеры от сотых до тысячных долей миллиметра, и сильно связан с другими минералами первичных руд, такими как сфалерит, блеклая руда, геокронит, а также с нерудными минералами, такими как барит, кальцит и серрит.

Галенит в рудах Узынжала способен разъедать кварцевые агрегаты и зерна, причем связь между галенитом и кальцитом является особенно тесной. Некоторые кальцит-галенитовые жилы пересекают сфалеритовые агрегаты. Галенит является поздним продуктом рудного процесса и самым поздним из рудных минералов по дате образования.

Анализ проб галенита показал наличие серебра, сурьмы и кадмия во всех образцах. Концентрация серебра в пробах галенита колеблется от 0,005% до 0,5%, со средним содержанием между 0,07% и 0,14%. Эти результаты были получены с помощью спектрального и химического анализа.

2 Генеральный план, транспорт и рекультивация нарушенных земель

2.1 Генеральный план

2.1.1 Характеристика района и площадки строительства

Месторождение Узынжал входит в состав тектонической формации Акбастау, которая является одной из самых больших структур в Центральном Казахстане. Эта формация связана с Акжал-Аксоранской тектонической формацией на востоке.

Рудное тело было обнаружено на Центральном участке и простирается на 2000 м. Толщина месторождения достигает 90 метров, а уклон рудного тела составляет от 200 до 500 метров. Угол наклона месторождения варьируется от 10 до 45 градусов в зависимости от стратиграфии вмещающих пород.

В основном, соотношение цинка и свинца составляет 1:3 на Центральном участке и 1:1-1:2 на Северо-Западном участке.

2.2 Транспорт

2.2.1 Внутрифабричный и внешний

Для начала добычи руды применяется грузовой транспорт. После транспортировки руда проходит процесс дробления на конвейере и затем попадает в бункер. Питатель выгружает дробленую руду в дробилку среднего или тонкого помола. После помола, руда собирается общим конвейером и направляется в главный корпус, где она хранится в бункере.

Для транспортировки руды от места добычи до обогатительной фабрики используется все необходимое транспортное оборудование, включая погрузочно-разгрузочные механизмы и транспортеры. После этого руда проходит обогатительный процесс.

2.3 Рекультивация нарушенных земель

Для восстановления нарушенных земель месторождения Узынжал применяются различные меры по экологической рекультивации. Одна из таких мер - организация закрытого цикла использования воды, которая позволяет повторно использовать воду, используемую в процессе добычи ресурсов. Также проводится утилизация и обезвреживание отходов, вывод жидких мусоров и обезвоживание шламов. Для восстановления растительности на территории месторождения реализуются программы по посеву растительности, озеленению площадей и созданию травостоев.

Технология производства также играет важную роль в рекультивации нарушенных земель. Для уменьшения негативного воздействия на окружающую среду компании применяют экологически чистые технологии и оборудование, которое позволяет снизить выбросы вредных веществ в атмосферу.

Кроме того, компании, добывающие ресурсы на месторождении Узунжал, должны нести ответственность за ущерб, причиненный окружающей среде, и принимать меры по мониторингу экологической ситуации в зоне действия месторождения. Это позволяет своевременно выявлять и устранять нарушения экологических норм и предотвращать возможные экологические катастрофы.

3 Технология производства

3.1 Сырьевая база, характеристика сырья

В месторождении Узынжал обнаружены дисульфиды железа, имеющие разную кристалличность: мельниковит, мельниковит-пирит и пирит.

Всего в составе месторождения обнаружено 47 минералов, большинство из которых впервые были обнаружены именно на этом месторождении. Из-за высокого содержания меди, кадмия и железа в сфалеритах месторождения, постоянно наблюдается примесь меди (кадмия), марганца, сурьмы, серебра и ртути, а иногда обнаруживаются мышьяк и галлий.

3.2 Режим работы цехов и расчёт их производительности

На производстве проектной фабрики ежегодно добывается 1 миллион тонн руды. Для обеспечения высокой производительности на дробильном цехе, который работает круглосуточно, применяются три смены по 8 часов.

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

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.
 $K_{вдр} = 0,7125$;

Часовая производительность цехов дробления составит:

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

3.3 Краткий анализ работы действующей фабрики

Руда, используемая на фабрике, тщательно отбирается и проверяется на качество, прежде чем быть доставленной на место. После этого, она транспортируется на грузовике и тщательно взвешивается на автомобильных весах, чтобы гарантировать точность количества. Затем руда складывается на специальной площадке перед приемным бункером.

Для того, чтобы подготовить руду к измельчению, ее необходимо сначала раздробить на мелкие части на трех стадиях дробления, после чего производится классификация на грохоте. Это позволяет получить определенный класс крупности руды, который затем направляется в приемный бункер в секции измельчения.

Руда измельчается в трехстадиальном процессе, где выход мельницы подвергается дополнительной классификации с использованием спиральных классификаторов и гидроциклонов. Затем измельченная руда подается на отсадочные машины концентрат направляется на измельчение перед концентрацией на столе.

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;

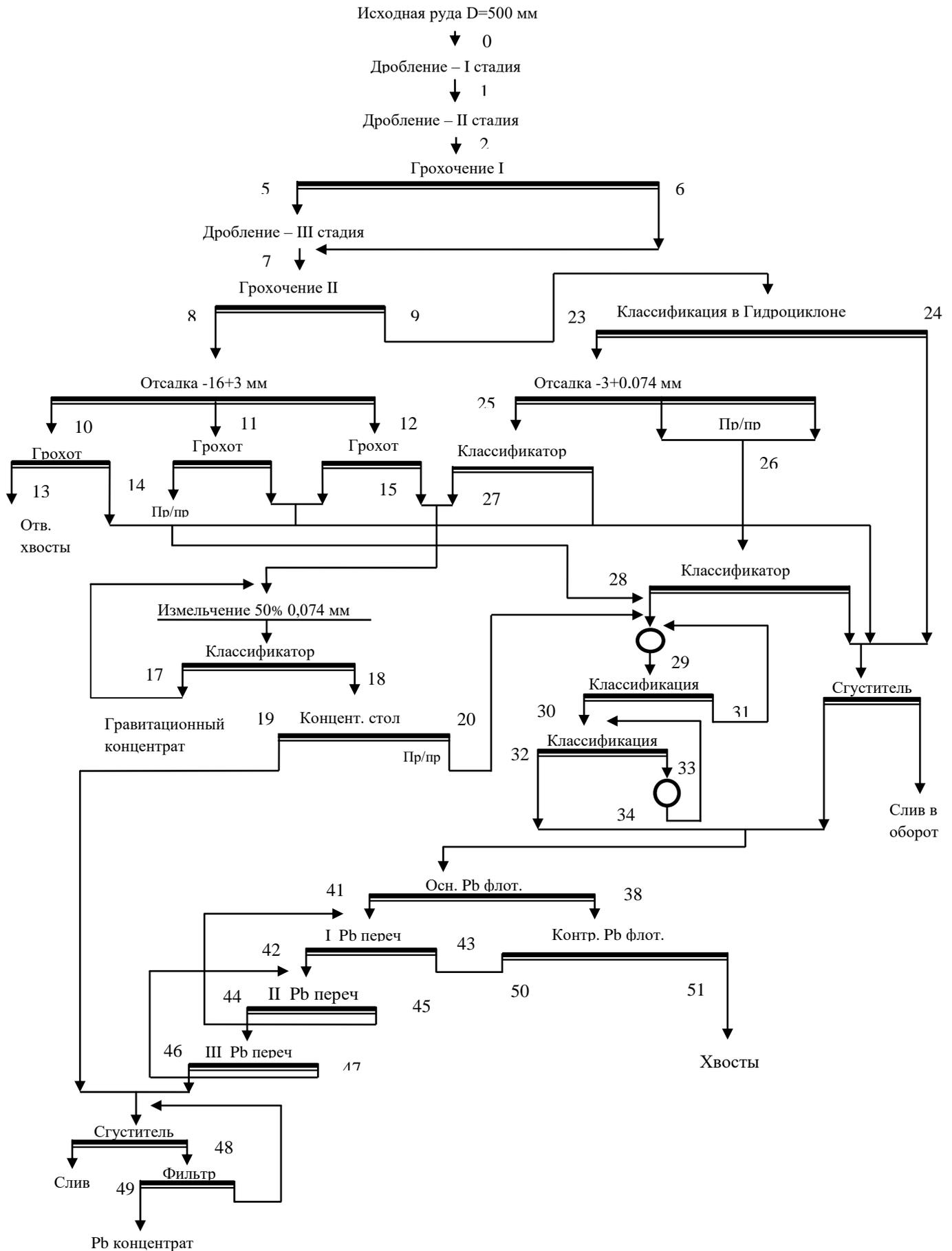


Рисунок 1 – Гравитационно-флотационная схема обогащения руды месторождения «Узынжал»

3.5 Выбор и расчет схемы дробления

Схема включает в себя две стадии дробления в открытом цикле и третью стадию дробления с предварительным грохочением.

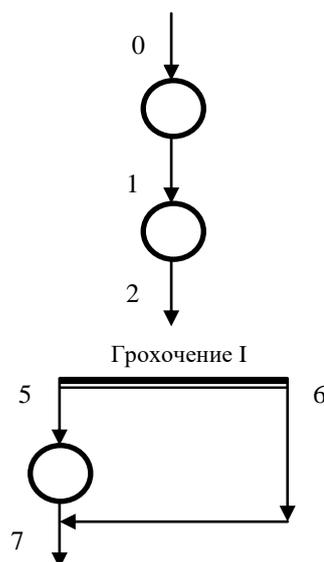


Рисунок 2 – Трехстадиальная схема дробления

Расчет схемы дробления осуществляется с целью определения выхода (%) и массы продуктов (т/ч) во всех операциях и продуктах технологической схемы. Эти показатели необходимы для выбора и расчета оборудования для дробления, грохочения, конвейеров.

Исходные данные для расчета выбранной схемы дробления:

- производительность фабрики, 1000000 тонн руды в год;
- производительность отделения дробления, 160 т/ч;
- крупность максимальных кусков в исходной руде (D_{max}) = 500 мм;
- номинальная крупность дробленой руды (d_n) = 16 мм;
- гранулометрическая характеристика исходной руды принята в виде прямой линии, рисунок 3;
- эффективность грохочения во второй и третьей стадии дробления, $E_2 = E_3 = 85\%$;
- крепость руды по Протоdjаконову, $f=14$;
- влажность руды $W = 7\%$;
- плотность руды, $\delta = 3,2 \text{ т/м}^3$;
- насыпная плотность руды, $\delta_n = 1,7 \text{ т/м}^3$.

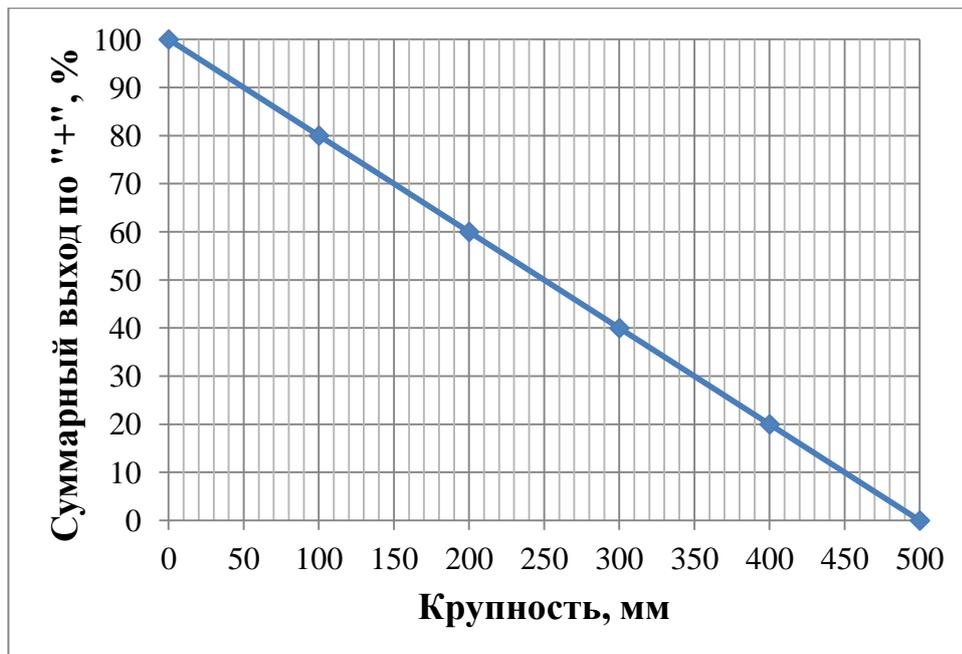


Рисунок 3 – Ситовая характеристика 0-го продукта (исходной руды)

Определим общую степень дробления по формуле (2):

$$S_{\text{общ}} = \frac{D_{\text{max}}}{d_{\text{н}}} = \frac{500}{16} = 31,25 \quad (2)$$

Определим степень дробления во второй стадии по формуле (3):

$$S_{II} = \sqrt[3]{S_{\text{общ}}} = \sqrt[3]{31,25} = 3,15 \quad (3)$$

Степень дробления в первой стадии составит 2,5, в третьей стадии составит 3,96.

$$S_I = \frac{D_{\text{max}}}{d_I} = 2,5$$

$$S_{III} = \frac{S_{\text{общ}}}{S_I + S_{II}} = \frac{31,25}{2,5 + 3,15} = 3,96$$

Крупность дробленых продуктов по стадиям дробления составит:

в первой стадии – $d_I = D_{\text{max}} / S_I = 500 / 2,5 = 200$ мм;
 во второй стадии – $d_{II} = d_I / S_{II} = 200 / 3,15 = 63,5$ мм;
 в третьей стадии – $d_{III} = d_{II} / S_{III} = 63,5 / 3,96 = 12$ мм.

Рассчитаем величины разгрузочных отверстий для дробилок первой и второй стадии дробления по формуле (4):

$$i_p = \frac{d}{z} \quad (4)$$

где i_p – расчётная величина разгрузочного отверстия дробилки, мм;
 d – крупность дробленого продукта, мм;
 Z – относительная максимальная крупность равная отношению размера ячейки номинального сита к величине разгрузочного отверстия дробилки

Для первой стадии $Z_I = 1.5$, для второй стадии для $d_I=200$ мм выбираем дробилку КСД 1750 Гр, для $d_{II} = 63,5$ мм величина Z составит $Z_{II} = 1,7$. Величины разгрузочных отверстий составят: $i_I = \frac{200}{1.5} = 133,3$ мм для первой стадии и $i_{II} = \frac{65}{1.7} = 38$ мм для второй стадии дробления.

Типовые и расчетные характеристики крупности для продуктов дробления по стадиям, приведены в таблицах 1-4.

Таблица 1 – Типовая характеристика крупности 3-го продукта крупного дробления, $d_n=200$ мм, $i_p=133$ мм

Определяемый класс, в долях i_p	Крупность класса, мм	Выход класса по «+», %	Выход класса по «-», %
$0,2 * i_p$	27	83	17
$0,4 * i_p$	53	65	35
$0,8 * i_p$	106	38	62
$1,2 * i_p$	160	21	79
$Z_1 * i_p$	200	15	85

Таблица 2 - Расчетная характеристика крупности продукта 4

Крупность класса, мм	Расчетный выход класса по «-», %	Выход класса по «+», %
27	$\beta_4^{-27} = \beta_0^{-27} + b_0^{+133} * \beta_3^{-27} = 16,5$	83,5
53	$\beta_4^{-53} = \beta_0^{-53} + b_0^{+133} * \beta_3^{-53} = 37,5$	62,5
106	$\beta_4^{-106} = \beta_0^{-106} + b_0^{+133} * \beta_3^{-106} = 65,2$	34,8
160	$\beta_4^{-160} = \beta_0^{-160} + b_0^{+160} * \beta_3^{-160} = 83$	17
200	$\beta_4^{-200} = \beta_0^{-200} + b_0^{+200} * \beta_3^{-200} = 89,6$	10,4

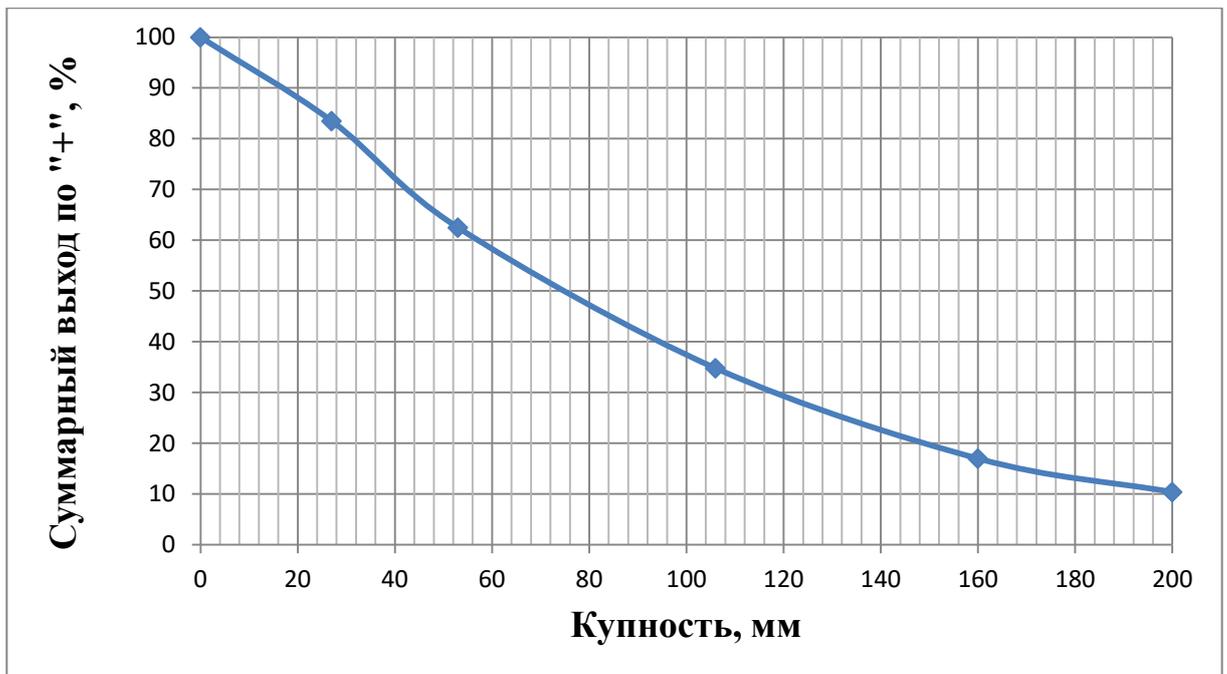


Рисунок 4 – Ситовая характеристика 4-го продукта (крупного дробления)

Масса продукта 5 будет

$$Q_5 = Q_4 \cdot \beta_4^{-a} \cdot E_I^{-a} = 160 \cdot 0,22 \cdot 0,85 = 28,16 \text{ т/ч},$$

а масса продукта 7

$$Q_6 = Q_4 - Q_5 = 160 - 28,16 = 131,84 \text{ т/ч или}$$

Таблица 3 – Типовая характеристика крупности 7-го продукта среднего дробления, $d_H=63,5$ мм

Определяемый класс, в долях d_H	Крупность класса, мм	Выход класса по «+», %	Выход класса по «-»
$0,2 \cdot d_H$	12,7	82	18
$0,4 \cdot d_H$	25,4	58	42
$0,6 \cdot d_H$	38,1	32	68
$0,8 \cdot d_H$	50,8	15	85
$1,0 \cdot d_H$	63,5	5	95

Таблица 4 - Расчетная характеристика крупности продукта 8

Крупность класса, мм	Расчетный выход класса по «-», %	Выход класса по «+», %
12,7	$\beta_8^{-12,7} = \beta_4^{-12,7} + b_4^{+38} \cdot \beta_7^{-12,7} = 26$	74
25,4	$\beta_8^{-25,4} = \beta_4^{-25,4} + b_4^{+38} \cdot \beta_7^{-25,4} = 53$	47
38,1	$\beta_8^{-38,1} = \beta_4^{-38,1} + b_4^{+38} \cdot \beta_7^{-38,1} = 69$	31

Продолжение таблицы 4

Крупность класса, мм	Расчетный выход класса по «-», %	Выход класса по «+», %
50,8	$\beta_8^{-50,8} = \beta_4^{-50,8} + b_4^{+50,8} \cdot \beta_7^{-50,8} = 78$	22
63,5	$\beta_8^{-63,5} = \beta_4^{-63,5} + b_4^{+63,5} \cdot \beta_7^{-63,5} = 86$	14

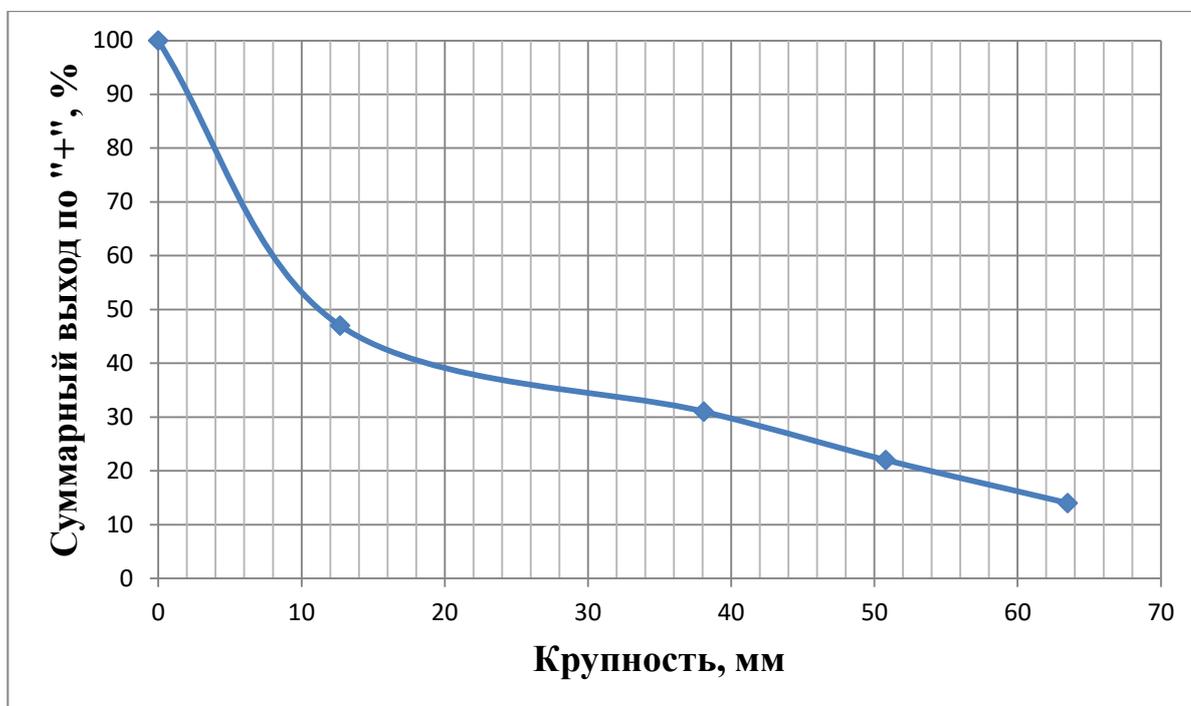


Рисунок 5 – Ситовая характеристика 8-го продукта (среднего дробления)

Определим размеры отверстий сита грохотов в каждой стадии: предварительное грохочение перед третьей стадией дробления $d_{III}=16=a_{III}=16$ мм.

Масса продукта 9 будет

$$Q_9 = Q_8 \cdot \beta_8^{-a} \cdot E_{II}^{-a} = 160 \cdot 0,43 \cdot 0,92 = 63,29 \text{ т/ч},$$

а масса продукта 10

$$Q_{10} = Q_8 - Q_9 = 160 - 63,29 = 96,71 \text{ т/ч}.$$

Таблица 5 – Результаты расчета схемы дробления

Показатели	Стадии дробления		
	I	II	III
Крупность максимальных кусков в питании, мм	500	200	63,5
Ширина разгрузочной щели дробилки, мм	133,3	38	16
Требуемая производительность, т/ч	226	383,7	153

3.6 Выбор и расчет схемы измельчения и гравитационного обогащения

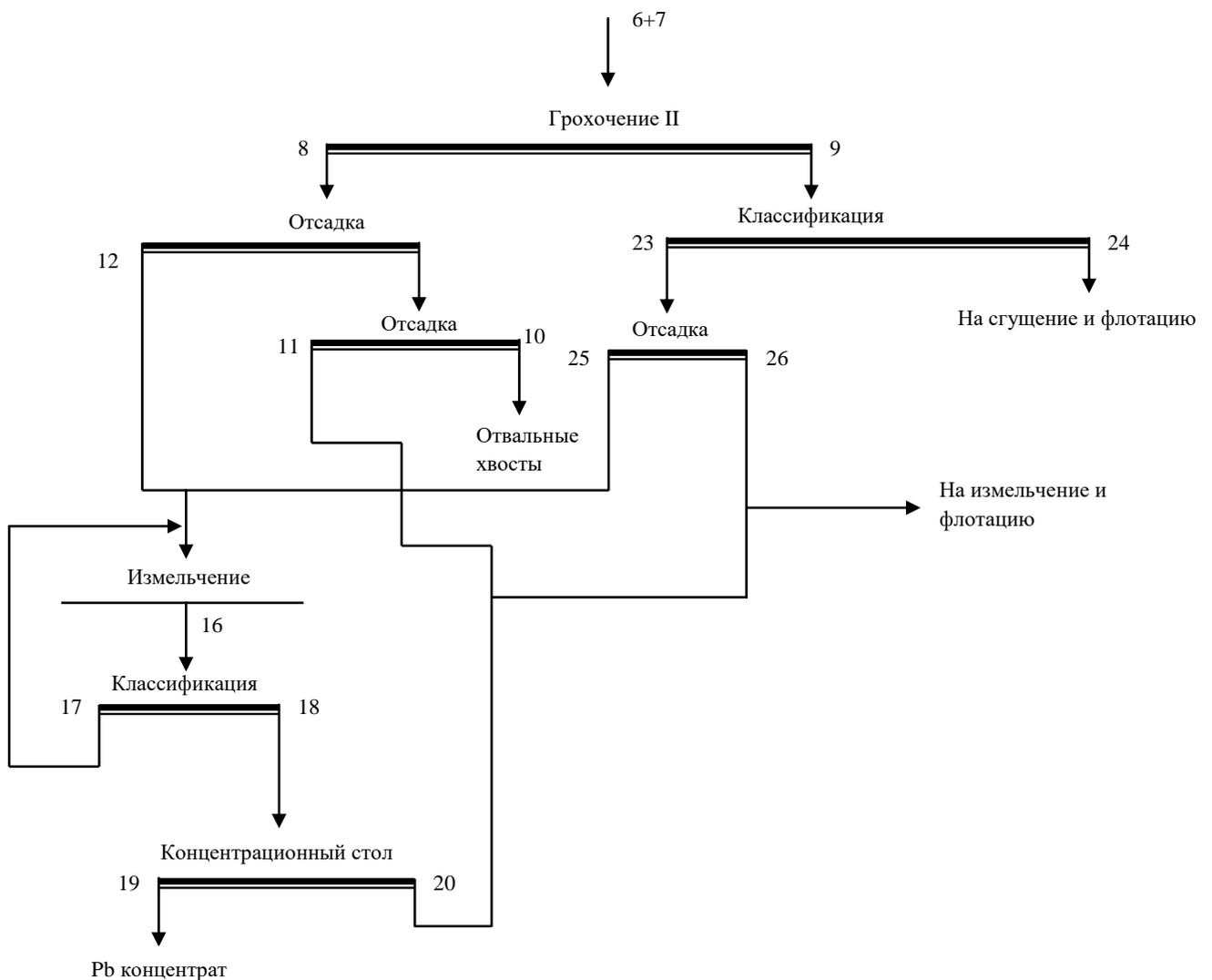


Рисунок 6 – Схема измельчения и гравитационного обогащения

Таблица 6 – Баланс металла гравитационного обогащения

Наименование	Выход, %	Содержание Рb, г/т	Извлечение Рb, %
Гравитационный концентрат	1,83	49,33	26,94
Отвальные хвосты отсадки	22,49	0,55	3,69
Общий пр/пр на флотацию	75,68	3,07	69,35
Руда	100	3,35	100

$$\gamma_9 = \gamma_{23} + \gamma_{24}$$

$$\gamma_9 \beta_9 = \gamma_{23} \beta_{23} + \gamma_{24} \beta_{24}$$

$$\gamma_{24} = \frac{\gamma - \theta}{\beta - \theta} * \gamma = \frac{35 - 2}{2 - 99} * 39,5 = 13,4 \%$$

$$\gamma_{23} = 39,5 - 13,4 = 26,1 \%$$

Результаты расчета сведены в таблицу 6.

Таблица 7 – Показатели продуктов измельчения и гравитации

№ продукта	Выход, %	Количество, т/ч
γ_0	100,00	160
γ_8	60,5	96,8
γ_9	39,5	60,2
γ_{10}	22,49	36
γ_{11}	26,21	41,9
γ_{12}	11,8	18,9
γ_{18}	17,13	27,4
γ_{19}	1,83	3
γ_{20}	15,3	24,5
γ_{23}	26,1	41,7
γ_{24}	13,4	21,44
γ_{25}	5,33	8,5
γ_{26}	20,77	33,2

Таблица 8 – 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 П-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 8

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 8

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 8

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

Таблица 9 – 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	Обезвоженный пр/пр отсадки -16+3 мм	4,65
		Обезвоженные хвосты отсадки -3+0,074 мм	5,8
		Хвосты стола	79,4
		Слив -0,074+0,0 мм	86,3
		Обезвоженные хвосты отсадки -16+3 мм	4
Итого	701,4	Итого	701,4

Общий удельный расход воды на технологические нужды составил $701,4/160=4,38\text{м}^3/\text{т}$.

3.10 Выбор основного оборудования

3.10.1 Оборудование для дробления

Дробление исходной руды производится в три стадии. Первая стадия в дробилке ЩДП 9x12, вторая стадия с предварительным грохочением в конусной дробилке среднего дробления КСД 1750 Гр, третья стадия с предварительным грохочением в конусной дробилке мелкого дробления КМД 1750.

Производительность щековой дробилки определяется по формуле (5):

$$Q_p = K_f \cdot K_k \cdot K_w \cdot \left[q_{min} + \frac{q_{max} - q_{min}}{i_{max} - i_{min}} \cdot (i_p - i_{min}) \right] \cdot \delta_n, \text{ т/ч} \quad (5)$$

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

K_k – поправочный коэффициент, равный отношению номинальной крупности питания к ширине загрузочного отверстия B , равен 1,08;

K_w – поправочный коэффициент, при $W = 7\%$, равен 0,9.

Тогда производительность по руде составит:

$$Q_p = 1 \cdot 1,08 \cdot 0,9 \cdot \left[130 + \frac{230 - 130}{165 - 95} \cdot (133,3 - 95) \right] \cdot 1,7 = 226 \text{ т/ч}$$

Коэффициент загрузки составит:

$$K_z = \frac{Q_{одр}}{Q_p} = \frac{160}{226} = 0,7$$

Производительность конусной дробилки среднего дробления определяется по формуле (6):

$$Q_p = K_f \cdot K_k \cdot \left[q_{min} + \frac{q_{max} - q_{min}}{i_{max} - i_{min}} \cdot (i_p - i_{min}) \right] \cdot \delta_n, \text{ т/ч} \quad (6)$$

и составит:

$$Q_p = 1 \cdot 1 \cdot \left[170 + \frac{320 - 170}{60 - 25} \cdot (38 - 25) \right] \cdot 1,7 = 383,7 \text{ т/ч}$$

$$\text{Количество дробилок: } N = \frac{Q_6}{Q_p} = \frac{131,84}{383,7} = 1 \text{ шт}$$

Коэффициент загрузки составит:

$$K_z = \frac{Q_{\text{бдр}}}{Q_p \cdot N} = \frac{131,84}{383,7 \cdot 1} = 0,43$$

Производительность конусной дробилки мелкого дробления КИД определяется по формуле (7):

$$Q_p = K_f \cdot Q_{\text{п}} \cdot \delta_{\text{н}}, \text{ т/ч} \quad (7)$$

и составит:

$$Q_p = 1 \cdot 90 \cdot 1,7 = 153 \text{ т/ч}$$

Коэффициент загрузки составит:

$$K_z = \frac{Q_{10\text{др}}}{Q_p} = \frac{131,84}{153} = 0,86$$

В таблице 10 приведены сводные результаты расчета дробилок.

Таблица 10 – Результаты расчета дробилок

Наименование	Стадии дробления		
	I	II	III
Типоразмер дробилки	ЩДП 9×12	КСД – 1750 Гр	КИД-1750
Загрузка дробилки, т/ч	160	131,84	131,84
Степень дробления	2,5	3,15	3,96
Ширина разгрузочного отверстия, мм	133,3	38	16
Размер отверстия ячейки грохота, мм	-	60	12
Расчетная производительность дробилки, т/ч	226	383,7	153
Количество дробилок, шт	1	1	1
Коэффициент загрузки	0,70	0,43	0,86

3.10.2 Оборудование для грохочения

Необходимая площадь грохочения рассчитывается по формуле (8):

$$F_p = \frac{Q_p}{q_0 \cdot \delta_{\text{н}} \cdot K \cdot L \cdot M \cdot N \cdot O \cdot P}, \text{ т/ч} \quad (8)$$

где q_0 – удельная производительность грохота, $\text{м}^3/(\text{м}^2 \cdot \text{ч})$;
 $\delta_{\text{н}}$ – насыпная плотность т/м^3 ;

К, L, M, N, O, P – поправочные коэффициенты при расчете производительности грохотов.

Поправочные коэффициенты для грохота в стадии мелкого дробления равны: $q_0 = 48,5$, $\delta_n = 1,7$, $K = 0,52$, $L = 1,43$, $M = 1,15$, $N, O, P = 1$.

Поправочные коэффициенты для подготовительного грохочения равны: $q_0 = 24,5$, $\delta_n = 1,7$, $K = 0,6$, $L = 1,43$, $M = 1,15$, $N, O, P = 1$.

Площадь грохочения для грохота в стадии мелкое дробления составит:

$$F_p = \frac{160}{48,5 \cdot 1,7 \cdot 0,52 \cdot 1,43 \cdot 1,15 \cdot 1} = 2,26 \text{ м}^2$$

К установке принимается грохот ГИТ-32 с просеивающей поверхностью $3,12 \text{ м}^2$.

Площадь подготовительного грохочения :

$$F_p = \frac{160}{24,5 \cdot 1,7 \cdot 0,6 \cdot 1,43 \cdot 1,15 \cdot 1} = 3,9 \text{ м}^2$$

К установке принимается грохот ГИТ-41 с просеивающей поверхностью $4,50 \text{ м}^2$.

Обезвоживание продуктов отсадки класса -16+3 осуществляется на грохоте ГИТ-31 в количестве 3 шт.

3.10.3 Оборудование для измельчения

Расчет производительности мельницы:

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

Удельная производительность составит:

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

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

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

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.

3.10.4 Оборудование для классификации

Производительность спиральных классификаторов по сливу и по пескам определяется по формулам (14) и (15):

$$Q_c = 4,56 \cdot m \cdot k_\beta \cdot k_\delta \cdot k_c \cdot k_\alpha \cdot D^{1,765}, \quad (14)$$

$$Q_{\Pi} = 5,45 \cdot m \cdot m \cdot k_\delta \cdot k_\alpha \cdot D^3, \quad (15)$$

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 поверочной классификации:

- производительность измельчительного предела – 27,4 т/ч;
- крупность слива составляет $\beta_{\text{сл}}^{-74} = 50$ %;
- содержание твердого в сливе – 33 %.

Поправочные коэффициенты и производительность классификатора составит: $m = 1$, $k_\beta = 1,75$, $k_\delta = 1,18$, $k_c = 1,66$, $k_\alpha = 1$.

$$\text{Определим } D^{1,765} = \frac{Q_c}{4,56 \cdot m \cdot k_\beta \cdot k_\delta \cdot k_c \cdot k_\alpha},$$

$$D^{1,765} = \frac{27,4}{4,56 \cdot 1 \cdot 1,75 \cdot 1,18 \cdot 1,66 \cdot 1} = 1,75.$$

Цифре 1,75 соответствует $D=1,5$.

$$Q_c = 4,56 \cdot 1 \cdot 1,18 \cdot 1,75 \cdot 1,66 \cdot 1 \cdot 1,5^{1,765} = 31,26 \text{ т/ч};$$

$$Q_{\Pi} = 5,45 \cdot 1 \cdot 3,6 \cdot 1,18 \cdot 1 \cdot 1,5^3 = 78,13 \text{ т/ч},$$

Двухспиральный классификатор 1КСН-15 с заданной производительностью по сливу и по пескам справляется.

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

- объем пульпы в гидроциклонирование – 116,5 м³/ч;
- содержание твердого в питании гидроциклона – 57,6 %;
- содержание класса –0.074 мм в сливе – 59 %.

Рассчитаем остаток на сите класса более 74 мкм, номинальную крупность слива, граничную крупность разделения по формулам (16, 17, 18)

$$R_{+74} = 100 - \beta_c^{-74}, \% \quad (16)$$

$$d_H = \frac{96,274}{2 - \lg R_{+74}}, \text{ мкм}, \quad (17)$$

$$d_r = \frac{d_H}{1,75}, \text{ мкм}. \quad (18)$$

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

и составит: $R_{+74} = 100 - 59 = 41 \%$, $d_H = \frac{96,274}{2 - \lg 41} = 248$ мкм, $d_r = \frac{248}{1,75} = 142$ мкм.

Такая граничная крупность обеспечивается гидроциклоном с $D = 500$ мм.

Рассчитаем объемную производительность гидроциклона и выполним проверку граничной крупности и удельной нагрузки по пескам по формулам (19, 20, 21):

$$V = 3 \cdot K_\alpha \cdot K_d \cdot d_H \cdot d_c \cdot P_0^{0.5}, \text{ м}^3/\text{ч}, \quad (19)$$

$$d_r = 1.5 \cdot \sqrt{\frac{D \cdot d_c \cdot T_H}{\Delta \cdot k_D \cdot P_0^{0.5} \cdot (\delta_T - 1)}}, \text{ мкм}, \quad (20)$$

$$q = \frac{Q_H \cdot 4}{N \cdot \pi \cdot \Delta^2}, \text{ т/см}^2 \cdot \text{ч}, \text{ должна находиться в пределах } 0,5\text{-}2,5 \text{ т/ч}. \quad (21)$$

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_H – 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/м³;
 q – удельная нагрузка по пескам, т/(см²·ч);
 Q_{Π} – песковая нагрузка по твердому, т/ч;
 N – количество рабочих гидроциклонов на одну секцию, шт.

Рассчитываем :

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

$$d_{\Gamma} = 1,5 \cdot \sqrt{\frac{50 \cdot 16 \cdot 37,6}{7 \cdot 0,1^{0,5} \cdot (3,2-1)}} = 118 \text{ мкм, что меньше } 142 \text{ мкм.}$$

$q = \frac{60,2 \cdot 4}{3,14 \cdot 7^2} = 1,56 \text{ т/см}^2 \cdot \text{ч}$, что находится в допустимом пределе,
 устанавливается гидроциклон ГЦ-500.

Исходные данные для расчета классификации:

- производительность измельчительного предела – 47,7 т/ч;
- крупность слива составляет $\beta_{\text{сл}}^{-74} = 23,5$ %;
- содержание твердого в сливе – 75 %.

Поправочные коэффициенты и производительность классификатора составит: $m = 1$, $k_{\beta} = 1,75$, $k_{\delta} = 1,18$, $k_c = 1,66$, $k_{\alpha} = 1$.

$$\text{Определим } D^{1,765} = \frac{Q_c}{4,56 \cdot m \cdot k_{\beta} \cdot k_{\delta} \cdot k_c \cdot k_{\alpha}},$$

$$D^{1,765} = \frac{47,7}{4,56 \cdot 1 \cdot 1,75 \cdot 1,18 \cdot 1,66 \cdot 1} = 3,05.$$

Цифре 1,75 соответствует $D=2$.

$$Q_c = 4,56 \cdot 1 \cdot 1,18 \cdot 3,05 \cdot 1,66 \cdot 1 \cdot 2^{1,765} = 92,5 \text{ т/ч};$$

$$Q_{\Pi} = 5,45 \cdot 1 \cdot 3,6 \cdot 1,18 \cdot 2^3 = 185,2 \text{ т/ч};$$

Рекомендуется спиральный классификатор с погруженной спиралью 1КСП20x130 в количестве 2 шт.

3.10.5 Оборудование для гравитационного обогащения методом отсадки

Необходимая площадь отсадочного решета рассчитывается по формуле:

$$S = \frac{Q}{q_0}, \text{ м}^2$$

где: S - площадь отсадочного решета, м^2 ;

Q – нагрузка на машину, т/ч;

q_0 – удельная производительность отсадочной машины, $\text{т}/\text{м}^2 \cdot \text{ч}$

и составит для класса -16+3:

$$S = \frac{96,8}{9} = 10,7 \text{ м}^2.$$

Для класса -3+0,074:

$$S = \frac{41,7}{7} = 5,95 \text{ м}^2$$

Для класса -16+3 рекомендуется отсадочная машина SK-24 с площадью отсадки 6 м^2 в количестве 2 шт.

Для отсадки класса -3+0.074 рекомендуется отсадочная машина SK-24 с площадью отсадки 6 м^2 в количестве 1 шт.

3.10.6 Оборудование для гравитационного обогащения методом концентрации на столе

Производительность Q (т/ч) концентрационного стола любого размера при обогащении руд рассчитывают по эмпирической формуле предлагаемой И.Н. Исаевым:

$$Q = 10^{-4} \cdot \rho_p \cdot m \cdot \left(F \cdot d_{\text{ср}} \frac{\rho_T - 1000}{\rho_L - 1000} \right)^{0,6} \frac{\text{т}}{\text{ч}}$$

где ρ_p , ρ_T , ρ_L – плотность соответственно руды, тяжелых и легких минералов, кг/м³;

m – число дек;

F – площадь одной деки, м²;

$d_{\text{ср}}$ – средний диаметр зерен в обогащаемом классе, мм.

Исходные данные для расчета: $\rho_p = 3200$; $\rho_T = 4500$; $\rho_L = 2700$; $m = 4$;

$F = 7,5$; $d_{\text{ср}} = 0,32$

$$Q = 10^{-4} \cdot 3200 \cdot 4 \cdot \left(7,5 \cdot 0,32 \cdot \frac{4500 - 1000}{2700 - 1000} \right)^{0,6} = 3,33 \text{ т/ч}$$

Количество концентрационных столов составит: $27,4/3,33 = 9$ шт.

К установке принимаем девять четырехдечных концентрационных столов типа СКО-30 с общей площадью дек 150 м².

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

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

Выполнены расчеты:

- трехстадиальное дробление с предварительным грохочением в третьей стадии дробления до номинальной крупности 16 мм;
- две стадии грохочения;
- отсадка класса -16+3 мм и отсадка -3+0,074 мм с получением свинцовой головки на концентрационных столах;
- классификация в спиральных классификаторах и в гидроциклоне;

В результате расчетов были получены следующие технологические показатели:

- извлечение свинца в гравитационный и флотационный концентраты – 85 %;
- содержание свинца в гравитационном концентрате – 49,33%;

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.

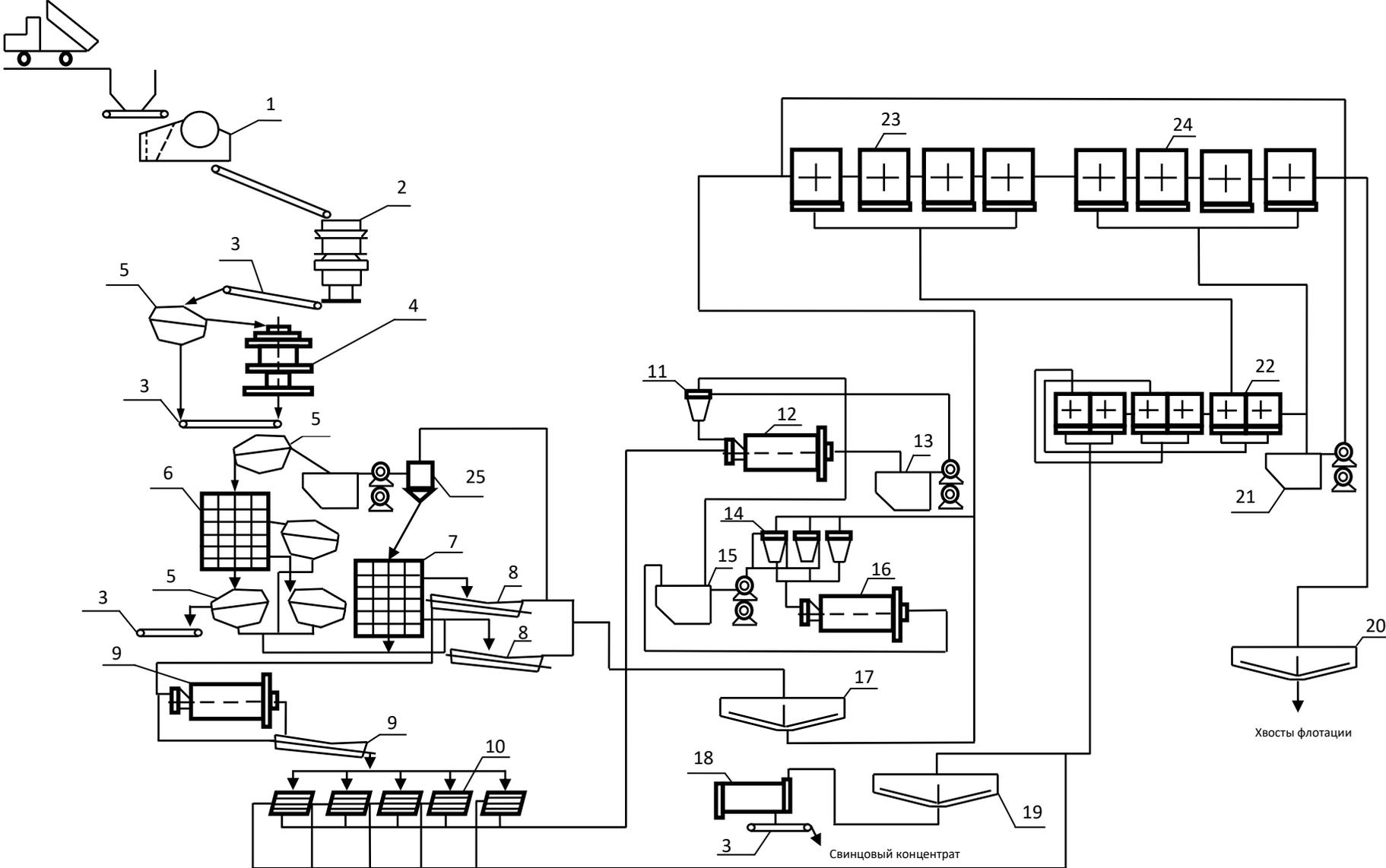
3 Абрамов А.А. Переработка, обогащение и комплексное использование твердых полезных ископаемых: Учебник для вузов. В 3 т. – М.: Издательство Московского государственного горного университета, 2004. – Т. II Технология обогащения полезных ископаемых. – 510 с.: ил. ISBN 5-7418-0242-7 (в пер.)

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

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

6 <https://inlnk.ru/JjZM30>

Приложение Б – Схема цепи аппаратов





Метаданные

Название

Проект дробильно-измельчительного отделения фабрики по переработке сульфидной руды месторождения «Узынжал» с производительностью 1 000 000 тонн руды в год

Автор

Жанатов Нурболат Дастанович

Научный руководитель / Эксперт

Шамиль Телков

Подразделение

Г_М_И

Список возможных попыток манипуляций с текстом

В этом разделе вы найдете информацию, касающуюся текстовых искажений. Эти искажения в тексте могут говорить о ВОЗМОЖНЫХ манипуляциях в тексте. Искажения в тексте могут носить преднамеренный характер, но чаще, характер технических ошибок при конвертации документа и его сохранении, поэтому мы рекомендуем вам подходить к анализу этого модуля со всей долей ответственности. В случае возникновения вопросов, просим обращаться в нашу службу поддержки.

Замена букв		60
Интервалы		0
Микропробелы		1
Белые знаки		0
Парафразы (SmartMarks)		100

Объем найденных подобиий

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



КП1

25

Длина фразы для коэффициента подобия 2



КП2

5306

Количество слов



КЦ

36867

Количество символов

Подобия по списку источников

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

10 самых длинных фраз

Цвет текста

ПОРЯДКОВЫЙ НОМЕР	НАЗВАНИЕ И АДРЕС ИСТОЧНИКА URL (НАЗВАНИЕ БАЗЫ)	КОЛИЧЕСТВО ИДЕНТИЧНЫХ СЛОВ (ФРАГМЕНТОВ)	ЦВЕТ ТЕКСТА
1	https://official.satbayev.university/download/document/25343/2022%20%D0%98%D0%94%D0%9E%20%D0%91%D0%90%D0%9A%20%D0%9E%D0%B6%D0%BE%D0%B3%D0%B8%D0%BD%20%D0%9C.%D0%93..pdf	203	3.83 %
2	https://official.satbayev.university/download/document/25343/2022%20%D0%98%D0%94%D0%9E%20%D0%91%D0%90%D0%9A%20%D0%9E%D0%B6%D0%BE%D0%B3%D0%B8%D0%BD%20%D0%9C.%D0%93..pdf	138	2.60 %

Протокол

о проверке на наличие неавторизованных заимствований (плагиата)

Автор: Жанатов Нурболат Дастанович

Соавтор (если имеется):

Тип работы: Дипломная работа

Название работы: Проект дробильно-измельчительного отделения фабрики по переработке сульфидной руды месторождения «Узынжал» с производительностью 1 000 000 тонн руды в год

Научный руководитель: Шамиль Телков

Коэффициент Подобия 1: 13.1

Коэффициент Подобия 2: 6.4

Микропробелы: 1

Знаки из других алфавитов: 60

Интервалы: 0

Белые Знаки: 0

После проверки Отчета Подобия было сделано следующее заключение:

Заимствования, выявленные в работе, является законным и не является плагиатом. Уровень подобия не превышает допустимого предела. Таким образом работа независима и принимается.

Заимствование не является плагиатом, но превышено пороговое значение уровня подобия. Таким образом работа возвращается на доработку.

Выявлены заимствования и плагиат или преднамеренные текстовые искажения (манипуляции), как предполагаемые попытки укрытия плагиата, которые делают работу противоречащей требованиям приложения 5 приказа 595 МОН РК, закону об авторских и смежных правах РК, а также кодексу этики и процедурам. Таким образом работа не принимается.

Обоснование:

2023-05-31

Дата



Елеусиз Тажиев

проверяющий эксперт

Протокол

о проверке на наличие неавторизованных заимствований (плагиата)

Автор: Жанатов Нурболат Дастанович

Соавтор (если имеется):

Тип работы: Дипломная работа

Название работы: Проект дробильно-измельчительного отделения фабрики по переработке сульфидной руды месторождения «Узынжал» с производительностью 1 000 000 тонн руды в год

Научный руководитель: Шамиль Телков

Коэффициент Подобия 1: 13.1

Коэффициент Подобия 2: 6.4

Микропробелы: 1

Знаки из других алфавитов: 60

Интервалы: 0

Белые Знаки: 0

После проверки Отчета Подобия было сделано следующее заключение:

Заимствования, выявленные в работе, является законным и не является плагиатом. Уровень подобия не превышает допустимого предела. Таким образом работа независима и принимается.

Заимствование не является плагиатом, но превышено пороговое значение уровня подобия. Таким образом работа возвращается на доработку.

Выявлены заимствования и плагиат или преднамеренные текстовые искажения (манипуляции), как предполагаемые попытки укрытия плагиата, которые делают работу противоречащей требованиям приложения 5 приказа 595 МОН РК, закону об авторских и смежных правах РК, а также кодексу этики и процедурам. Таким образом работа не принимается.

Обоснование:

2023-05-31

Дата 05-06-2023

Заведующий кафедрой

М.О.Ис
Бурмекшиев М.Б.


РЕЦЕНЗИЯ

на дипломный проект
Жанатова Нурболата Дастановича
по специальности 6В07203 – Metallургия и обогащение полезных
ископаемых
на тему: Проект дробильно-измельчительного отделения фабрики по
переработке сульфидной руды месторождения «Узынжал» с
производительностью
1 000 000 тонн руды в год

Выполнено:

- а) графическая часть на 14 слайдах
- б) пояснительная записка на 39 страницах

ХАРАКТЕРИСТИКА ДИПЛОМНОГО ПРОЕКТА:

Актуальность темы дипломного проекта: Казахстан является одной из важных стран в мире по добыче и переработке свинца, меди и цинка. Страна является одним из ведущих производителей свинцового концентрата. Увеличение производства свинца в Казахстане также обусловлено развитием перерабатывающей промышленности. Страна активно внедряет современные технологии и процессы переработки свинцовых руд, что позволяет повысить эффективность и качество производимого свинца. Развитие переработки способствует увеличению объемов производства и содействует созданию рабочих мест и развитию экономики. Дипломный проект является актуальным в свете увеличения добычи цветных металлов и растущего спроса на них в Казахстане.

Анализ содержания расчетно-пояснительной записки: расчетно-пояснительная записка выполнена в достаточном объеме, приведены расчеты, баланса металла, количественных схем, водно-шламовой схемы, согласно общепринятым методикам произведен подбор основного и вспомогательного оборудования.

Возможность внедрения проекта в производство: примененные методики расчета количественных и водно-шламовых схем в дипломном проекте могут быть использованы на производстве при генеральном опробовании для балансировки потоков руды в технологических операциях.

Качество графической части проекта (работы): высокое

ЗАМЕЧАНИЯ К РАБОТЕ

К дипломному проекту имеется замечание:

- 1) Работу можно было дополнить технико-экономическими расчетами.

ОЦЕНКА РАБОТЫ

Выполненные расчеты в дипломном проекте сравнимы с хорошими знаниями в области проектирования обогатительных фабрик для присвоения автору – Жанатову Н.Д. степени бакалавра по специальности 6В07203 – Металлургия и обогащение полезных ископаемых и заслуживает оценки отлично (90 баллов).

Рецензент 

Абдыкирова Гульнар Жанузаковна

Занимаемая должность: канд. техн. наук, ведущий научный сотрудник лаборатории флотореагентов и обогащения АО «Институт металлургии и обогащения».

« 5 » июня 2023 г.



**ОТЗЫВ
НАУЧНОГО РУКОВОДИТЕЛЯ**

На дипломный проект

(наименование вида работы)

Жанатов Нурболат Дастанович

(Ф.И.О. обучающегося)

6B07203 – Metallургия и обогащение полезных ископаемых

(шифр и наименование специальности)

Тема: Проект дробильно-измельчительного отделения фабрики по переработке сульфидной руды месторождения «Узынжал» с производительностью 1 миллион тонн руды в год

Студент Жанатов Н.Д. согласно задания на дипломное проектирование, правильно выбрал и обосновал технологическую схему обогащения полиметаллической руды в соответствии с минералогическим, вещественным и фазовым составом полезных минералов, а также анализа научно-исследовательских работ.

В процессе выполнения дипломного проекта студент выполнил расчет схем дробления и гравитационного обогащения, а также водно-шламовой схемы. Правильно выбрано основное и вспомогательное технологическое оборудование.

Дипломный проект выполнен в необходимом объеме и на хорошем техническом уровне. Пояснительная записка и графический материал оформлен в соответствии с Государственным образовательным стандартом.

При выполнении дипломного проекта студент показал достаточный уровень знаний в области обогащения полезных.

Дипломная работа допущена к защите и заслуживает оценки «Отлично» (90 баллов), а студент Жанатов Н.Д. заслуживает присвоения квалификации «бакалавр» по образовательной программе 6B07203 – Metallургия и обогащение полезных ископаемых.

Научный руководитель

Профессор, к.т.н., доцент

(должность, уч. степень, звание)



Телков Ш.А.

(подпись)

«05» июня 2023 г.