

МИНИСТЕРСТВО НАУКИ И ВЫСШЕГО ОБРАЗОВАНИЯ РЕСПУБЛИКИ КАЗАХСТАН

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

Горно-металлургический институт имени О.А.Байконурова

Кафедра «Металлургия и обогащения полезных ископаемых»

Мусабалаева Карина Абзаловна

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

**ПОЯСНИТЕЛЬНАЯ ЗАПИСКА**

к дипломному проекту

ОП 6В07203 – Metallургия и обогащение полезных ископаемых

Алматы 2023

МИНИСТЕРСТВО НАУКИ И ВЫСШЕГО ОБРАЗОВАНИЯ РЕСПУБЛИКИ КАЗАХСТАН

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

Горно металлургический институт имени О.А. Байконурова

Кафедра металлургии и обогащения полезных ископаемых

ДОПУЩЕН К ЗАЩИТЕ  
НАО «КазНТУ им.К.И.Сатпаева»  
Горно-металлургический институт  
им. О.А. Байконурова

ДОПУЩЕН К ЗАЩИТЕ  
Заведующий кафедрой МиОПИ  
канд. техн. наук, ассоцииров. профессор  
М.Б. Барменшинова  
« 25 » 2023 г.

ПОЯСНИТЕЛЬНАЯ ЗАПИСКА

к дипломному проекту

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

ОП 6В07203 – Металлургия и обогащение полезных ископаемых

Выполнил

Мусабалаева К. А.

Рецензент

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

Г.Ж. Абдыкирова  
« 5 » 2023 г.

Научный руководитель

Кандидат технических наук, доцент, профессор кафедры МиОПИ

Ш.А. Телков  
« 24 » 2023 г.

Алматы 2023

МИНИСТЕРСТВО НАУКИ И ВЫСШЕГО ОБРАЗОВАНИЯ РЕСПУБЛИКИ КАЗАХСТАН

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

Горно-металлургический институт имени О.А. Байконурова

Кафедра «Металлургии и обогащения полезных ископаемых»

6B07203 – Metallurgy and enrichment of useful minerals



Заведующий кафедрой МиОПИ  
канд. техн. наук, асоц. профессор  
М.Б. Барменшинова  
« 25 » мая 2023 г.

**ЗАДАНИЕ**  
**на выполнение дипломного проекта**

Обучающемуся Мусабалаевой Карине Абзаловне

Тема: Проект дробильно-измельчительного отделения по переработке окисленной руды месторождения «Узынжал» с производительностью 1 000 000 тонн руды в год

Утверждена приказом ректора университета

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

Исходные данные к дипломному проекту: Данные с преддипломной практики

Перечень подлежащих разработке в дипломном проекте вопросов:

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

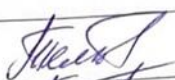

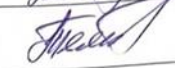

Перечень графического материала (с точным указанием обязательных чертежей): представлены \_\_\_ слайдов презентации работы

Рекомендуемая основная литература:

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



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

**ГРАФИК**  
подготовки дипломного проекта

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

**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 Профессор, канд. техн. наук, доцент	5.06.2023	
Нормоконтролер	А.Н. Таймасова Магистр технических наук	5.06.2023	

Научный руководитель

Задание принял к исполнению

Дата и подпись



Ш.А.Телков

Мусабалаева К.А.

«24» мая 2023 г.

## АНДАТПА

Дипломдық жұмыстың мақсаты – тотыққан кенді қайта өңдеу бойынша Ұзынжал кен орны комбинатының ұнтақтау және ұнтақтау бөлімінің жобасы.

Жобада байытудың технологиялық сұлбасы таңдалды, ол мыналарды қамтиды: үшінші кезеңде алдын ала сүзгілеумен ұсақтаудың үш кезеңі, ұнтақтаудың үш сатысы, гидроциклондарда және спиральды классификаторда жіктеу, сонымен қатар негізгі, бақылау және 3. флотацияны тазалау операциялары.

Технологияның соңғы өнімі қорғасын концентраты 83,57%, гравитациялық концентраттағы қорғасын мөлшері - 45,14%, флотациялық концентраттағы қорғасын мөлшері – 54,86 %;

## АННОТАЦИЯ

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

В данном проекте выбрана технологическая схема , которая состоит из: трех стадий дроблений :1,2 стадия в открытом цикле, 3 стадия с предварительным грохочением, процессов отсадки , а также измельчения, и классификаций.

Конечным продуктом технологии является свинцовый концентрат при извлечении свинца 83,57 %, содержание свинца в гравитационном концентрате – 45,14%, содержание свинца во флотационном концентрате –54,86 %;

## ANNOTATION

The object of the thesis is the project of the crushing and grinding department of the Uzynzhal deposit for the processing of oxidized ore.

In the project, a technological scheme of enrichment was chosen, including: three stages of crushing with preliminary filtration at the third stage, three stages of grinding, classification in hydrocyclones and a spiral classifier, as well as the main, control and 3. flotation cleaning operations.

The final product of the technology has a lead content in the concentrate of 83.57%, a lead content in the gravity concentrate is 45.14%, a lead content in the flotation concentrate is 54, 86%;

## СОДЕРЖАНИЕ

Введение	7
1 Общая пояснительная записка	8
1.1 Краткая характеристика предприятия	8
1.2 Основные технологические и проектные решения	8
1.3 Состав обогатительной фабрики	9
1.4 Характеристика перерабатываемой руды	9
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	11
3.4 Выбор и обоснование технологической схемы	12
3.5 Выбор и расчет схемы дробления	13
3.6 Выбор и расчет схемы измельчения и гравитационного Обогащения золота	15
3.7 Расчет количественной схемы и баланса металлов	16
3.9 Расчет водно-шламовой схемы	21
3.10 Выбор основного оборудования	20
3.10.1 Оборудование для дробления	36
3.10.2 Оборудование для грохочения	37
3.10.3 Оборудование для измельчения	38
3.10.4 Оборудование для классификации	38
3.10.5 Оборудование для гравитационного обогащения методом отсадки	39
3.10.6 Оборудование для гравитационного обогащения методом концентрации на столе	40
Заключение	42
Список литературы	43
Приложение А – Спецификация к схеме цепи аппаратов	44
Приложение Б – Схема цепи аппаратов	45

## ВВЕДЕНИЕ

Месторождение Узынжал начало свою деятельность в 1954 году в мае месяце Агадырской геофизической экспедицией в процессе проведения металлометрической съемки.

Климат резко континентальный, засушливый, с небольшим количеством осадков и порывами ветра. Среднегодовая температура воздуха  $+2,5^{\circ}\text{C}$ , а максимальная температура  $+43^{\circ}\text{C}$  и минимальная температура  $-49^{\circ}\text{C}$ .

Месторождение расположено вблизи села Киикты, Шетский район, Карагандинская область. В настоящее время его эксплуатирует АО «Жайремский ГОК».

Также данному месторождению свойственно малая облачность и солнечность. Испаряемость водных поверхностей в среднем составляет 1300 мм в год. Среднемесячная испаряемость 350-600 мм до 3, 5 мм.

## **1 Общая пояснительная записка**

### **1.1 Краткая характеристика предприятия**

На данном месторождении отмечено четыре рудных участка: Центральный, Юго-Восточный, Северо-Западный, Южный. Основные руды заложены на Центральном участке, из этого участка были отобраны пробы для полупромышленных экспериментов и проведены работы по добыче руды. На месторождении выделены зоны окисленных, смешанных, сульфидных руд. Самые распространенные рудные минералы: галенит, сфалерит и т.д. Большая масса галенита выделяется в виде тонких прожилков, то есть в участках где развивается руда он образует полосы или же цепочки вкрапленных.

Длина по растиранию окисленных руд на поверхности составляет 800 м, а нижняя часть на поверхности проходит в среднем 80 м, также к окисленным рудам относятся руды, в содержаниях которых имеется свинец не более 40%. Стоит отметить, что в составе окисленных руд, которые делятся на 4 типа: от необогатимых до обогатимых руд, которые зависят от соотношения содержания сульфидизирующих окисленных металлов свинца, таких как церуссит, англезит, а также несulfидизирующихся к ним относятся пироморфит, железо-марганцовые соединения и другие. В месторождений Узынжал были найдены 3 типа сфалерита:

1.Сфалерит имеет бледно-медовый цвет,иногда слегка зеленоватый,слегка желтоватый и почти бесцветный.Эта разновидность развита в основном в центральной части месторождения.

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

3.Темный полупрозрачный сфалерит грязно-зеленого цвета.Иногда встречается 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**

На месторождении ежегодно добывается 1 000 000 тонн руды,а в качестве основного метода обогащения используется метод флотации.Для подготовки руды к обогащению используются следующие процессы :трехстадийное дробление с предварительной сортировкой на второй и третьей стадиях,трехстадиальное дробление и классификация в гидроциклонах. Вспомогательным процессом является обезвоживание свинцовых концентратов путем концентрации и фильтрации.



### **1.3 Состав обогатительной фабрики**

Обогатительная фабрика состоит из нескольких основных частей, включая главное здание, здание дробления, цеха дробления, гравитации и флотации, цехобогащения и цех фильтрации, а также здание подготовки реагентов и вспомогательные службы.

### **1.4 Характеристика перерабатываемой руды**

Руда на данном месторождении мелкозернистая, размер минерализации варьируется от одной сотой до одной десятой миллиметра. Галенит, вместе со сфалеритом, определяет значимость руды и является самым распространенным минералом в ее составе.

Признается тесная связь между галенитом и кальцитом. Выходы галенита всегда ограничены участками развитого кальцита кварц-диорит-карбонатном цементе брекчий, а в некоторых случаях кальцит-галенитовый состав жилы пересекает диоритовый агрегат. Таким образом, галенит является поздним продуктом рудных процессов и самым поздним из рудных минералов по возрасту образования.

Во всех образцах галенита были обнаружены серебро, сурьма и кадмий. Серебро было выявлено во всех без исключения образцах галенита. По данным спектрального анализа, его содержание варьировалось между 0,005% и 0,5%. Химический анализ подтвердил диапазон между 0,07% и 0,14%.

Окисленные зоны неоднородны по толщине и стадии развития.

Гидрогетит является основным минералом окисленных руд.

Более плотные образуют скопления неоднородного состава, включающие кварц, церуссит, пироморфит, имеют порошкообразную, землистую структуру. Минерал всегда смешивается с другими минералами в зоне окисления.

## **2 Генеральный план, транспорт и рекультивация нарушенных земель**

### **2.1 Генеральный план**

#### **2.1.1 Характеристика района и площадки строительства**

Месторождение Узынжал является частью тектонической формации Акбастау, одной из крупнейших структур в Центральном Казахстане. Эта формация связана с Акзал-Аксоранской тектонической формацией на востоке.

Рудное тело расположено в центре и простирается до 2000 м. Толщина рудного тела составляет 90 м, а наклон рудного тела - 200-500 м. Наклон рудного тела варьируется от 10° до 45° в зависимости от стратиграфии вмещающей породы.

В целом, соотношение цинка и свинца составляет 1:3 в центральной части и от 1:1 до 1:2 на северо-западе.

### **2.2 Транспорт**

#### **2.2.1 Внутрифабричный и внешний**

Изначально руда перевозится на грузовике, а дробленая руда подается конвейером в бункер, откуда питателями выгружается в дробилку среднего и тонкого помола, там руда собирается общим конвейером и транспортируется в бункер в основном здании. Обоганительная фабрика обеспечена всем необходимым транспортом для погрузки, разгрузки и транспортировки руды от места добычи до обоганительной фабрики и далее.

### **2.3 Рекультивация нарушенных земель**

В месторождении Узынжал осуществляются различные меры по восстановлению окружающей среды для реабилитации загрязненных земель. Одним из них является создание замкнутого водного цикла, где вода, использованная для добычи ресурсов, используется повторно. Также осуществляется переработка и обезвреживание отходов, обработка жидких отходов и обезвоживание осадка. Для восстановления растительности на территории предприятия осуществляется программа посева, посадки и создания пастбищ.

### 3 Технология производства

#### 3.1 Сырьевая база, характеристика сырья

В рудах Узунжала 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 Узунжал наблюдается постоянная примесь меди (кадмий), марганца, сурьмы, серебра и ртути, в отдельных пробах были обнаружены мышьяк и галлий.

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

#### 3.2 Режим работы цехов и расчёт их производительности

Проектируемый завод рассчитан на производство 1 000 000 тонн руды в год. Данная дробильная установка работает ежегодно 365 дней в году, три смены, по восемь часов в день.

Часовую производительность цехов можно рассчитать по данной формуле:

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

где  $Q_0$  – часовая производительность цеха, т/ч;

$Q$  – годовая производительность фабрики, т/г;

$N$  – число рабочих дней в году;

$m$  – число рабочих смен в сутки;

$n$  – число рабочих часов в смену;

$K_B$  – коэффициент использования оборудования.

$K_{B \text{ др}} = 0,7125$ ;

$$Q_{0 \text{ др}} = \frac{Q}{N * m * n * K_{B \text{ др}}} = \frac{1000000}{365 * 3 * 8 * 0,7125} = 160,2 \text{ т/ч}$$

#### 3.3 Краткий анализ работы действующей фабрики

Изначально, руду которую хотят доставить на фабрику внимательно ее высматривают и отбирают на качество. Взвешивают на автомобильных весах на предварительно подготовленной площадке перед бункером. Руда проходит три стадии предварительного дробления и грохочения, а также классификацию

в гидроциклонах в спиральных классификаторах, после чего подают в последний бункер на участке измельчения. Стоки из гидроциклонов направляются на основную проверочную и рафинирующую флотационную машину. Затем концентрат проходит процесс обезвоживания. Обезвоженный концентрат отправляется на склад продукции, откуда конечный продукт, свинец содержащий флотационный концентрат, отгружается заказчику.

### 3.4 Выбор и обоснование технологической схемы

Технологическая схема обогащения руды месторождения «Узынжал:

- двухстадиальное дробление в открытом цикле до крупности 80 мм;
- разгрузка второй стадии дробления поступает на грохочение I с размером ячейки сетки грохота 16 мм, надрешетный продукт крупностью - 80+16 мм поступает на третью стадию дробления с получением дробленого продукта крупностью менее 16 мм;
- разгрузка третьей стадии дробления объединяется с подрешетным продуктом грохочения I и поступает на мокрое грохочение II с размером ячейки сетки грохота 3 мм с получением машинного класса крупностью -16+3 мм направляемого на отсадку и подрешетного продукта;
- подрешетный продукт грохочения II крупностью -3+0,0 мм поступает на грохот ультратонкого грохочения Деррик с размером ячейки сетки грохота 0,074 мм с получением машинного класса крупностью -3+0,074 мм направляемого на отсадку и подрешетного продукта;
- отсадка машинного класса -16+3 мм осуществляется в двухкамерной отсадочной машине с подвижными конусами с получением из первой камеры черного концентрата, из второй камеры промпродукта и отвальных хвостов в виде легкой фракции разгружаемых через сливной (разгрузочный) порог машины. Продукты отсадки обезвоживаются на грохотах с размером ячейки сетки грохота 3 мм;
- черновые концентраты отсадок -16+3 мм и -3+0,074 мм поступают в мельницу работающую в замкнутом цикле с классификатором которые обеспечивают крупность слива 50 % класса менее 74 мкм. Слив классификатора поступает на концентрационный стол с получением гравитационной свинцовой головки кондиционного качества и промпродукта в виде хвостов концентрационного стола направляемого на измельчение перед флотационным обогащением;
- промпродукты отсадок -16+3 мм, -3+0,074 мм и концентрационного стола поступают на двухстадиальное измельчение, работающее в замкнутом цикле с гидроциклонами обеспечивающее крупность слива классификации второй стадии измельчения 90 % класса менее 74 мм;
- слив второй стадии измельчения объединяется со сгущенными первичными шламами сгустителя отделения рудоподготовки и гравитации, и

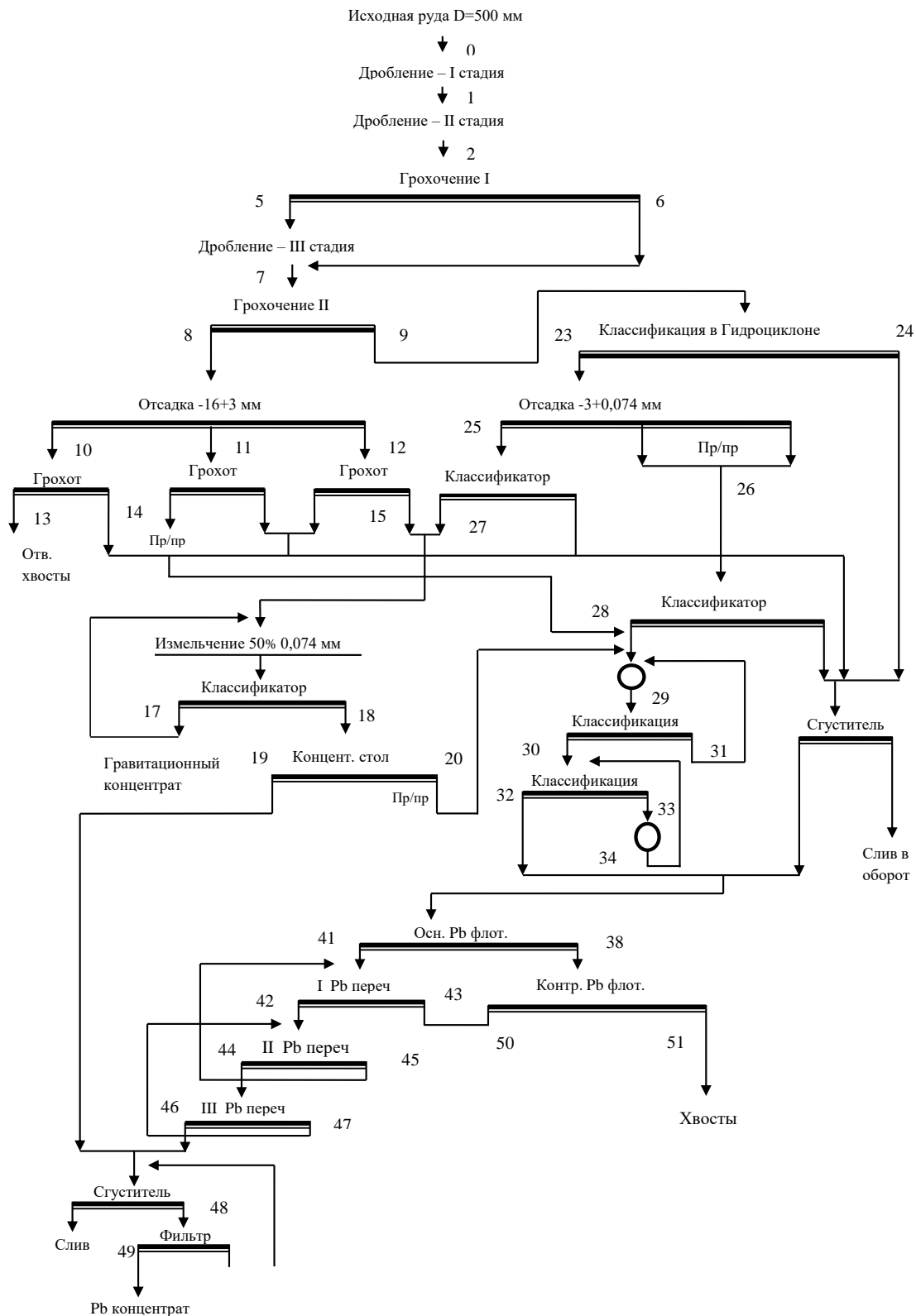


Рисунок 1

– Гравитационно-флотационная схема обогащения окисленной руды  
месторождения «Узынжал»

направляются на флотацию окисленных минералов свинца. Для сульфидизации поверхности окисленных минералов свинца применялся сернистый натрий; –свинцовый цикл флотации состоит из операций основной и контрольной

флотации. Концентрат основной флотации поступает в две перечистки с получением свинцового концентрата, который объединяется с гравитационной свинцовой головкой и поступает на операции обезвоживания сгущением и фильтрованием. Кек фильтрования является готовым свинцовым концентратом. Хвосты первой перечистной флотации совместно с концентратом контрольной флотации возвращаются в основную флотацию, хвосты второй перечистной флотации в питание первой перечистки. Хвосты контрольной свинцовой флотации являются отвальными хвостами флотации, которые после сгущения складываются в хвостохранилище.

### 3.5 Выбор и расчет схемы дробления

Исходные данные для расчета выбранной схемы дробления:

- производительность фабрики, 1000000 тонн руды в год;
- производительность отделения дробления, 160,2 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 2;
- эффективность грохочения в первой и во второй стадии дробления,  $E_1 = 80\%$   $E_2 = 85\%$ ;
- крепость руды по Протоdjяконову,  $f=12$ ;
- влажность руды  $W = 6\%$ ;
- плотность руды,  $\delta = 3,2 \text{ т/м}^3$ ;
- насыпная плотность руды,  $\delta_n = 1,7 \text{ т/м}^3$ .

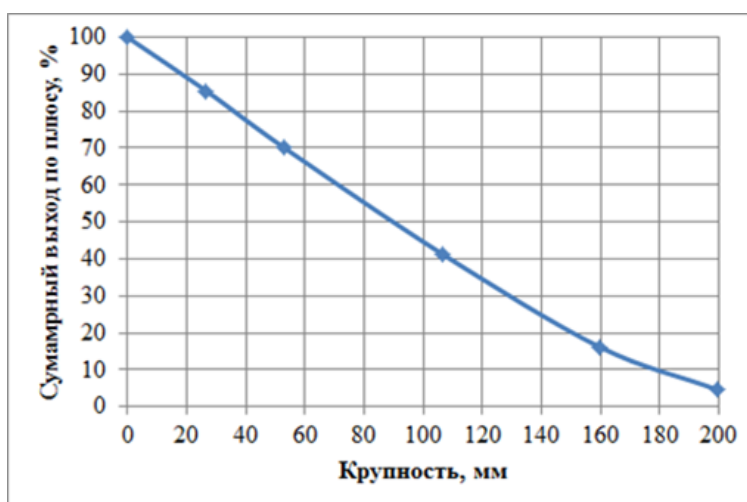


Рисунок 2 – Ситовая характеристика 0-го продукта (исходной руды)

$$S_{\text{общ}} = \frac{D_{\text{max}}}{d_n} = \frac{500}{200} = 2,5$$

Определим степень дробления во второй стадии по формуле:

$$S_{II} = \sqrt[3]{S_{\text{общ}}} = \sqrt[3]{31,25} = 3,14$$

Степень дробления в первой стадии составит 2,5 , в третьей стадии составит

$$S_I = \frac{D_{\text{max}}}{d_I} = 2.5$$

$$S_{III} = \frac{S_{\text{общ}}}{S_I * S_{II}} = \frac{31.25}{2.5 * 3.15} = 3.97$$

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 –  $d_{II} = d_I / S_{II} = 200 / 3,14 = 63.6$  мм;

в третьей стадии –  $d_{III} = d_{II} / S_{III} = 63.5 / 3.96 = 16$  мм.

Разгрузочные отверстия для дробилок первой и второй стадии дробления определяют по формуле (4) :

$$i_p = \frac{d}{z} \tag{4}$$

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,  $d_H=200$  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	85	15
0,4* $i_p$	53	60	40
0,8* $i_p$	106	40	60
1,2* $i_p$	160	25	75
$Z_I$ * $i_p$	200	10	90

Таблица 2 - Расчетная характеристика крупности продукта 4

Крупность класса, мм	Расчетный выход класса по «-», %	Выход класса по «+», %
27	$\beta_4^{-27} = \beta_0^{-27} + b_0^{+133} * \beta_3^{-27} = 15$	85
53	$\beta_4^{-53} = \beta_0^{-53} + b_0^{+133} * \beta_3^{-53} = 40$	60
106	$\beta_4^{-106} = \beta_0^{-106} + b_0^{+133} * \beta_3^{-106} = 60$	40
160	$\beta_4^{-160} = \beta_0^{-160} + b_0^{+160} * \beta_3^{-160} = 75$	25
200	$\beta_4^{-200} = \beta_0^{-200} + b_0^{+200} * \beta_3^{-200} = 90$	10

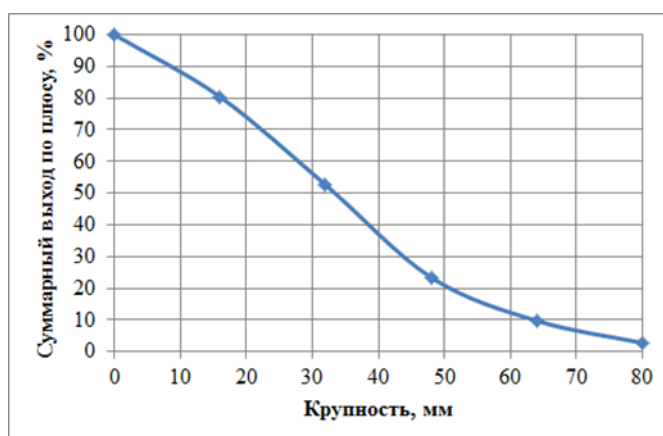


Рисунок 3 – Ситовая характеристика 4-го продукта (крупного дробления)

Определим размер отверстия грохота для каждой стадии: предварительное грохочение  $d_{II}=52=a_{II}=50$  мм перед второй стадией дробления; определим массу продукта схемы дробления, учитывая эффективность грохочения и выход подсевного продукта, определяемый по гранулометрическим характеристикам.

Тогда масса продукта 5 будет

$$Q_5 = Q_4 \cdot \beta_4^{-a} \cdot E_I^{-a} = 160,2 \cdot 0,22 \cdot 0,85 = 29,95 \text{ т/ч},$$

а масса продукта 7

$$Q_6 = Q_4 - Q_5 = 160,2 - 29,95 = 130,25 \text{ т/ч}$$

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* $d_H$	12,7	83	17
0,4* $d_H$	25,4	60	40
0,6* $d_H$	38,1	35	65
0,8* $d_H$	50,8	18	82
1,0* $d_H$	63,5	8	92



Таблица 4 - Расчетная характеристика крупности продукта 8

Крупность класса, мм	Расчетный выход класса по «-», %	Выход класса по «+», %
12,7	$\beta_{8^{-12,7}} = \beta_{4^{-12,7}} + b_4^{+38}$ . $\beta_{7^{-12,7}} = 45$	55
25,4	$\beta_{8^{-25,4}} = \beta_{4^{-25,4}} + b_4^{+38}$ . $\beta_{7^{-25,4}} = 64$	36
38,1	$\beta_{8^{-38,1}} = \beta_{4^{-38,1}} + b_4^{+38}$ . $\beta_{7^{-38,1}} = 74$	26
50,8	$\beta_{8^{-50,8}} = \beta_{4^{-50,8}} + b_4^{+50,8}$ . $\beta_{7^{-50,8}} = 81$	19
63,5	$\beta_{8^{-63,5}} = \beta_{4^{-63,5}} + b_4^{+63,5}$ . $\beta_{7^{-63,5}} = 90$	10

### 3.6 Выбор и расчет схемы измельчения и гравитационного выделения золота

В ходе процесса дробления руды осуществляется одностадийное измельчение, а выход дробилки классифицируется спиральными классификаторами и гидроциклонами. Измельченная в мельнице руда подается на отсадочную машину. Концентрат с отсадочных машин направляется в приемный бункер металлургического отделения, где он промывается и обезвоживается перед упаковкой в виде готовой продукции гравитационного концентрата в гибкие контейнеры типа "биг-бэг".

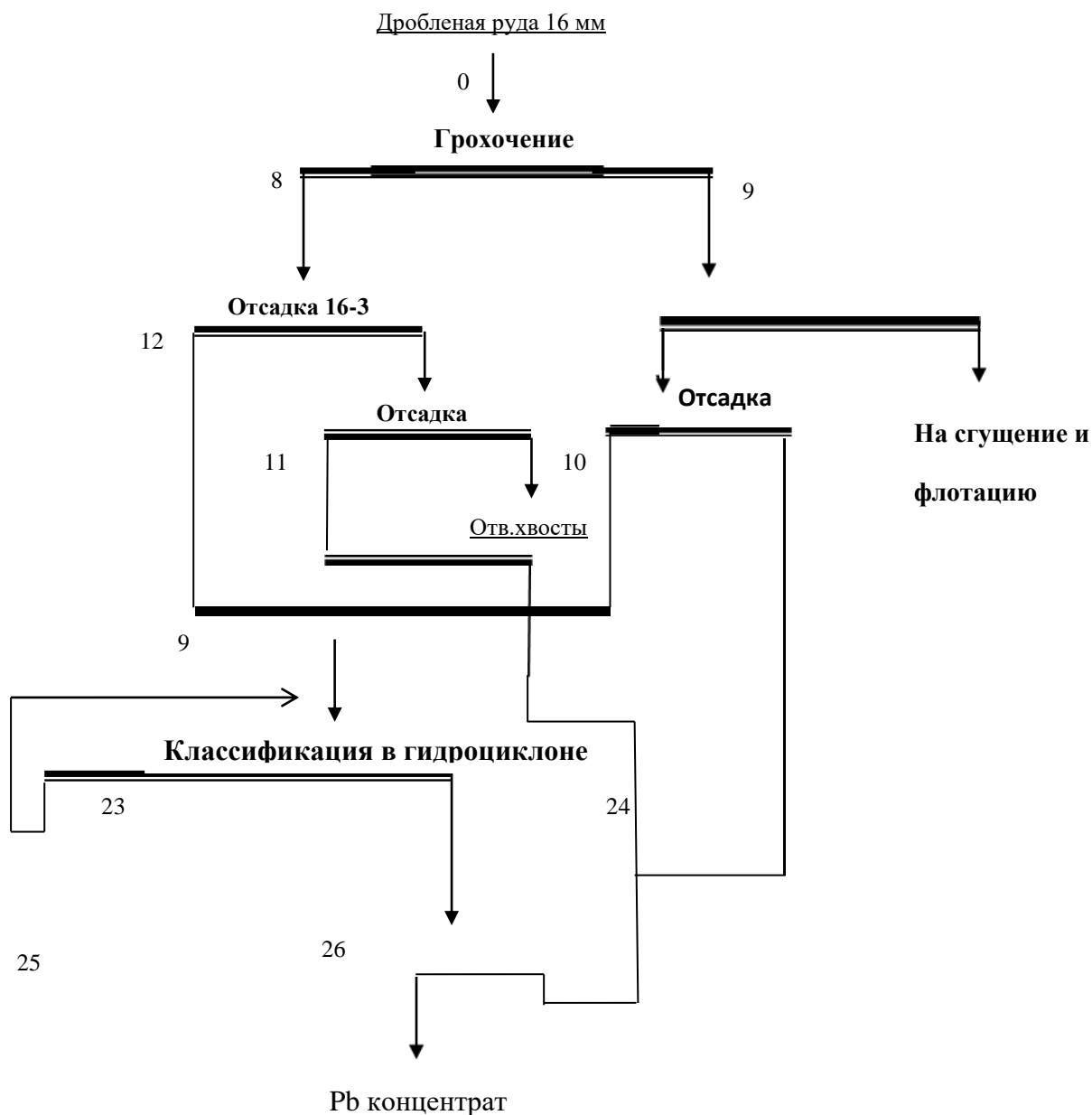


Рисунок 2 – Схема гравитационно- флотационного обогащения

### 3.7 Расчет количественной схемы и баланса металлов

Таблица 6 – Качественно-количественные показатели схемы обогащения окисленной руды

Наименование продуктов / Номер продукта	Содержание, %			Выход, %	Количество, т/ч
	Pb	Zn	74 мкм		
Исходная руда / 0	4,90	1,83	-	100,00	68,00
Разгрузка дробилки I стадии дробления / 1	-	-	-	100,00	68,00

Продолжение таблицы 6

Наименование продуктов / Номер продукта	Содержание, %			Выход, %	Количество, т/ч
	Pb	Zn	74 мкм		
Разгрузка дробилки II стадии дробления / 2	-	-	-	100,00	68,00
Надрешетный продукт грохочение I / 5	-	-	-	83,00	56,44
Подрешетный продукт грохочение I / 6	-	-	-	17,00	11,56
Разгрузка дробилки III стадии дробления / 7	-	-	-	83,00	56,44
Надрешетный продукт грохочение II / 8	-	-	-	78,94	53,68
Подрешетный продукт грохочение II / 9	-	-	-	21,06	14,32
Отвальные хвосты отсадки -16+3 мм / 10	0,61	0,86	-	30,02	20,41
Пр/пр отсадки -16+3 мм / 11	-	-	2	24,23	16,48
Концентрат отсадки - 16+3 мм / 12	-	-	2	24,69	16,79
Слив мельницы измельчения гравитационных предконцентратов - 16+0,074 мм / 16	-	-	25	72,37	49,21
Пески классификатора измельчения гравитационных предконцентратов - 16+0,074 мм / 17	-	-	3	38,50	26,18
Слив классификатора измельчения гравитационных предконцентратов - 16+0,074 мм / 18	-	-	50	33,87	23,03
Концентрат стола / 19	45,14	2,98	-	4,48	3,05
Надрешетный продукт грохот Деррик / 23	-	-	-	13,86	9,42
Подрешетный продукт грохот Деррик / 24	-	-	100	7,20	4,90
Концентрат отсадки - 3+0,074 мм / 25	-	-	2	9,18	6,24
Хвосты отсадки - 3+0,074 мм / 26	-	-	2	4,68	3,18
Слив мельницы I стадии измельчения / 29	-	-	36	94,00	63,92
Слив классификации I стадии измельчения / 30	-	-	55	58,30	39,64

Продолжение таблицы 6

Наименование продуктов / Номер продукта	Содержание, %			Выход, %	Количество, т/ч
	Pb	Zn	74 мкм		
Пески классификации I стадии измельчения / 31	-	-	5	35,70	24,28
Слив классификации II стадии измельчения / 32	-	-	90	58,30	39,64
Пески классификации II стадии измельчения / 33	-	-	8	72,90	49,57
Слив мельницы II стадии измельчения / 34	-	-	36	72,90	49,57
Концентрат основной Pb флотации / 37	16,44	-	-	14,64	9,96
Хвосты основной Pb флотации / 38	1,45	-	-	68,53	46,60
Концентрат I Pb перечистки / 42	24,66	-	-	11,72	7,97
Хвосты I Pb перечистки / 43	4	-	-	8,37	5,69
Концентрат II Pb перечистки / 44	33,06	4,03	-	6,27	4,26
Хвосты II Pb перечистки / 45	15	-	-	5,45	3,71
Концентрат контрольной Pb флотации / 50	4	-	-	9,29	6,32
Хвосты контрольной Pb флотации / 51	1,05	2,01	-	59,23	40,28

### 3.8 Расчет водно-шламовой схемы

При расчете водно-шламовой схемы учитывается производительность 150 т/ч. Выхода и массы продуктов приняты по расчетам количественных схем.

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

Поступает	м <sup>3</sup> /ч	Выходит	м <sup>3</sup> /ч
Разгрузка дробилки III ст.	3,60	Подрешетная вода обезвоживания концентрата -16+3 мм	14,92
Подрешетный продукт грохочение II -16+0 мм	1,28	Подрешетная вода обезвоживания пр/пр -16+3 мм	14,65
Грохочение II	34,00	Подрешетная вода обезвоживания хвостов -16+3 мм	103,33
Отсадка -16+3 мм	134,20	Обезвоженные хвосты отсадки -16+3 мм	2,27
Грохочение Деррик	3,15	Подрешетная вода обезвоживания концентрата -3+0,074 мм	5,14

Отсадка -3+0,074 мм	18,84	Подрешетная вода обезвоживания хвостов -3+0,074 мм	13,70
Измельчение черновых гравитационных концентратов - 16+0,074 мм	8,07	Слив сгущения класса -0,074+0,0 мм	21,00
Классификация слива мельницы измельчение черновых гравитационных концентратов - 16+0,074 мм	20,76	Слив обезвоживания свинцового концентрата	17,49
Выделение гравитационной головки свинца на концентрационном столе	23,03	Кек Рb концентрат	0,81
I стадия измельчения	5,46	Слив сгущенных хвостов флотации	103,47
Классификация I стадии измельчения	0,51	Сгущенные хвосты флотации	37,18
Классификация II стадии измельчения	54,74		
II стадия измельчения	4,72		
Основная свинцовая флотация	3,00		
I перерывная свинцовая флотация	6,00		
II перерывная свинцовая флотация	5,60		
Сгущение Рb концентрата	7,00		
<b>Итого</b>	<b>333,96</b>	<b>Итого</b>	<b>333,96</b>

Удельный расход воды на технологические нужды составляет:  $(333,96 - 4,88)/68 = 4,84 \text{ м}^3/\text{т}$ .

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

Таблица 3 – Водно-шламовая схема

Поступает							Выходит						
Наименование продуктов	Выход , %	Про- цент твер- дого, %	Количество, т/ч			Объем пульпы, м <sup>3</sup> /ч	Наименование продуктов	Выход, %	Про- цент твер- дого, %	Количество, т/ч			Объем пульпы, м <sup>3</sup> /ч
			Твер- дого	Воды	Пульпы					Твер- дого	Воды	Пульпы	
<b>Грохочение II</b>													
Разгрузка дробилки III ст.	83,00	94,00	56,44	3,60	60,04	21,24	Надрешетный продукт -16+3 мм	78,94	92,00	53,68	4,67	58,35	21,44
Подрешетный продукт грохочение II -16+0 мм	17,00	90,00	11,56	1,28	12,84	4,89	Подрешетный продукт -3+0 мм	21,06	29,51	14,32	34,21	48,53	38,69
Вода				34,00	34,00	34,00							
<b>Итого</b>	<b>100,00</b>	<b>63,62</b>	<b>68,00</b>	<b>38,88</b>	<b>106,88</b>	<b>60,13</b>	<b>Итого</b>	<b>100,00</b>	<b>63,62</b>	<b>68,00</b>	<b>38,88</b>	<b>106,88</b>	<b>60,13</b>
<b>Отсадка -16+3 мм</b>													
Надрешетный продукт -16+3 мм	78,94	92,00	53,68	4,67	58,35	21,44	Концентрат отсадки -16+3 мм	24,69	50,00	16,79	16,79	33,58	22,04
							Промпродукт отсадки -16+3 мм	24,23	50,00	16,48	16,48	32,96	21,63
Вода				134,20	134,20	134,20	Хвосты отсадки -16+3 мм	30,02	16,20	20,41	105,60	126,01	111,97
<b>Итого</b>	<b>78,94</b>	<b>27,88</b>	<b>53,68</b>	<b>138,87</b>	<b>192,55</b>	<b>155,64</b>	<b>Итого</b>	<b>78,94</b>	<b>27,88</b>	<b>53,68</b>	<b>138,87</b>	<b>192,55</b>	<b>155,64</b>
<b>Обезвоживание концентрата отсадки -16+3 мм на грохоте</b>													
Концентрат отсадки -16+3 мм	24,69	50,00	16,79	16,79	33,58	22,04	Обезвоженный концентрат отсадки -16+3 мм	24,69	90,00	16,79	1,87	18,66	7,12

Вода							Подрешетная вода обезвоживания концентрата -16+3 мм				14,92	14,92	14,92
<b>Итого</b>	<b>24,69</b>	<b>50,00</b>	<b>16,79</b>	<b>16,79</b>	<b>33,58</b>	<b>22,04</b>	<b>Итого</b>	<b>24,69</b>	<b>50,00</b>	<b>16,79</b>	<b>16,79</b>	<b>33,58</b>	<b>22,04</b>

Продолжение таблицы -3

Поступает							Выходит						
Наименование продуктов	Выход, %	Процент твердого, %	Количество, т/ч			Объем пульпы, м <sup>3</sup> /ч	Наименование продуктов	Выход, %	Процент твердого, %	Количество, т/ч			Объем пульпы, м <sup>3</sup> /ч
			Твердого	Воды	Пульпы					Твердого	Воды	Пульпы	
Обезвоживание пр/пр отсадки -16+3 мм на грохоте													
Промпродукт отсадки -16+3 мм	24,23	50,00	16,48	16,48	32,96	21,63	Обезвоженный пр/пр отсадки -16+3 мм	24,23	90,00	16,48	1,83	18,31	6,98
Вода							Подрешетная вода обезвоживания пр/пр -16+3 мм				14,65	14,65	14,65
<b>Итого</b>	<b>24,23</b>	<b>50,00</b>	<b>16,48</b>	<b>16,48</b>	<b>32,96</b>	<b>21,63</b>	<b>Итого</b>	<b>24,23</b>	<b>50,00</b>	<b>16,48</b>	<b>16,48</b>	<b>32,96</b>	<b>21,63</b>
Обезвоживание хвостов отсадки -16+3 мм на грохоте													
Хвосты отсадки -16+3 мм	30,02	16,20	20,41	105,60	126,01	111,97	Обезвоженные хвосты отсадки -16+3 мм	30,02	90,00	20,41	2,27	22,68	8,64
Вода							Подрешетная вода хв.				103,33	103,33	103,33
<b>Итого</b>	<b>30,02</b>	<b>16,20</b>	<b>20,41</b>	<b>105,60</b>	<b>126,01</b>	<b>111,97</b>	<b>Итого</b>	<b>30,02</b>	<b>16,20</b>	<b>20,41</b>	<b>105,60</b>	<b>126,01</b>	<b>111,97</b>
Классификация в гидроциклоне													
Подрешетный продукт -3+0	21,06	29,51	14,32	34,21	48,53	38,69	Надрешетный продукт	13,86	85,00	9,42	1,66	11,08	4,60

мм							-3+0,074 мм						
Вода				3,15	3,15	3,15	Подрешетный продукт -0,074+0,0 мм	7,20	12,07	4,90	35,70	40,60	37,24
<b>Итого</b>	<b>21,06</b>	<b>27,71</b>	<b>14,32</b>	<b>37,36</b>	<b>51,68</b>	<b>41,84</b>	<b>Итого</b>	<b>21,06</b>	<b>27,71</b>	<b>14,32</b>	<b>37,36</b>	<b>51,68</b>	<b>41,84</b>

Продолжение таблицы -3

Поступает							Выходит						
Наименование продуктов	Выход, %	Процент твердого, %	Количество, т/ч			Объем пульпы, м <sup>3</sup> /ч	Наименование продуктов	Выход, %	Процент твердого, %	Количество, т/ч			Объем пульпы, м <sup>3</sup> /ч
			Твердого	Воды	Пульпы					Твердого	Воды	Пульпы	
Отсадка -3+0,074 мм													
Надрешетный продукт -3+0,074 мм	13,86	85,00	9,42	1,66	11,08	4,60	Концентрат отсадки -3+0,074 мм	9,18	50,00	6,24	6,24	12,48	8,19
Вода				18,84	18,84	18,84	Хвосты отсадки -3+0,074 мм	4,68	18,23	3,18	14,26	17,44	15,25
<b>Итого</b>	<b>13,86</b>	<b>31,48</b>	<b>9,42</b>	<b>20,50</b>	<b>29,92</b>	<b>23,44</b>	<b>Итого</b>	<b>13,86</b>	<b>31,48</b>	<b>9,42</b>	<b>20,50</b>	<b>29,92</b>	<b>23,44</b>
Обезвоживание концентрата отсадки -3+0,074 мм в классификаторе													
Концентрат отсадки -3+0,074 мм	9,18	50,00	6,24	6,24	12,48	8,19	Обезвоженный концентрат отсадки -3+0,074 мм	9,18	85,00	6,24	1,10	7,34	3,05
Вода							Подрешетная вода обезвоживания концентрата -3+0,074 мм				5,14	5,14	5,14
<b>Итого</b>	<b>9,18</b>	<b>50,00</b>	<b>6,24</b>	<b>6,24</b>	<b>12,48</b>	<b>8,19</b>	<b>Итого</b>	<b>9,18</b>	<b>50,00</b>	<b>6,24</b>	<b>6,24</b>	<b>12,48</b>	<b>8,19</b>
Обезвоживание хвостов отсадки -3+0,074 мм в классификаторе													



Хвосты отсадки -3+0,074 мм	4,68	18,23	3,18	14,26	17,44	15,25	Обезвоженные хвосты отсадки -3+0,074 мм	4,68	85,00	3,18	0,56	3,74	1,55
Вода							Подрешетная вода обезвоживания хвостов - 3+0,074 мм				13,70	13,70	13,70
<b>Итого</b>	<b>4,68</b>	<b>18,23</b>	<b>3,18</b>	<b>14,26</b>	<b>17,44</b>	<b>15,25</b>	<b>Итого</b>	<b>4,68</b>	<b>18,23</b>	<b>3,18</b>	<b>14,26</b>	<b>17,44</b>	<b>15,25</b>

Продолжение таблицы Б.4

Поступает							Выходит						
Наименование продуктов	Выход, %	Процент твердого, %	Количество, т/ч			Объем пульпы, м <sup>3</sup> /ч	Наименование продуктов	Выход, %	Процент твердого, %	Количество, т/ч			Объем пульпы, м <sup>3</sup> /ч
			Твердого	Воды	Пульпы					Твердого	Воды	Пульпы	

Измельчение черновых гравитационных концентратов -16+0,074 мм													
Обезвоженный к-т отсадки -16+3 мм	24,69	90,00	16,79	1,87	18,66	7,12	Слив мельницы черн. гр. к-ты	72,37	75,00	49,21	16,40	65,61	31,78
Обезвоженный концентрат отсадки - 3+0,074 мм	9,18	85,00	6,24	1,10	7,34	3,05							
Пески классификатора черн. гр. к-ты	38,50	83,00	26,18	5,36	31,54	13,54							
Вода				8,07	8,07	8,07							

<b>Итого</b>	<b>72,37</b>	<b>75,00</b>	<b>49,21</b>	<b>16,40</b>	<b>65,61</b>	<b>31,78</b>	<b>Итого</b>	<b>72,37</b>	<b>75,00</b>	<b>49,21</b>	<b>16,40</b>	<b>65,61</b>	<b>31,78</b>
Классификация слива мельницы измельчение черновых гравитационных концентратов -16+0,074 мм													
Слив мельницы	72,37	75,00	49,21	16,40	65,61	31,78	Слив классификатора черн. гр. к-ты	33,87	42,00	23,03	31,80	54,83	39,00
Вода				20,76	20,76	20,76	Пески классификатора черн. гр. к-ты	38,50	83,00	26,18	5,36	31,54	13,54
<b>Итого</b>	<b>72,37</b>	<b>56,98</b>	<b>49,21</b>	<b>37,16</b>	<b>86,37</b>	<b>52,54</b>	<b>Итого</b>	<b>72,37</b>	<b>56,98</b>	<b>49,21</b>	<b>37,16</b>	<b>86,37</b>	<b>52,54</b>
Выделение гравитационной головки свинца на концентрационном столе													
Слив классификатора черн. гр. к-ты	33,87	42,00	23,03	31,80	54,83	39,00	Гравитационная свинцовая головка	4,48	45,00	3,05	3,73	6,78	4,68
Вода				23,03	23,03	23,03	Хвосты стола	29,39	28,11	19,98	51,10	71,08	57,35
<b>Итого</b>	<b>33,87</b>	<b>29,58</b>	<b>23,03</b>	<b>54,83</b>	<b>77,86</b>	<b>62,03</b>	<b>Итого</b>	<b>33,87</b>	<b>29,58</b>	<b>23,03</b>	<b>54,83</b>	<b>77,86</b>	<b>62,03</b>

Продолжение таблицы Б.3

Поступает							Выходит						
Наименование продуктов	Выход, %	Процент твердого, %	Количество, т/ч			Объем пульпы, м <sup>3</sup> /ч	Наименование продуктов	Выход, %	Процент твердого, %	Количество, т/ч			Объем пульпы, м <sup>3</sup> /ч
			Твердого	Воды	Пульпы					Твердого	Воды	Пульпы	
I стадия измельчения													
Обезвоженный пр/пр отсадки -16+3 мм	24,23	90,00	16,48	1,83	18,31	6,98	Слив мельницы I стадии	94,00	50,00	63,92	63,92	127,84	83,90
Обезвоженные хвосты	4,68	85,00	3,18	0,56	3,74	1,55							

отсадки - 3+0,074 мм														
Хвосты стола	29,39	28,11	19,98	51,10	71,08	57,35								
Пески классификации и I ст. изм.	35,70	83,00	24,28	4,97	29,25	12,56								
Вода				5,46	5,46	5,46								
<b>Итого</b>	<b>94,00</b>	<b>50,00</b>	<b>63,92</b>	<b>63,92</b>	<b>127,84</b>	<b>83,90</b>	<b>Итого</b>	<b>94,00</b>	<b>50,00</b>	<b>63,92</b>	<b>63,92</b>	<b>127,84</b>	<b>83,90</b>	
Классификация I стадии измельчения														
Слив мельницы I стадии	94,00	50,00	63,92	63,92	127,84	83,90	Слив классификации I ст. изм.	58,30	40,00	39,64	59,46	99,10	71,85	
Вода				0,51	0,51	0,51	Пески классификации I ст. изм.	35,70	83,00	24,28	4,97	29,25	12,56	
<b>Итого</b>	<b>94,00</b>	<b>49,80</b>	<b>63,92</b>	<b>64,43</b>	<b>128,35</b>	<b>84,41</b>	<b>Итого</b>	<b>94,00</b>	<b>49,80</b>	<b>63,92</b>	<b>64,43</b>	<b>128,35</b>	<b>84,41</b>	

Продолжение таблицы Б.3

Поступает							Выходит						
Наименование продуктов	Выход , %	Про- цент твер- дого, %	Количество, т/ч			Объем пульпы, м <sup>3</sup> /ч	Наименование продуктов	Выход, %	Про- цент твер- дого, %	Количество, т/ч			Объем пульпы, м <sup>3</sup> /ч
			Твер- дого	Воды	Пульпы					Твер- дого	Воды	Пульпы	
Классификация II стадии измельчения													
Слив классификации и I ст. изм.	58,30	40,00	39,64	59,46	99,10	71,85	Слив классификации II ст. изм.	58,30	25,00	39,64	118,92	158,56	131,31
Слив мельницы II	72,90	70,00	49,57	21,24	70,81	36,73	Пески классификации	72,90	75,00	49,57	16,52	66,09	32,01

стадии							II ст. изм.							
Вода				54,74	54,74	54,74								
<b>Итого</b>	<b>131,20</b>	<b>39,71</b>	<b>89,21</b>	<b>135,44</b>	<b>224,65</b>	<b>163,32</b>	<b>Итого</b>	<b>131,20</b>	<b>39,71</b>	<b>89,21</b>	<b>135,44</b>	<b>224,65</b>	<b>163,32</b>	
II стадия измельчения														
Пески классификации II ст. изм.	72,90	75,00	49,57	16,52	66,09	32,01	Слив мельницы II стадии	72,90	70,00	49,57	21,24	70,81	36,73	
Вода				4,72	4,72	4,72								
<b>Итого</b>	<b>72,90</b>	<b>70,00</b>	<b>49,57</b>	<b>21,24</b>	<b>70,81</b>	<b>36,73</b>	<b>Итого</b>	<b>72,90</b>	<b>70,00</b>	<b>49,57</b>	<b>21,24</b>	<b>70,81</b>	<b>36,73</b>	
Сгущение класса -0,074+0 мм														
Подрешетный продукт -0,074+0,0 мм	7,20	12,07	4,90	35,70	40,60	37,24	Сгущенный класс -0,074+0,0 мм	7,20	25,00	4,90	14,70	19,60	16,24	
Вода							Слив сгущения класса -0,074+0,0 мм				21,00	21,00	21,00	
<b>Итого</b>	<b>7,20</b>	<b>12,07</b>	<b>4,90</b>	<b>35,70</b>	<b>40,60</b>	<b>37,24</b>	<b>Итого</b>	<b>7,20</b>	<b>12,07</b>	<b>4,90</b>	<b>35,70</b>	<b>40,60</b>	<b>37,24</b>	

Продолжение таблицы Б.3

Поступает							Выходит						
Наименование продуктов	Выход, %	Процент твердого, %	Количество, т/ч			Объем пульпы, м <sup>3</sup> /ч	Наименование продуктов	Выход, %	Процент твердого, %	Количество, т/ч			Объем пульпы, м <sup>3</sup> /ч
			Твердого	Воды	Пульпы					Твердого	Воды	Пульпы	
Основная свинцовая флотация													
Слив классификации II ст. изм.	58,30	25,00	39,64	118,92	158,56	131,31	Концентрат основной Рв флотации	14,64	32,00	9,96	21,16	31,12	24,27
Сгущенный класс	7,20	25,00	4,90	14,70	19,60	16,24							

-0,074+0,0 мм														
Хвосты I Рв перечистки	8,37	18,45	5,70	25,19	30,89	26,97	Хвосты основной Рв флотации	68,52	22,60	46,60	159,61	206,21	174,18	
Концентрат Рв контр. флотации	9,29	25,00	6,32	18,96	25,28	20,93								
Вода				3,00	3,00	3,00								
<b>Итого</b>	<b>83,16</b>	<b>23,83</b>	<b>56,56</b>	<b>180,77</b>	<b>237,33</b>	<b>198,45</b>	<b>Итого</b>	<b>83,16</b>	<b>23,83</b>	<b>56,56</b>	<b>180,77</b>	<b>237,33</b>	<b>198,45</b>	
I перечистная свинцовая флотация														
Концентрат основной Рв флотации	14,64	32,00	9,96	21,16	31,12	24,27	Концентрат I Рв перечистки	11,72	34,00	7,97	15,47	23,44	17,96	
Хвосты II Рв перечистки	5,45	21,56	3,71	13,50	17,21	14,66	Хвосты I Рв перечистки	8,37	18,45	5,70	25,19	30,89	26,97	
Вода				6,00	6,00	6,00								
<b>Итого</b>	<b>20,09</b>	<b>25,16</b>	<b>13,67</b>	<b>40,66</b>	<b>54,33</b>	<b>44,93</b>	<b>Итого</b>	<b>20,09</b>	<b>25,16</b>	<b>13,67</b>	<b>40,66</b>	<b>54,33</b>	<b>44,93</b>	
II перечистная свинцовая флотация														
Концентрат I Рв перечистки	11,72	34,00	7,97	15,47	23,44	17,96	Концентрат II Рв перечистки	6,27	36,00	4,26	7,57	11,83	8,90	
Вода				5,60	5,60	5,60	Хвосты II Рв перечистки	5,45	21,56	3,71	13,50	17,21	14,66	
<b>Итого</b>	<b>11,72</b>	<b>27,44</b>	<b>7,97</b>	<b>21,07</b>	<b>29,04</b>	<b>23,56</b>	<b>Итого</b>	<b>11,72</b>	<b>27,44</b>	<b>7,97</b>	<b>21,07</b>	<b>29,04</b>	<b>23,56</b>	

Продолжение таблицы Б.4

Поступает							Выходит						
Наименование продуктов	Выход , %	Про- цент твер- дого, %	Количество, т/ч			Объем пульпы, м <sup>3</sup> /ч	Наименование продуктов	Выход, %	Про- цент твер- дого, %	Количество, т/ч			Объем пульпы, м <sup>3</sup> /ч
			Твер- дого	Воды	Пульпы					Твер- дого	Воды	Пульпы	
Контрольная свинцовая флотация													

Хвосты осн. Рb флотации	68,52	22,60	46,60	159,61	206,21	174,18	Концентрат Рb контр. Флотации	9,29	25,00	6,32	18,96	25,28	20,93
Вода							Хвосты Рb контр. Флотации	59,23	22,26	40,28	140,65	180,93	153,25
<b>Итого</b>	<b>68,52</b>	<b>22,60</b>	<b>46,60</b>	<b>159,61</b>	<b>206,21</b>	<b>174,18</b>	<b>Итого</b>	<b>68,52</b>	<b>22,60</b>	<b>46,60</b>	<b>159,61</b>	<b>206,21</b>	<b>174,18</b>
Сгущение Рb концентрата													
Грав. свинцовая головка	4,48	45,00	3,05	3,73	6,78	4,68	Сгущенный Рb концентрат	10,75	60,00	7,31	4,87	12,18	7,15
Концентрат II Рb перечистки	6,27	36,00	4,26	7,57	11,83	8,90							
Фильтрат Рb концентрата				4,06	4,06	4,06	Слив обезвоживания свинцового концентрата				17,49	17,49	17,49
Вода				7,00	7,00	7,00							
<b>Итого</b>	<b>10,75</b>	<b>24,64</b>	<b>7,31</b>	<b>22,36</b>	<b>29,67</b>	<b>24,64</b>	<b>Итого</b>	<b>10,75</b>	<b>24,64</b>	<b>7,31</b>	<b>22,36</b>	<b>29,67</b>	<b>24,64</b>
Фильтрация сгущенного Рb концентрата													
Сгущенный Рb концентрат	10,75	60,00	7,31	4,87	12,18	7,15	Кек Рb концентрат	10,75	90,00	7,31	0,81	8,12	3,09
Вода							Фильтрат Рb концентрата				4,06	4,06	4,06
<b>Итого</b>	<b>10,75</b>	<b>60,00</b>	<b>7,31</b>	<b>4,87</b>	<b>12,18</b>	<b>7,15</b>	<b>Итого</b>	<b>10,75</b>	<b>60,00</b>	<b>7,31</b>	<b>4,87</b>	<b>12,18</b>	<b>7,15</b>
Сгущение хвостов контрольной свинцовой флотации													
Хвосты контр. флотации	59,23	22,26	40,28	140,65	180,93	153,25	Сгущенные хвосты флотации	59,23	52,00	40,28	37,18	77,46	49,78
Вода							Слив сгущенных хвостов флотации				103,47	103,47	103,47
<b>Итого</b>	<b>59,23</b>	<b>22,26</b>	<b>40,28</b>	<b>140,65</b>	<b>180,93</b>	<b>153,25</b>	<b>Итого</b>	<b>59,23</b>	<b>22,26</b>	<b>40,28</b>	<b>140,65</b>	<b>180,93</b>	<b>153,25</b>



### 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  $f = 12$ , равен 1,0;

$K_k$  – поправочный коэффициент, равный отношению номинальной крупности питания к ширине загрузочного отверстия  $B$

$K_w$  – поправочный коэффициент, при  $W = 6\%$

Тогда производительность по руде составит:

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

Коэффициент загрузки составит:

$$K_z = \frac{Q_{одр}}{Q_p} = \frac{160,2}{226} = 0,71$$

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

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

и составит:

$$Q_p = 1 \cdot 1 \cdot \left[ 130 + \frac{230 - 170}{60 - 25} \cdot (38 - 25) \right] \cdot 1,7 = 258,8 \text{ т/ч}$$

$$\text{Количество дробилок: } N = \frac{Q_6}{Q_p} = \frac{131,03}{258,8} = 1 \text{ шт}$$

Коэффициент загрузки составит:



$$K_3 = \frac{Q_{6др}}{Q_p \cdot N} = \frac{131,04}{258,8} = 0,51$$

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

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

и составит:

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

Коэффициент загрузки составит:

$$K_3 = \frac{Q_{10др}}{Q_p} = \frac{131,84}{153} = 0,86$$

В таблице 13 приведены сводные результаты расчета дробилок.

Наименование	Стадии дробления		
	I	II	III
Типоразмер дробилки	ЩДП 9×12	КСД – 1750 Гр	КИД-1750
Загрузка дробилки, т/ч	160	131,04	131,04
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	258,8	153
Количество дробилок, шт	1	1	1
Коэффициент загрузки	0,71	0,51	0,86

### 3.10.2 Оборудование для грохочения

Необходимая площадь грохочения рассчитывается по формуле (8):

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

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

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

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

Поправочные коэффициенты для грохота в стадии среднего 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 грохота в стадии мелкого дробления 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 среднего дробления составит:

$$F_p = \frac{160,02}{48,5 \cdot 1,7 \cdot 0,52 \cdot 1,43 \cdot 1,15 \cdot 1} = 2,26 \text{ м}^2$$

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

Площадь грохочения для грохота в стадии мелкого дробления составит:

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

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

### 3.10.3 Оборудование для измельчения

Расчет производительности мельницы:

Принимаем мельницу МШР –  $2100 \times 3000$  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:  $Q_p = \frac{1.16 \cdot 8,5}{0.3 - 0.02} = 35,2 \text{ т}/\text{ч}$ .

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

### 3.10.4 Оборудование для классификации

Производительность спиральных классификаторов по сливу и по пескам можно определить по формулам :

$$Q_c = 4,56 \cdot m \cdot k_\beta \cdot k_\delta \cdot k_c \cdot k_\alpha \cdot D^{1,765}, \quad (9)$$

$$Q_{II} = 5,45 \cdot m \cdot m \cdot k_\delta \cdot k_\alpha \cdot D^3 \quad (10)$$

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

$m$  – число спиралей классификатора, шт.;

$k_\beta$  – коэффициент, учитывающий крупность слива, доли ед.;

$k_\delta$  – коэффициент, учитывающий плотность классифицируемого материала, доли ед.;

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

$k_\alpha$  – коэффициент, учитывающий угол наклона днища классификатора, доли ед.;

$D$  – диаметр спирали классификатора, м.

Исходные данные для расчета поверочной классификации:

– производительность измельчительного предела – 14,32 т/ч;

– крупность слива составляет  $\beta_{сл}^{-74} = 41,84\%$ ;

– содержание твердого в сливе – 27,71%.

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

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

$$D^{1,765} = \frac{14,32}{4,56 \cdot 1 \cdot 1,75 \cdot 1,18 \cdot 1,66 \cdot 1} = 0,92$$

соответствует  $D=1$

$$Q_c = 4,56 \cdot 1 \cdot 1,18 \cdot 1,75 \cdot 1,66 \cdot 1 \cdot 1^{1,765} = 15,63 \text{ т/ч};$$

$$Q_{II} = 5,45 \cdot 1 \cdot 3,6 \cdot 1,18 \cdot 1 \cdot 1^3 = 40,5 \text{ т/ч},$$

Двухспиральный классификатор 1КСН-10 справляется с данной производительностью по пескам и сливам.

### 3.10.4 Оборудование для гравитационного обогащения методом отсадки

Необходимая площадь отсадочного решета рассчитывается по формуле:

$$S = \frac{Q}{q_0}, \text{ м}^2 \quad (11)$$

где:  $S$  - площадь отсадочного решета,  $\text{м}^2$ ;  
 $Q$  – нагрузка на машину,  $\text{т/ч}$ ;  
 $q_0$  – удельная производительность отсадочной машины,  $\text{т/м}^2 \cdot \text{ч}$   
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  $6 \text{ м}^2$ .

Для отсадки класса -3+0.074 рекомендуется отсадочная машина SK-24 с площадью отсадки  $4 \text{ м}^2$ .

### 3.10.5 Оборудование для гравитационного обогащения методом концентрации на столе

Для того, чтоб рассчитать производительность  $Q$  концентрационного стола любого размера при обогащении руд используют формулу И.Н. Исаева:

$$Q = 10^{-4} \cdot \rho_p \cdot m \cdot \left( F \cdot d_{\text{ср}} \frac{\rho_t - 1000}{\rho_l - 1000} \right)^{0,6}, \frac{\text{т}}{\text{ч}} \quad (11)$$

где  $\rho_p$ ,  $\rho_t$ ,  $\rho_l$  –плотность соответственно руды, тяжелых и легких минералов,  $\text{кг/м}^3$ ;

$m$  – число дек;

$F$  – площадь одной деки,  $\text{м}^2$ ;

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

Исходные данные для расчета:  $\rho_p = 3200$ ;  $\rho_t = 3900$ ;  $\rho_l = 2700$ ;  $m = 2$ ;

$F = 7,5$ ;  $d_{\text{ср}} = 0,8$

$$Q = 10^{-4} \cdot 3200 \cdot 2 \cdot \left( 7,5 \cdot 0,8 \cdot \frac{3900 - 1000}{2700 - 1000} \right)^{0,6} = 2,6 \text{ т/ч}$$

Количество концентрационных столов составит:  $27,4/2,6 = 10$  шт.

К установке принимается концентрационный стол типа СКО-15.

## ЗАКЛЮЧЕНИЕ

Извлекая из всех полученных данных проект дробильно - измельчительного отделения фабрики по переработке окисленной руды месторождения « Узынжал» с производительностью 1 000 000 тонн руды в год были получены следующие данные:

– извлечение свинца в гравитационный и флотационный концентраты – 85 %;

– содержание свинца в гравитационном концентрате – 49,33%;

– содержание свинца во флотационном концентрате – 56,76%;

Также была выбрана технологическая схема , которая состоит из трех стадий дроблений :

– 1,2 стадия в открытом цикле

– 3 стадия с предварительным грохочением

– процессов отсадки

– измельчения и классификаций, стоило бы еще отметить , что помимо технологических схем, также подобрали оборудование .

## 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.



Приложение Б – Схема цепи аппаратов

