

МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ И НАУКИ РЕСПУБЛИКИ КАЗАХСТАН

Satbayev University

Институт горно-металлургический

Кафедра металлургии и обогащения полезных ископаемых

Жарылғапова Аида Талғатқызы

Проект обогатительной фабрики по переработке полиметаллической руды
Малеевского месторождения с производительностью 2 000 000 тонн руды в год

ПОЯСНИТЕЛЬНАЯ ЗАПИСКА

к дипломному проекту

специальность 5В073700 – Обогащение полезных ископаемых

Алматы 2022

МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ И НАУКИ РЕСПУБЛИКИ КАЗАХСТАН

Satbayev University

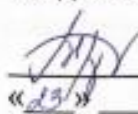
Институт горно-металлургический

Кафедра металлургии и обогащения полезных ископаемых



ДОПУЩЕН К ЗАЩИТЕ

Заведующий кафедрой МиОПИ
канд. техн. наук

 М.Б. Барменшинова
« 23 » мая 2022 г.

ПОЯСНИТЕЛЬНАЯ ЗАПИСКА

к дипломному проекту

На тему: «Проект обогатительной фабрики по переработке полиметаллической руды Малеевского месторождения с производительностью 2 000 000 тонн руды в год»

по специальности 5В073700 – Обогащение полезных ископаемых

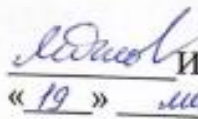
Выполнил

Жарылгапова А. Т.

Рецензент
Доктор Ph.D, старший
научный сотрудник,
Филиал РГП «НЦ КГМС РК»
ГНПОПЭ «Казмеханобр»

 Б.Н. Суримбаев
« 17 » мая 2022 г.

Научный руководитель
Доктор Ph.D,
ассистент профессор

 И.Ю. Мотовилов
« 19 » мая 2022 г.

Алматы 2022

МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ И НАУКИ РЕСПУБЛИКИ КАЗАХСТАН

Satbayev University

Институт горно-металлургический

Кафедра металлургии и обогащения полезных ископаемых

5B073700 – Обогащение полезных ископаемых

УТВЕРЖДАЮ

Заведующий кафедрой МиОПИ
канд. техн. наук

 М.Б. Барменшинова
«11» 01 2022 г.

ЗАДАНИЕ

на выполнение дипломного проекта

Обучающемуся Жарылгаповой Аиде Талгаткызы

Тема: Проект обогатительной фабрики по переработке полиметаллической руды Малеевского месторождения с производительностью 2 000 000 тонн руды в год Утверждена приказом ректора университета №489-П/Ө от «24» декабря 2021 г.

Срок сдачи законченного проекта: «15» мая 2022 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 16 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	11.01.2022	<i>идиот</i>
Выбор и расчет оборудования	01.02.2022	<i>идиот</i>
Разработка чертежей	25.03.2022	<i>идиот</i>
Оформление пояснительной записки	11.05.2022	<i>идиот</i>

Подписи

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

Наименование разделов	Научный руководитель, консультанты, И.О.Ф. (уч. степень, звание)	Дата подписания	Подпись
Технологическая часть	И.Ю. Мотовилов Доктор PhD	19.05.2022	<i>идиот</i>
Нормоконтролер	С.К. Джуманкулова Доктор PhD	18.05.2022	<i>К. Джуманкулова</i>

Научный руководитель

идиот

И.Ю. Мотовилов

Задание приняла к исполнению

А.Т. Жарылгапова

А.Т. Жарылгапова

Дата и подпись

«11» января 2022 г.

АҢДАТПА

Дипломдық жобаның мақсаты – жылына 2 000 000 тонна кен өндіретін Малеевка кен орнының полиметалл кенін өңдейтін байыту фабрикасының жобасын әзірлеу.

Осы жобалық жұмыстың негізі полиметалл кендерін өңдейтін "Алтай" байыту фабрикасы болып табылады.

Жұмысты орындау кезінде байытудың қолданыстағы технологиялық схемасы қолданылды, ол келесі операцияларды қамтиды: алдын-ала және сусыздандырып елеуі бар үш сатылы ұсақтау, шламдық флотацияның қорегі болып табылатын бастапқы шламдарды кеннен бөліп алу үшін классифактор мен гидроциклондағы классификация, конустық ауыр орта бөлгішінде алдын-ала байыту. Кенді ұнтақтау процесі гидроциклондарда классификациялану мен екі сатылы ұнтақтауды қамтиды. Флотациялық байыту келесі циклдерден тұрады: шламдық, ұжымдық Cu-Pb, селективті Cu, мырышты және Zn-Py флотациясы.

Концентраттардың келесі маркалары байыту фабрикасының дайын өнімдері болып табылады: Cu – КМ-5 (мыс кемінде 20%) , Zn – КЦ-2 (мырыш кемінде 53%) және Pb – КС7 (қорғасын кемінде 40%), Cu – 86% , Pb – 82%, Zn – 80% бөлініп алынады.

АННОТАЦИЯ

Целью дипломного проекта является разработка проекта обогатительной фабрики по переработке полиметаллических руд Малеевского месторождения с производительностью 2 000 000 тонн руды в год.

Основой данной проектной работы является обогатительная фабрика «Алтай» по переработке полиметаллических руд.

При выполнении работы была использована действующая технологическая схема обогащения, которая включает в себя следующие операции: три стадии дробления с предварительными и обезвоживающими грохочениями, классификации в классификаторе и в гидроциклоне с выделением из руды первичных шламов которые являются питанием шламовой флотации, предобогащение в конусном тяжелосредном сепараторе. Процесс измельчения руды включает в себя двухстадиальное измельчение с классификацией в гидроциклонах. Флотационное обогащение состоит из следующих циклов: шламовой, коллективной Cu-Pb, селективной Cu, цинковой и Zn-Pu флотации.

Готовыми продуктами обогатительной фабрики являются следующие марки концентратов : Cu – КМ-5 (меди не менее 20%) , Zn – КЦ-2 (цинка не менее 53%) и Pb – КС7 (свинца не менее 40%), с извлечением Cu – 86% , Pb – 82%, Zn – 80%.

ANNOTATION

The purpose of the diploma project is to develop a project of a concentrating plant for processing polymetallic ores of the Maleevsky deposit with a capacity of 2,000,000 tons of ore per year.

The basis of this project work is the Altai processing plant for processing polymetallic ores.

When performing the work, the current technological scheme of enrichment was used, which includes the following operations: three stages of crushing with preliminary and dewatering screening, classification in a classifier and in a hydrocyclone with the separation of primary sludge from the ore, which are the power of slurry flotation, pre-enrichment in a cone heavy-medium separator. The ore crushing process includes two-stage crushing with classification in hydrocyclones. Flotation enrichment consists of the following cycles: slurry, collective Cu-Pb, selective Cu, zinc and Zn-Py flotation.

The finished products of the concentrator are the following grades of concentrates: Cu – KM-5 (copper not less than 20%), Zn – KC-2 (zinc not less than 53%) and Pb – KS7 (lead not less than 40%), with the extraction of Cu – 86%, Pb – 82%, Zn – 80%.

СОДЕРЖАНИЕ

Введение	9
1 Общая пояснительная записка	10
1.1 Краткая характеристика предприятия	10
1.2 Основные технологические и проектные решения	11
1.3 Состав обогатительной фабрики	11
1.4 Характеристика перерабатываемой руды	11
2 Генеральный план, транспорт и рекультивация	15
2.1 Генеральный план	15
2.1.1 Характеристика района и площадки строительства	15
2.2 Транспорт	15
2.2.1 Внутрифабричный и внешний	15
2.3 Рекультивация нарушенных земель	15
3 Технология производства	16
3.1 Сырьевая база, характеристика сырья	16
3.2 Режим работы цехов и расчёт их производительности	17
3.3 Краткий анализ работы действующей фабрики	18
3.4 Выбор и обоснование технологической схемы	18
3.5 Выбор и расчет схемы дробления	21
3.6 Выбор и расчет схемы измельчения и флотационного обогащения	28
3.7 Расчет количественной схемы и баланса металлов	29
3.8 Выбор схемы обезвоживания	33
3.9 Расчет водно-шламовой схемы	34
3.10 Выбор основного оборудования	46
3.10.1 Оборудование для дробления	46
3.10.2 Оборудование для грохочения	47
3.10.3 Оборудование для измельчения	48
3.10.4 Оборудование для классификации	50
3.10.5 Оборудование для флотационного обогащения	51
3.10.6 Оборудование для обезвоживания концентратов	53
3.10.7 Оборудование для перекачки пульпы	54
4 Реагентный режим	55
4.1 Выбор и назначения реагентов для флотационного обогащения	55
Заключение	57
Список литературы	58
Приложение А – Спецификация к схеме цепи аппаратов	59
Приложение Б – Схема цепи аппаратов	60

ВВЕДЕНИЕ

Ведущая сфера, которая занимает 15,2% в общем объеме промышленного производства в казахстанской экономике это – горно-металлургическая промышленность [1].

Казахстан владеет всеми необходимыми видами сырья для развития металлургической сферы. По некоторым данным Казахстан в мире по выпуску меди занимает 11 место, а по ее запасам 12 место; по производству цинка 8 место, по ее запасам 5 место; по разведенным запасам свинца занимает 1 место.

Цветные металлы являются основными компонентами нашей повседневной жизни как и черные металлы. Если смотреть по структуре производства металлургической отрасли Казахстана (черная металлургия – 28,9%; благородная и цветная металлургия – 70,9%) и по анализам добычи металлов (с 2010 по 2018 года снизилась добыча железных руд (10,72%) и произошел рост добычи цветных руд (в среднем 94,63%)), то можно с уверенностью сказать, что цветные металлы актуальны всегда и везде[1,2].

Те же самые трансформаторы, пластиковые окна, краски, аккумуляторы, автомобили, телевизоры, экраны телевизоров, кондиционеры, красители для стекла, печатные платы, пищевые добавки и монеты, во всех этих вещах присутствуют такие металлы как, медь, свинец и цинк [3,4]. По данному списку можно узнать что человечество не может двигаться на машине в долгую поездку, смотреть свои любимые сериалы или оплатить свои мелкие покупки без этих металлов. По причине того, что эти металлы являются востребованными, выпускать их является с экономической точки зрения очень выгодным.

Данная дипломная работа направлена на разработку проекта обогатительной фабрики по переработке полиметаллических руд Малеевского месторождения с производительностью 2 000 000 тонн руды год. С помощью действующей на фабрике технологией будут выпускаться следующие цветные металлы в следующих количествах: Cu концентрат – 27 200 тонн/год, Pb концентрат – 42 000 тонн/год, Zn концентрат – 51 000 тонн/год.

1 Общая пояснительная записка

1.1 Характеристика предприятия

Казцинк - металлургическая компания, где производят в значительном размере такие металлы как, цинк, свинец, медь и драгоценные металлы. Она была создана при объединении казахстанских предприятий, которые занимались добычей и обработкой руд цветных металлов в Восточно-Казахстанской области в 1997 году.

Горно-обогатительный комплекс «Алтай» является основным обогатительным комплексом компании. Обогательная фабрика была построена в северо-западном направлении в окраине города Алтай в Восточной-Казахстанской области. Город ориентируется на расстоянии 120 км к юго-востоку от Усть-Каменогорска. Сам город привязан с областным центром двумя путями: железной дорогой и автомобильным шоссе.

Участок обогательной фабрики находится в трех километрах от самого города. Рельеф участка имеет уклон 20-22 градуса с юга-востока на северо-запад. Автомобильная дорога к участку из города примыкает с юго-восточной стороны.

В 1791 году Герасимом Зыряновым было открыто Зыряновское месторождение. В этот же год были открыты горные работы по добыче руды из выхода рудного тела на поверхность. До середины XIX века распространенным видом обогащения была ручная сортировка, с помощью которой обогащали данную руду. После того, как рассортировали руду, ее отправляли на обжиг и плавку.

В Зыряновске в 1892 году был сооружен и запущен в работу гидрометаллургический завод.

В такое же время было начато строительство первой флотационной обогательной фабрики, которую сдали для использования в Советский период 15 мая 1931 года. Испытания на обогатимость полиметаллических Зыряновских руд были выполнены не только в Советском Союзе, но и за его пределами.

Для обогащения сульфидных руд был выбран метод Шеридана. Этот метод заключался в том, что с помощью цианида и цинкового купороса депрессировали сфалерит в голове процесса и в дальнейшем активировали его медным купоросом. Эта технология была актуальной до 1937 года. В 1950 году стартовало строительство новой обогательной фабрики по проекту «Механобра», которая была сдана в работу 1953 году.

В сентябре 1950 года согласно постановлению Совета Министров СССР от 9 мая 1950 года проект строительства был утвержден цветной металлургии СССР.

Институт «Механобр» в 1959 году начал вырабатывать проект преобразования и расширения обогательной фабрики, которая также должна была принять к сведению строительства цеха тяжелых суспензий.

Вырабатываемый проект был изучен и утвержден в мае 1960 году Советом технико-экономических экспертиз при Госплане СССР.

В 1977 году при шахте «Центральная» был конструирован и сдан для работы новый корпус дробления руд подземной добычи.

В 2001 году из за объемных работ по реконструкции, которые были выполнены за 3 года, практическая мощность данной фабрики увеличилась в 1,4 раза с 1,636 млн.тонн до 2,255 млн.тонн руды в год.

Чтобы обеспечить фабрику промышленной водой был сконструирован водозабор.

1.2 Основные проектные решения

За базу технологии обогащения полиметаллической руды Малеевского месторождения принята действующая гравитационно-коллективно-селективная флотационная технологическая схема обогащения ОФ ГОК «Алтай».

Главный корпус фабрики содержит такие цеха как, измельчения и селлективно-коллективной флотации.

Фабрика также имеет лаборатории, с помощью которых определяют содержание таких металлов как, медь, свинец и цинк, а также содержание других сопутствующих металлов.

1.3 Состав обогатительной фабрики

Проект обогатительной фабрики будет состоять из следующих корпусов: приема руды, крупного, среднего и мелкого дробления, предобогащения, главного корпуса, который в свою очередь состоит из цехов измельчения и флотации; сгущения и фильтрации продуктов обогащения; подготовки реагентов и администрации.

1.4 Характеристика перерабатываемой руды

Полиметаллическая руда Малеевского месторождения в большинстве случаев на 45-55%, а баритосодержащая на 65-80% состоит из рудной сыпучки. Разубоживающие породы в составе руды, чаще всего составляют 30-45% от всего объема, а иногда, доходят до 50-55%. Разубоживающие породы представлены мелко, тонозернистыми порфиритами, разномзернистыми кварцитами, кварц-карбонат-хлорит-термолитовыми породами различного состава. В порфиритах, зачастую наблюдаются невыдержанные секущие прожилки жильного кварца и прожилки хлорит-карбонат-кварцевого состава, с сульфидной минерализацией рассеяно-гнездово-вкрапленного характера. Иногда гнезда бывают крупнокристаллическими агрегатами сульфидов,

вдобавок, в полиметаллических рудах основным является галенит, а медно-цинковых – халькопирит.

Полиметаллические руды Малеевского месторождения имеют 5 основных стадий последовательности рудообразования: железо-колчеданная – медно-колчеданная – медно-цинковая – полиметаллическая – барит-полиметаллическая.

Все составы с нечеткими границами тесно смешиваются между собой в всякого рода вариантах, и медленно переходят из состава в состав (рисунок 1). В руде можно увидеть прослои, разнообразные по размерам и конфигурации останцы, более ранних брекчированных руд железо-колчеданного, медно-колчеданного и медно-цинкового составов (рисунок 1).

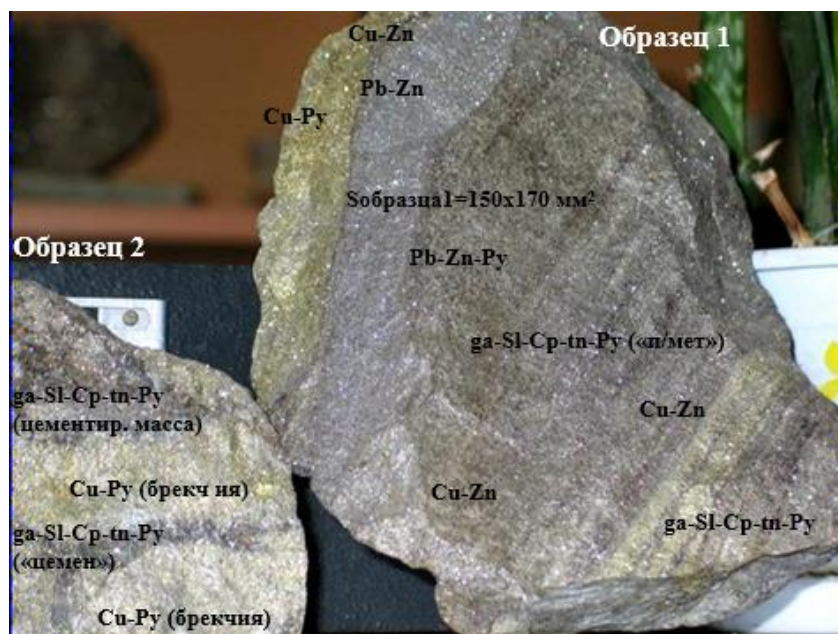


Рисунок 1 – Образцы полиметаллической руды Малеевского месторождения

В медно-цинковых рудах можно увидеть разнообразные включения полиметаллических руд: в виде прослоев различной мощности, согласных основному направлению оруднения, в виде невыдержанных ветвящихся прожилков различной протяженности и переменной мощности, в виде прерывистых цепочек или отдельных пятнообразных участков.

Текстура сплошных руд в разных образцах и в разных участках этих образцов различна: массивная, брекчиевая и брекчивидная, линейно-полосчатая, пятнисто-петельчатая, прожилковая.

Были обнаружены ковелинно-боритовые пленочки окисления в вскрытых плоскостях трещин и микротрещинах руды, а также на отвальных поверхностях медьсодержащих кусков руды.

Кое какие виды образцов могут иметь прожилки переотложенных более крупнозернистых, пластинчатой формы сульфидов, а могут изредка быть с зеркалами скольжения на их вскрытой поверхности.

Как известно, состав полиметаллических руд неоднородный и, в разных вариантах, наблюдается постепенный переход от одной группы компонентов к другой: пирит-содержащий и барит-содержащий свинцово-цинковый состав – полиметаллический и барит-полиметаллический (рисунок 2) – цинково-пиритовый – медно-цинковый – медно-колчеданный – железо-колчеданный составы (рисунок 1).

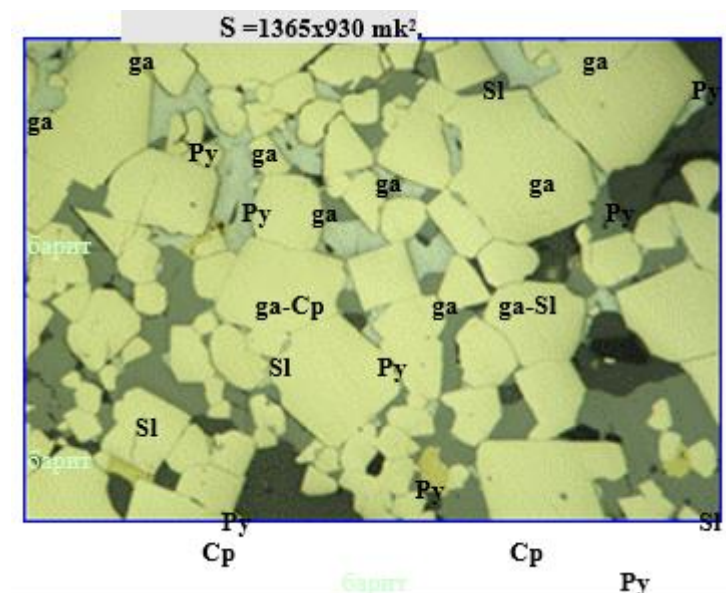


Рисунок 2 – Пирит-содержащий и барит-содержащий свинцово-цинковый состав – полиметаллический и барит-полиметаллический

Также наблюдается постепенный переход от бедных рассеяно-вкрапленных и вкрапленных руд к густо вкрапленным и к сплошным рудам.

Сама по себе структура руды разнозернистая (рисунок 2,3), но преимущественно средне-, мелкозернистая.

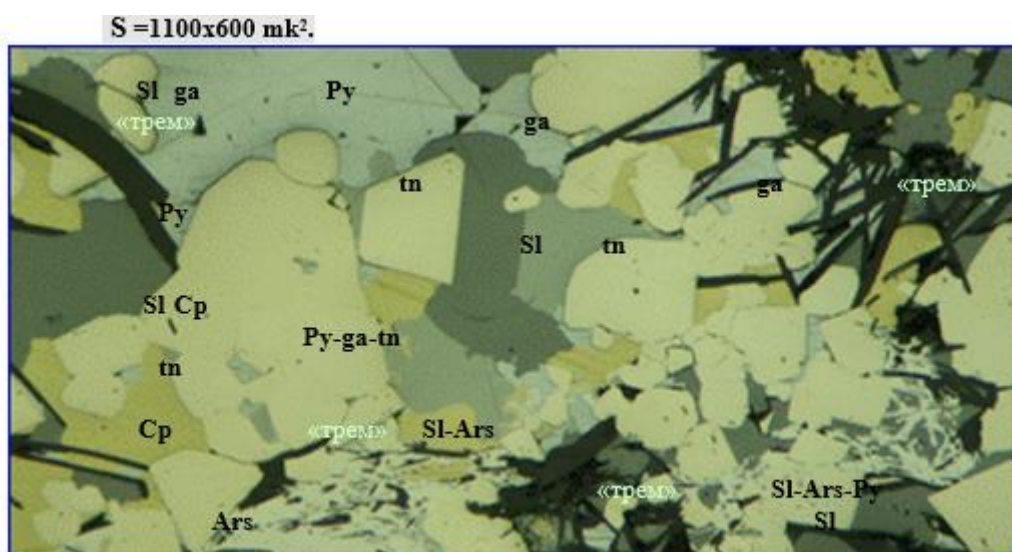


Рисунок 3 – Структура руды

Текстура руды различна, они выражаются: массивными, линейно-полосчатыми, полосчатыми и пятнистыми видами. Это вызывает неравномерное распределение всех компонентов с попеременным их доминированием в разных местах руды, и тесной чередностью полиметаллических руд с разнообразной формы и состава останцами медно-цинковых руд, медно колчеданного и железо-колчеданного составов.

В брекчированных рудах зон сингенетичной одновременной оруденению трещиноватости брекчия представлена колчеданной, медно-колчеданной и, иногда, медно-цинковой рудой, а цементом являются: в рудах медно-колчеданного состава – халькопирит, порой с примесью сфалерита, в рудах медно-цинковых и полиметаллических составов - полиметаллические и цинково-пиритовые руды (рисунок 1, образец 2).

Основными рудными компонентами являются следующие минералы (в общем порядке убывания их распространенности): пирит, сфалерит, халькопирит, галенит и теннантит.

Распространение этих компонентов неравномерно: в различных слоевидных, пятнообразных или прожилковидных участках отмечается попеременное их доминирование. В некоторых участках руды, в том числе, и в рудах свинцово-цинкового состава, среди медных компонентов основным является теннантит.

Все компоненты, включая пирит и нерудные компоненты руды, отмечаются и в, относительно, крупных мономинеральных агрегатах и, в разнообразных взаимных тонких и более грубых включениях.

Второстепенными компонентами являются следующие минералы (в порядке их распространённости): арсенопирит, магнетит, пирротин, кубанит, бетехтинит, гипогенный борнит, а также, ультратонкодисперсные, тонкодисперсные и пылевидные благородные компоненты: золото, электрум и серебро.

2 Генеральный план и транспорт

2.1 Генеральный план

2.1.1 Характеристика района и площадки строительства

Обогатительная фабрика расположена в северо-западном направлении в окраине города Алтай в Восточной-Казахстанской области. Город ориентируется на расстоянии 120 км к юго-востоку от Усть-Каменогорска.

Участок обогатительной фабрики находится в трех километрах от самого города. Рельеф участка имеет уклон 20-22 градуса с юга-востока на северо-запад.

2.2 Транспорт

2.2.1 Внешний и внутрифабричный

Фабрика оборудована всеми необходимыми средствами для транспортировки, в том числе для погрузки, выгрузки и транспортировки руды от месторождения до самой фабрики. Внешними видами транспорта могут служить как железная дорога, так и автомобильный транспорт.

После прибытия на участок руда поступает на крупное дробление после этого крупно дробленая руда с помощью конвейера подается на бункер, откуда питателем загружается на среднее и мелкое дробление. Руда прошедшая стадию дробления и предобогащения собирается на общий конвейер и подается в бункер участка измельчения и флотации.

2.3 Рекультивация нарушенных земель

Поскольку месторождение разрабатывается подземным способом, это влечёт ухудшение экологической обстановки, поскольку деформируется поверхность земли. Так же в ходе строительства и эксплуатирование происходит нарушение земельных участков. Нарушению подвержено и хвостохранилище. По прошествии строительных работ ведется работа над рекультивации нарушенных земель, а в хвостохранилищах такая работа будет производится после полного осушения канала.

3 Технология производства

3.1 Сырьевая база, характеристика сырья

Основные рудные компоненты Малеевского месторождения составляют такие металлы как, медь, цинк, свинец, а также в составе имеются золото, серебро, кадмий, висмут, индий, селен, теллур, сурьма, мышьяк и другие металлы.

Запасы Малеевского месторождения утвердились 27 февраля 1987 году по состоянию на 01 апреля 1986 году Государственной комиссией по запасам СССР.

Запасы Малеевского месторождения на 01 января 2003 приведены в таблицах 1-2.

Таблица 1 – Количество запасов руды на месторождении по категориям В+С1

Общее количество запасов, тыс.тонн	Запасы полезных компонентов в руде, тыс.тонн			Запасы полезных компонентов в руде, тонн		Среднее содержание металл в руде, %			Среднее содержание металл в руде, г/т	
	Zn	Pb	Cu	Ag	Au	Zn	Pb	Cu	Ag	Au
35,548,0	2,742,8	439,3	845,9	2,7	18,4	7,72	1,24	2,38	76,97	0,52

Таблица 2 - Количество запасов руды на месторождении по категориям С2

Общее количество запасов, тыс.тонн	Запасы полезных компонентов в руде, тыс.тонн			Запасы полезных компонентов в руде, тонн		Среднее содержание металл в руде, %			Среднее содержание металл в руде, г/т	
	Zn	Pb	Cu	Ag	Au	Zn	Pb	Cu	Ag	Au
2,472,0	195,4	45,3	23,8	99,9	1,6	7,90	1,83	23,8	40,41	1,6

Месторождение осваивается подземным рудником и вскрыто четырьмя вертикально расположенными стволами таких шахт как, «Малеевская», «Скиповая», «Вентиляционная», «Воздуховыдающая», а также этажными выработками 11го и 14го горизонтов. По подсчетам запасные данные месторождения при проектной производительности в 2,250 тыс. тонн руды в год, если взять во внимание затухание горных работ, то хватит на 19 лет.

Так как, основные рудные элементы обладают некоторыми преимуществами на Малеевском месторождении выделяются такие типы руды как, цинковая, колчеданная барит-цинково-свинцово-медная по другому полиметаллическая, свинцово-цинковая, колчеданно-медно-цинковая, медноколчеданная.

В общем по данному месторождению соотношение Cu, Zn и Pb составляет 2,2:7,6:1,0.

Химический состав руды Малеевского месторождения приведен в таблице 3 [6].

Таблица 3 – Химический состав руды Малеевского месторождения

Элемент	Содержание, %	Элемент	Содержание, %
Cu	0,3	As	0,17
Pb	1,05	Sb	0,034
Zn	1,75	Ba	18,20
Fe	15,03	S общая	24,44
Au, г/т	0,70	S сульфидная	19,42
Ag, г/т	163,60	SiO ₂	11,46
Cd	0,06	K	0,23
Bi	0,017	CaO	2,94
Mo	0,0091	Al ₂ O ₃	5,09
Hg	0,002	Na	0,32
Se	0,0012	MgO	1,30
Te	0,0001		

3.2 Режим работы цехов и расчёт их производительности

Проектная производительность составляет 2 000 000 тонн руды в год.

Согласно методики определения производительности фабрики, отделений и цехов машинное время работы дробильного оборудования при 305 суток в год, в 2 рабочие смены в сутки по 12 часов и коэффициенте использования оборудования 0,75 по формуле (1) рассчитаем часовую производительность цеха дробления:

$$Q_0 = \frac{Q_{\Gamma}}{N * m * n * K_B} \quad (1)$$

где Q_{Γ} – годовая производительность, т;

N – число рабочих дней в году;

m – число рабочих смен в сутки;

n – число рабочих часов в смену;

K_B – коэффициент использования оборудования;

Производительность корпуса дробления и главного корпуса составит:

$$Q_{\text{др}} = \frac{2000000}{305 * 2 * 12 * 0,75} = 364 \frac{\text{т}}{\text{ч}}$$

3.3 Краткий анализ работы действующей фабрики

Руда с помощью автомобильного транспорта или магистральным путем доставляется на фабрику, взвешивается на автомобильных весах и ее помещают на специальной площадке перед приемными бункерами.

Для подготовки руды к измельчению используют следующие схемы рудоподготовки: три стадии дробления с предварительными и обезвоживающими грохочениями, классификации в классификаторе и в гидроциклоне с выделением из руды первичных шламов, предобогащение в конусном тяжелосредном сепараторе, тяжелая фракция которой является готовым продуктом для участка измельчения и флотации. Также имеется сгущение слива классификации, сгущенный продукт которого идет на шламовую флотацию.

Процесс измельчения руды включает в себя двухстадиальное измельчение с классификацией в гидроциклонах.

Флотация включает в себя следующие циклы: шламовый, коллективный Cu-Pb, селективный Cu, цинковый и Zn-Py флотации.

После процесса флотации концентраты подвергаются двухстадиальному обезвоживанию с получением кеков одноименных концентратов. Дальше готовый продукт отправляется на металлургический завод. Хвосты процесса флотации перекачиваются в хвостахранилище.

3.4 Выбор и обоснование технологической схемы

Принципиальная технологическая схема обогащения показана на рисунке 4. Данная технологическая схема включает следующие операции:

- трехстадиальное дробление с мокрым предварительным грохочением во второй и третьей стадии до номинальной крупности 10 мм;
- обезвоживающее грохочение и классификацию подрешетных продуктов с целью выделения первичных шламов и подготовки машинного класса -60+7 мм к тяжелосредному предобогащению;
- предобогащение в конусном тяжелосредном сепараторе перед третьей стадией дробления, с целью сброса легкой фракции с отвальным содержанием ценных компонентов;
- двухстадиальное измельчение с классификацией в гидроциклонах, в первой стадии до крупности 51% класса менее 74 мкм и вторая стадия до крупности 80% класса менее 74 мкм;
- шламовую флотацию с выделением концентрата в шламовой перечистке, который объединяется со сливом первой стадии измельчения и поступают на первую основную коллективную Cu-Pb флотацию;
- коллективная Cu-Pb флотация, включает две основные, две контрольные и три перечестные операции. Концентрат коллективной Cu-Pb флотации поступает на селекцию, хвосты являются питанием цинкового цикла;

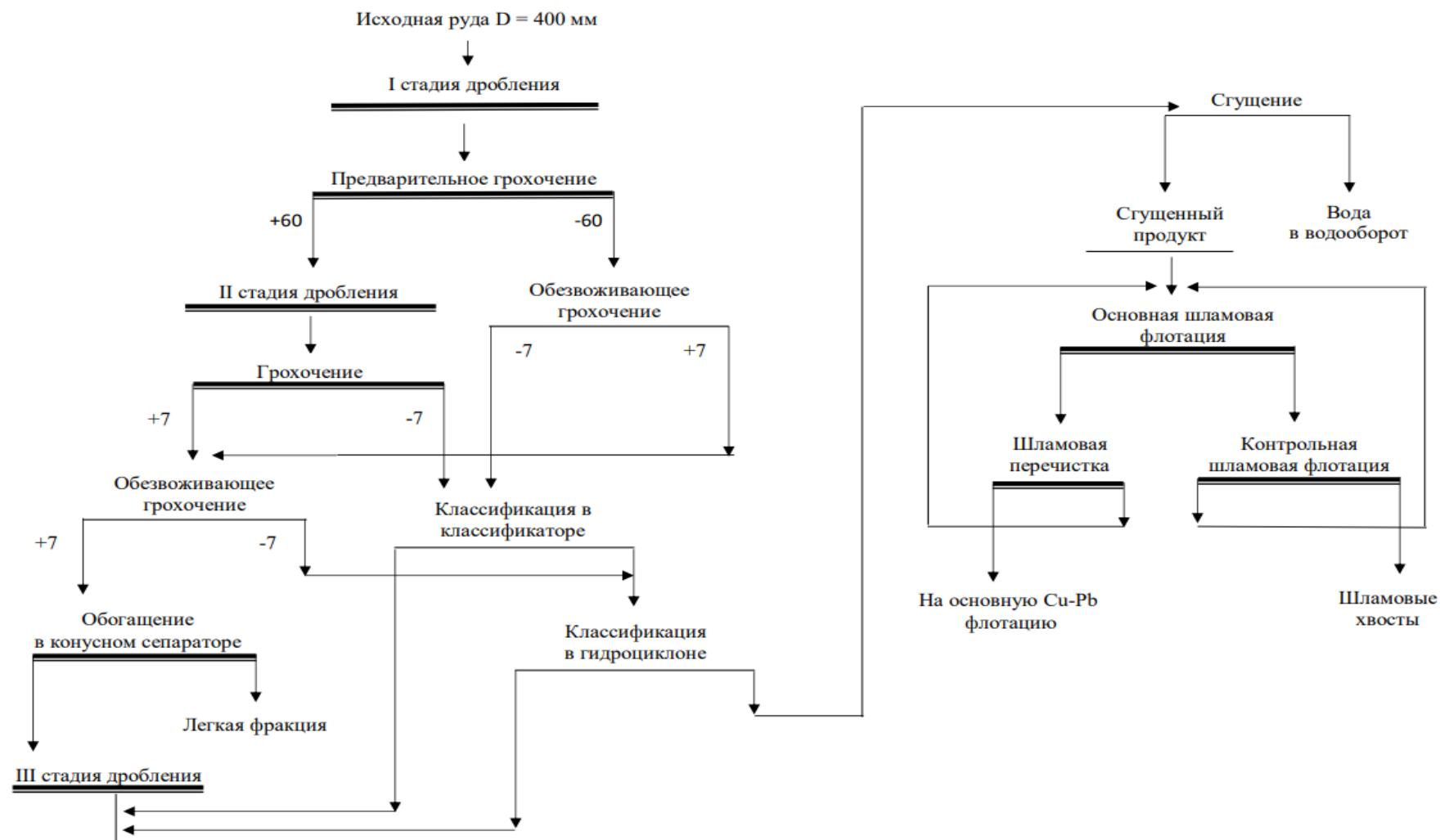


Рисунок 4 , Лист 1 – Принципиальная технологическая схема обогащения полиметаллической руды Малеевского месторождения

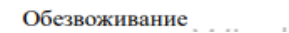


Рисунок 4, Лист 2

- селекция коллективного Cu-Pb концентрата заключается в депрессии галенита и состоит из основной, контрольной и перечистой Cu флотации с получением в перечистке Cu концентрата, а в хвостах контрольной Cu флотации с получением Pb концентрата;

- цинковый цикл состоит из выделения цинковой головки, основной коллективной Zn-Py флотации, двух контрольных Zn-Py флотаций с получением во второй контрольной флотации отвальных хвостов. Концентрат основной коллективной Zn-Py флотации доизмельчается до 80% класса - 0,040мм и поступает на основную Zn флотацию, хвосты основной цинковой флотации поступают на контрольную флотацию, концентрат которой возвращается в голову процесса, а хвосты в первую контрольную цинково-пиритную флотацию. Концентрат основной Zn флотации поступает на перечистку с получением кондиционного Zn концентрата;

- полученные концентраты обезвоживаются в две стадии сгущением и фильтрованием.

3.5 Выбор и расчет схемы дробления

При дроблении руды применяются четыре основных способа : удар, истирание, раскалывание и сжатие. Какую дробилку не возьми, она может иметь тот или иной способ, а иногда имеет сочетание этих способов.

В схемах дробления различают операции крупного, среднего и мелкого дробления. Конструкции дробилок, в которых сокращение крупности происходит по стадия различаются друг от друга в зависимости от операции. При крупном дроблении размер кусков доводят до 500-200 мм; при среднем дроблении – до 150-80 мм; при мелком дроблении – до 25 мм и меньше.

Щековые дробилки крупного дробления имеют степень дробления от 3 до 5. Степень дробления конусных дробилок для крупного дробления обычно бывают аналогично с щековыми от 3 до 5, а для дробилок среднего и мелкого дробления в диапазоне 4...7 [7].

Для того, чтобы получить номинальную крупность дробленного продукта в 10 мм общая степень дробления будет равна 40. По этой причине, была выбрана схема с трехстадиальной схемой дробления с предварительным грохочением и поверочным грохочением в первой и во второй стадии, обеспечивающая работу дробильных аппаратов при оптимальных степенях дробления. Схема дробления показана на рисунке 2.



Рисунок 5 – Схема дробления и предобогащения

С целью определения выхода (%) и массы продуктов (т/ч) во всех операциях и продуктах технологической схемы мы рассчитываем схему дробления.

Исходные данные для расчета выбранной схемы дробления:

- производительность фабрики, 2000000 тонн руды в год;
- производительность отделения дробления, 364 т/ч;

- крупность максимальных кусков в исходной руде (D_{max}) = 400 мм;
- номинальная крупность дробленой руды (d_n) = 10 мм;
- гранулометрическая характеристика исходной руды принята в виде прямой линии, рисунок 6;
- эффективность грохочения во второй и третьей стадии дробления, $E_2 = E_3 = 88 \%$;
- крепость руды по Протоdjяконову, $f=12$;
- влажность руды $W = 5 \%$;
- плотность руды, $\delta = 3 \text{ т/м}^3$;
- насыпная плотность руды, $\delta_n = 1,65 \text{ т/м}^3$.

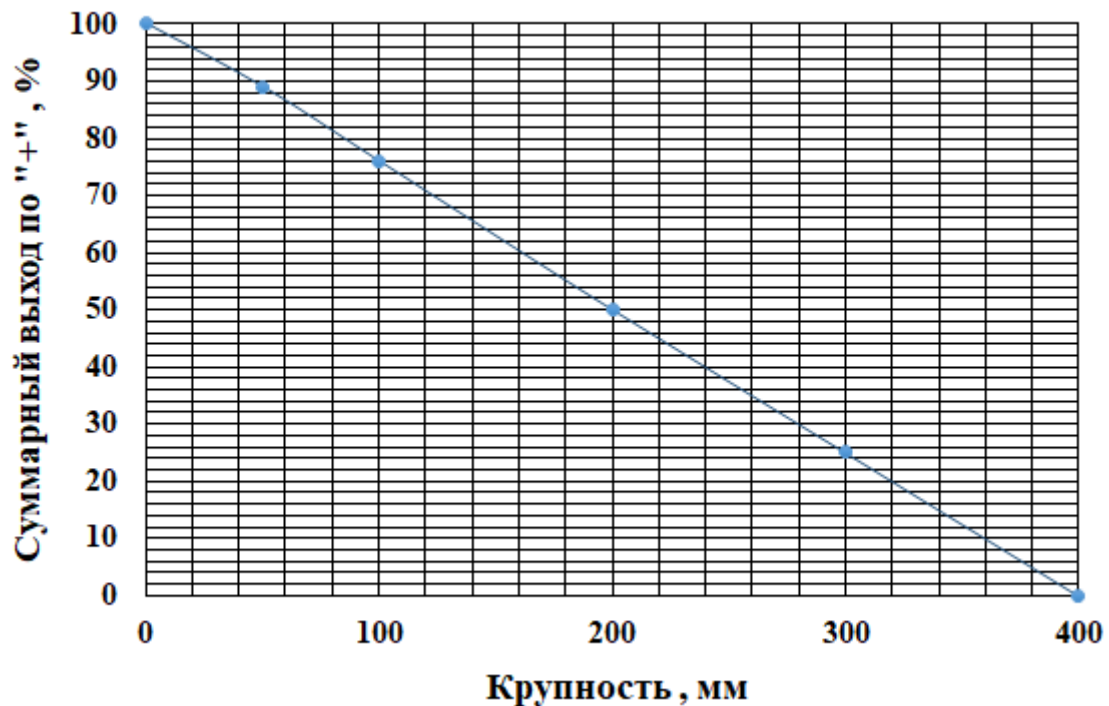


Рисунок 6 – Ситовая характеристика 0-го продукта (исходной руды)

По формуле (2) определяем общую степень дробления :

$$S_{общ} = \frac{D_{max}}{d_n} = \frac{400}{10} = 40 \quad (2)$$

$$S_{общ} = \frac{400}{10} = 40$$

далее по формуле (3) определяем среднюю степень дробления:

$$S_{II} = S_{ср} = S_{общ}^{1/3} \quad (3)$$

$$S_{II} = S_{cp} = S_{общ}^{1/3} = 40^{1/3} = 3,42$$

Степень дробления в первой стадии составит

$$S_I = \frac{D_{max}}{d_1} = \frac{400}{180} = 2,23$$

в третьей стадии составит

$$S_{III} = \frac{S_{общ}}{S_I * S_{II}} = \frac{40}{2,23 * 3} = 5,97$$

Крупность дробленых продуктов по стадиям дробления составит:

в первой стадии – $d_I = D_{max} / S_I = 400 / 2,23 = 180$ мм;

во второй стадии – $d_{II} = d_I / S_{II} = 180 / 3 = 60$ мм;

в третьей стадии – $d_{III} = d_{II} / S_{III} = 60 / 6 = 10$ мм.

Для второй стадии принимаем следующий показатель грохочения:

$$a_2 = d_2 = 60 \text{ мм}, E_2 = 100\%$$

Выполним расчет характеристик крупности для продуктов дробления по стадиям, результаты расчетов сведены в таблицы 4-6.

Таблица 4 – Типовая характеристика крупности 3-го продукта крупного дробления, $d_H = 180$ мм, $i_p = 120$ мм

Определяемый класс, в долях i_p	Крупность класса, мм	Выход класса по «+», %	Выход класса по «-», %
$0,2 * i_p$	24	90	10
$0,4 * i_p$	48	68	32
$0,8 * i_p$	96	40	60
$1,2 * i_p$	144	19	81
$Z_1 * i_p$	180	5	95

Таблица 5 – Расчетная характеристика крупности продукта 4

Крупность класса, мм	Расчетный выход класса по «-», %	Выход класса по «+», %
24	$\beta_4^{-24} = \beta_0^{-24} + b_0^{+120}$. $\beta_3^{-24} = 5 + 0,73 * 10 = 12,3$	87,7
48	$\beta_4^{-48} = \beta_0^{-48} + b_0^{+120}$. $\beta_3^{-48} = 12 + 0,73 * 32 = 35,36$	64,64
96	$\beta_4^{-96} = \beta_0^{-96} + b_0^{+120}$. $\beta_3^{-96} = 21 + 0,73 * 60 = 64,8$	35,2
144	$\beta_4^{-144} = \beta_0^{-144} + b_0^{+144}$. $\beta_3^{-144} = 50 + 0,5 * 81 = 90,5$	8,5
180	$\beta_4^{-180} = \beta_0^{-180} + b_0^{+180}$. $\beta_3^{-180} = 46 + 0,54 * 95 = 97,3$	2,7

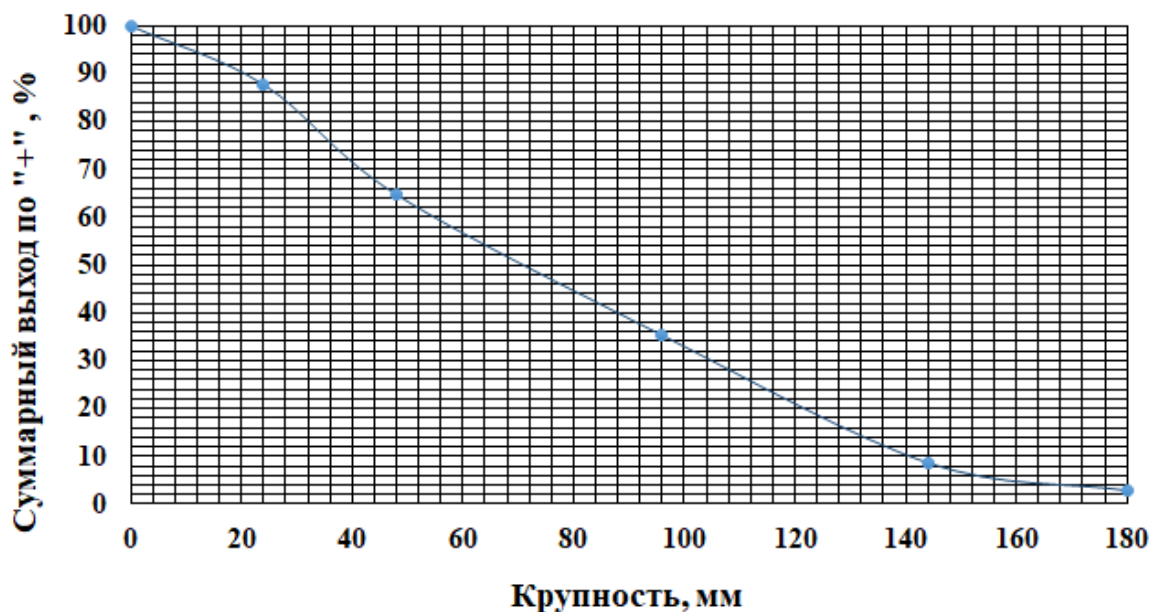


Рисунок 7 – Ситовая характеристика 4-го продукта (крупного дробления)

Определим массы продуктов схемы дробления с учетом эффективности грохочения и выхода подрешетного продукта, определяемого по гранулометрической характеристике.

При определении массы подрешетного продукта 5 во II стадии дробления необходимо узнать содержание отсеваемого (подрешетного) материала в продукте 5, которое находят по гранулометрической характеристике $\beta_4^{-50}=45\%$.

Тогда масса продукта питания обезвоживающего грохота будет равна следующему по формуле (4):

$$Q_5 = Q_4 \cdot \beta_4^{-74} \cdot E, \text{ т/ч} \quad (4)$$

$$Q_5 = 364 \cdot 0,45 \cdot 0,95 = 163,8 \text{ т/ч},$$

а масса питания II стадии дробления,

$$Q_6 = Q_4 - Q_5 = 364 - 163,8 = 200,2 \text{ т/ч}$$

Таблица 6 – Типовая характеристика крупности 7-го продукта среднего дробления, $d_n=52$ мм, $i_p=37$ мм

Определяемый класс, в долях d_n	Крупность класса, мм	Выход класса по «+», %	Выход класса по «-»
0,2* d_n	12	62	38
0,4* d_n	24	40	60
0,6* d_n	36	22	78
0,8* d_n	48	10	90
1,0* d_n	60	5	95

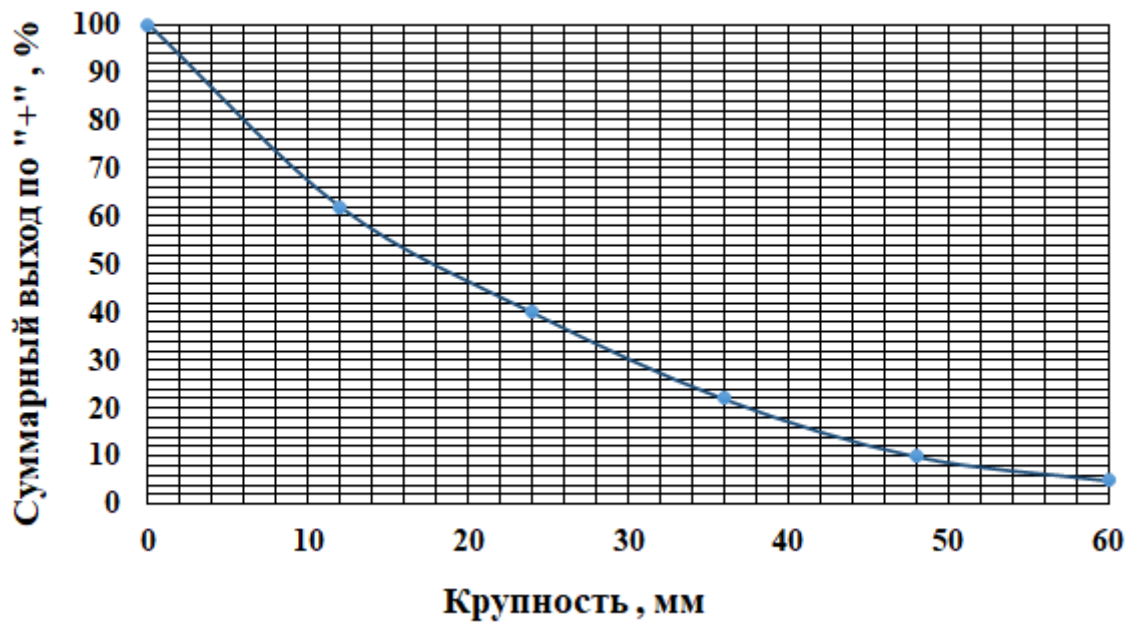


Рисунок 8 – Ситовая характеристика 7-го продукта (среднего дробления)

В грохочении после II стадии дробления размер отверстий сит $a = 7$ мм, эффективность грохочения $E = 88\%$.

Определим производительность питания класса $-60+7$ мм (Q_8) и $-7+0,0$ мм (Q_9):

$$Q_8 = Q_7 * \beta_7^{-7} * E = 200,2 * 0,18 * 0,88 = 31,71 \text{ т/ч}$$

$$Q_9 = Q_7 - Q_8 = 200,2 - 31,71 = 168,79 \text{ т/ч}$$

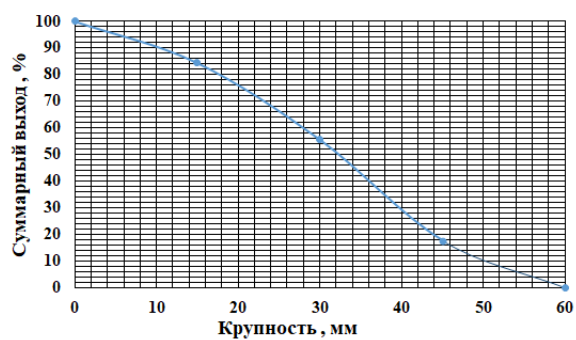
В обожвоживающее грохочение после II стадии дробления размер отверстий сит $a = 7$ мм, эффективность грохочения $E = 85\%$.

Определим производительность питания класса $-7+0,0$ мм (Q_{10}), $-60+7$ мм (Q_{11}) и классификации в классификаторе (Q_{12}):

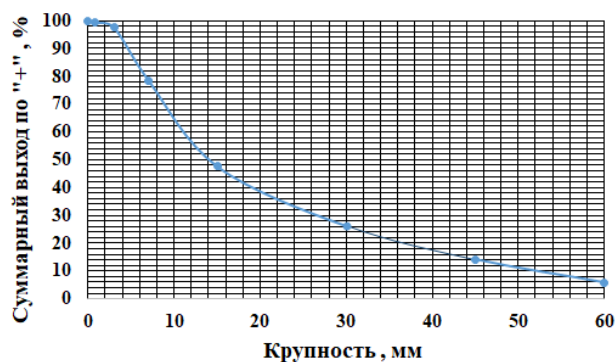
$$Q_{10} = Q_5 * \beta_5^{-7} * E = 163,8 * 0,85 * 0,1 = 13,9 \text{ т/ч}$$

$$Q_{11} = Q_5 - Q_{10} = 163,8 - 13,9 = 149,9 \text{ т/ч}$$

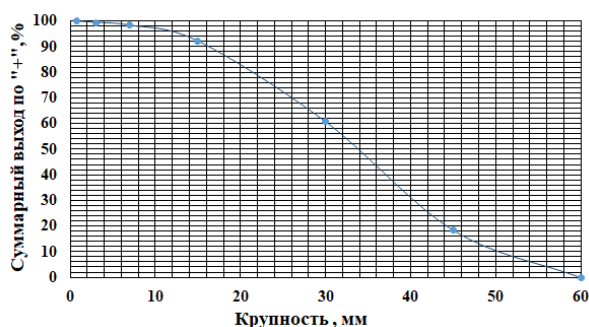
$$Q_{12} = Q_8 + Q_{10} = 31,71 + 13,9 = 45,61 \text{ т/ч}$$



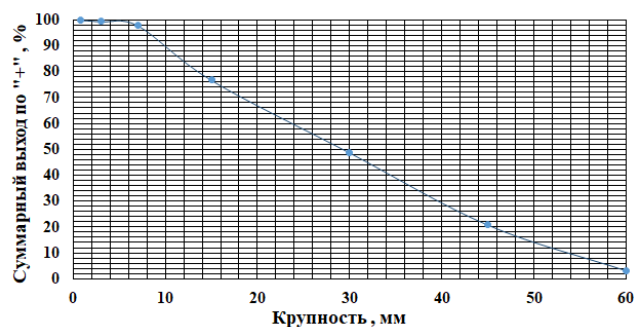
a



б



в



г

Рисунок 9 – Ситовые характеристики : а – 5-го продукта ; б – 9 го продукта; в – 11-го продукта; г – 13-го продукта

Рассчитаем производительности питания класса -60+7 мм (Q_{14}) и - 7+0,0мм (Q_{15}):

$$Q_{15} = Q_{13} * \beta_{13}^{-7} * E = 318,39 * 0,85 = 5,6 \text{ т/ч}$$

$$Q_{14} = Q_{13} - Q_{15} = 312,79 \text{ т/ч}$$

Рассчитаем производительность питания III стадии дробления и выход легкой фракции на основании рассчитанного баланса металлов предобогащения приведенного в таблице 7:

$$Q_{20} = \frac{Q_0 * \gamma_{20}}{100} = \frac{364 * 61,43}{100} = 223,61 \text{ т/ч}$$

$$Q_{21} = Q_{14} - Q_{20} = 312,79 - 223,61 = 89,18 \text{ т/ч}$$

Таблица 7 – Баланс металлов предобогащения в тяжелых суспензиях

Наименование	Выход γ , %	Содержание β , %			Извлечение ϵ , %		
		Cu	Pb	Zn	Cu	Pb	Zn
Тяжелая фракция	61,43	0,384	1,325	2,3	78,62	77,52	80,75
Легкая фракция	24,5	0,067	0,24	0,32	5,49	5,6	4,5
Пески	11,0	0,28	1,08	1,65	10,26	11,32	10,37
Слив	3,07	0,55	1,9	2,5	5,63	5,56	4,38
Руда	100	0,3	1,05	1,75	100	100	100

3.6 Выбор и расчет схемы измельчения и флотационного обогащения

Процесс измельчения руды включает двухстадиальное измельчение с трехстадиальной классификацией выхода мельниц в гидроциклонах. Измельченная в мельницах руда стадии поступает на I основную Cu-Pb флотацию, откуда хвосты I основной Cu-Pb флотации идут на III стадию классификации. Пески идут на II стадию измельчения, а слив на II основную Cu-Pb флотацию. Концентраты Cu перечистки, 2 контрольной Cu флотации и Zn перечистки идут на сгущение, сгущенный продукт в фильтрование, а оттуда товарный продукт на металлургический цех.

Схема процесса измельчения показана на рисунке 9.



Рисунок 10 – Схема двухстадиального измельчения

Для расчета количественной схемы измельчения зададимся содержанием готового класса в продуктах измельчения и известными выходами: $\beta_0^{-74}=10$ %; $\beta_2^{-74}=25$ %; $\beta_3^{-74}=40,18$ %; $\beta_4^{-74}=7$ %; $\beta_5^{-74}=51$ %; $\beta_6^{-74}=9$ %; $\beta_7^{-74}=4$ %; $\beta_8^{-74}=80$ %;

$$\beta_9^{-74}=17\%; \beta_{10}^{-74}=32\%; \gamma_0 = \gamma_5 = \gamma_8 =72,43\%;$$

Составим уравнение баланса для II классификации

Уравнения баланса по операциям классификации:

по твердому

$$1) \gamma_3 = \gamma_6 + \gamma_5;$$

по расчетному классу

$$2) \gamma_3 \beta_3^{-74} = \gamma_5 \beta_5^{-74} + \gamma_6 \beta_6^{-74}.$$

Решая систему уравнений относительно γ_9 , найдем:

$$\gamma_6 = \gamma_5 \frac{\beta_5^{-74} - \beta_3^{-74}}{\beta_3^{-74} - \beta_6^{-74}} = 72,43 \cdot \frac{51 - 40}{40 - 9} = 25,7\%$$

Аналогичным образом рассчитываются остальные операции. Результаты расчета сведены в таблицу 8.

Таблица 8 – Показатели продуктов измельчения и гравитации

№ продукта	Выход, %	Количество, т/ч
γ_0	72,43	263,6
γ_1	179,9	654,8
γ_2	179,9	654,8
γ_3	98,13	357,2
γ_4	81,77	297,6
γ_5	72,43	263,6
γ_6	25,7	93,5
γ_7	212,46	773,4
γ_8	72,43	263,6
γ_9	140,03	509,7
γ_{10}	140,03	509,7

3.7 Расчет количественной схемы и баланса металлов

Сливы гидроциклонов поступают во флотационные машины основной флотации. Пенный продукт флотации перекачивается на сгущение в сгуститель.

Сгущенный концентрат подается для отделения влаги. Обезвоженный концентрат подается на склад готовой продукции. Готовая продукция – свинец, меде, цинкосодержащий флотационный концентрат отправляют в металлургический комплекс для дальнейшего выпуска металла.

Схема флотационного обогащения показана на рисунке 10, общий баланс металлов флотационной схемы приведен в таблице 9.

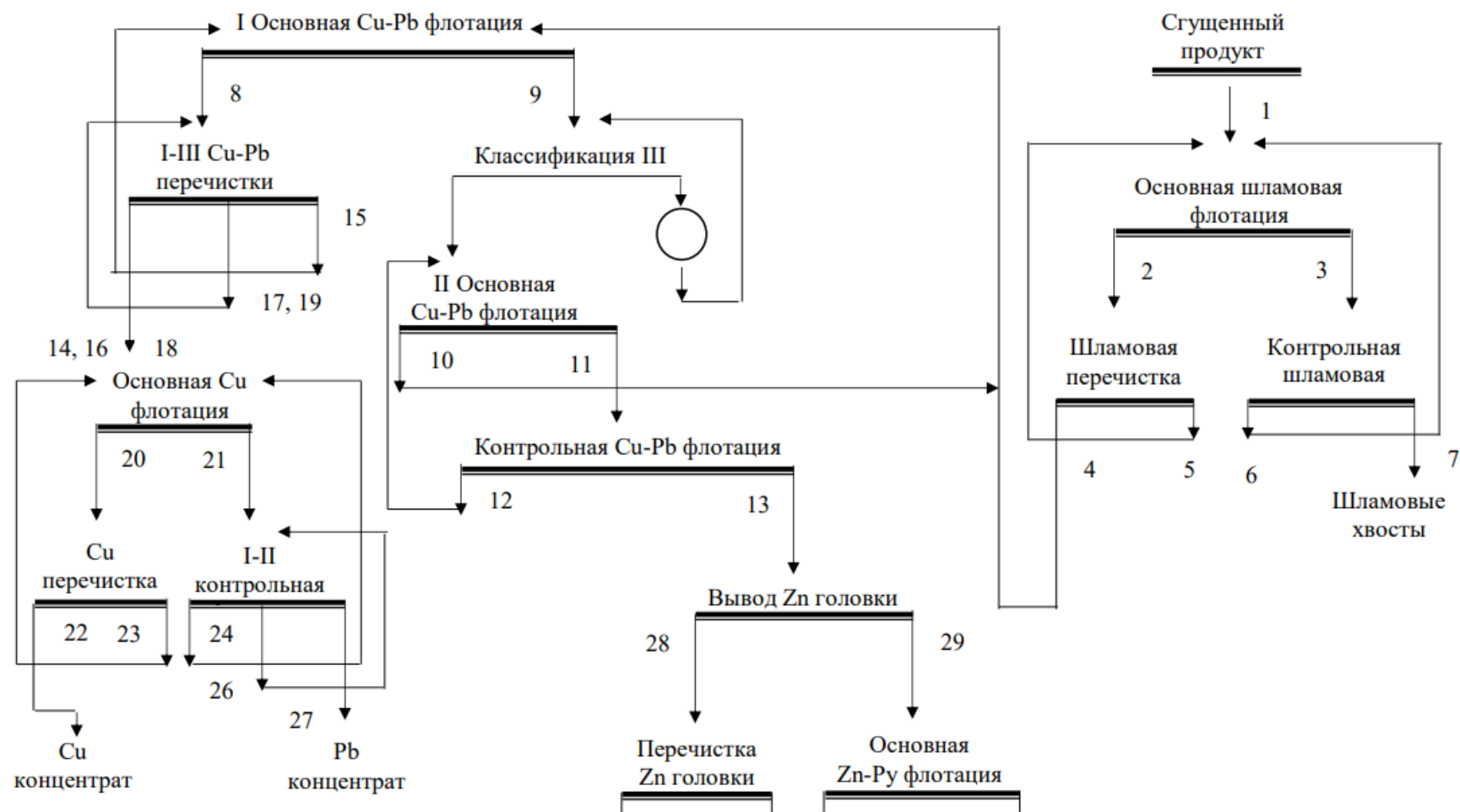


Рисунок 11, Лист 1 – Схема флотационного обогащения



Рисунок 11, Лист 2

Таблица 9 – Баланс металлов флотационного обогащения

Наименование	Выход γ , %	Содержание β , %			Извлечение ϵ , %		
		Cu	Pb	Zn	Cu	Pb	Zn
Cu концентрат	1,36	19,0	1,7	3,2	86,0	2,20	2,49
Pb концентрат	2,1	0,8	41	3,1	5,6	82	3,72
Zn концентрат	2,55	0,1	0,73	55	0,85	1,77	80,0
Хвосты тяжелой суспензии	24,5	0,067	0,24	0,322	5,49	5,6	4,5
Хвосты шламовой флотации	2,66	0,126	0,44	1,73	1,12	1,11	2,62
Хвосты отвальные	66,83	0,004	0,115	0,17	0,94	7,32	6,67
Исходная руда	100,0	0,3	1,05	1,75	100,0	100,0	100,0

Для расчета схемы флотационного обогащения полиметаллической руды содержащей три металла необходимо решить принципиальную схему, для определения содержания металлов в питании каждого цикла. Расчет принципиальной схемы показан на рисунке 12.as

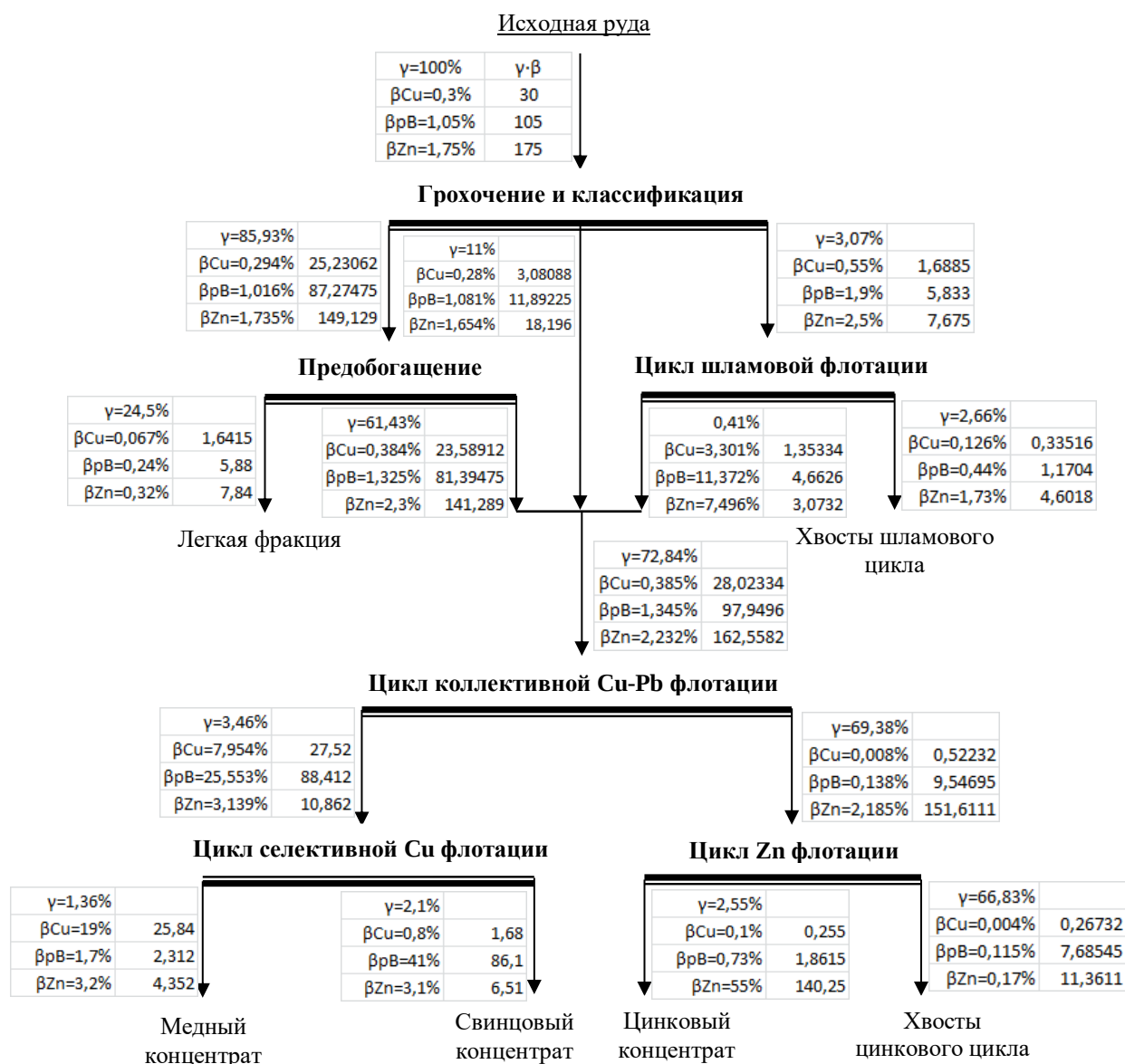


Рисунок 12 – Расчет принципиальной схемы обогащения

Далее необходимо задаться всеми неизвестными содержаниями (причем каждый цикл рассчитывается по наиболее контрастному металлу) и используя методику расчета снизу вверх рассчитать количественную схему. Результаты расчета сведены в таблицу 10.

Таблица 10 – Показатели продуктов флотационного обогащения

№ продукта	Содержание, %	Выход, %	Количество, т/ч	№ продукта	Содержание, %	Выход, %	Количество, т/ч
γ_1	1,90	3,07	11,17	γ_{22}	19	1,36	4,9
γ_2	5,7	1,03	3,75	γ_{23}	5,5	0,41	1,5
γ_3	0,8	3,86	14	γ_{24}	5,2	1,05	3,8
γ_4	11,4	0,41	1,5	γ_{25}	1,14	2,77	10,1
γ_5	1,92	0,62	2,26	γ_{26}	2,2	0,67	2,4
γ_6	1,6	3,42	12,5	γ_{27}	0,8	2,1	7,7
γ_7	0,44	2,66	9,6	γ_{28}	25	3,06	11,1
γ_8	6,73	12,44	45,3	γ_{29}	1,13	66,32	241,4
γ_9	0,5	77,78	283,1	γ_{30}	5,55	13	47,3
γ_{10}	3,5	8,4	30,6	γ_{31}	0,36	76,97	280,2
γ_{11}	0,25	98,42	358,2	γ_{32}	1,05	23,65	86,1
γ_{12}	0,52	29,04	105,7	γ_{33}	0,17	66,83	243,3
γ_{13}	2,186	69,38	252,5	γ_{34}	55	1,02	3,7
γ_{14}	12,11	10,81	39,4	γ_{35}	10	2,04	7,4
γ_{15}	1,42	17,38	5,0	γ_{36}	30	3,12	11,4
γ_{16}	20,58	5,42	19,7	γ_{37}	2,05	19,53	71,1
γ_{17}	5,78	7,35	26,8	γ_{38}	55	1,53	5,6
γ_{18}	7,95	3,46	12,6	γ_{39}	5,9	1,59	5,8
γ_{19}	11,8	1,96	7,1	γ_{40}	5,8	4,21	15,3
γ_{20}	15,9	1,77	6,4	γ_{41}	1,02	15,32	55,8
γ_{21}	2,27	3,15	11,5	γ_{42}	4	1,81	6,6
				γ_{43}	0,62	13,51	49,2

3.8 Выбор схемы обезвоживания

Обезвоживанию подвергается флотационный концентрат. Для обезвоживания гравитационного концентрата крупностью менее 2 мм достаточно одной операции фильтрования, для обезвоживания флотационного концентрата выбрана стандартная схема обезвоживания, состоящая из операции сгущения и фильтрования с получением влажности готовых продуктов 12 %. Схема обезвоживания приведена на рисунке 13.

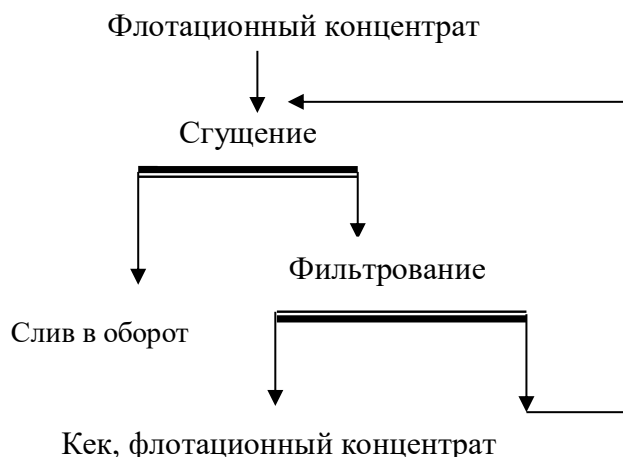


Рисунок 13 – Схема обезвоживания концентратов

3.9 Расчет водно-шламовой схемы

Расчет водно-шламовой схемы выполнен на рассчитанную производительность 364 т/ч. Выхода и массы продуктов приняты по расчетам количественных схем.

Используя статистические данные, зададимся содержанием твердого в продуктах обогащения:

- в исходной руде – 95 %;
- в I стадии измельчения – 75 %;
- в сливе первой классификации – 60 %;
- в песках первой классификации – 85 %;
- в сливе второй классификации – 55 %;
- в песках первой классификации – 80 %;
- в сливе II стадии измельчения – 63%;
- в сливе третьей классификации – 31 %;
- в песках третьей классификации – 63 %;
- концентрат шламовой перечистки – 32%;
- концентрат контрольной шламовой флотации – 25%;
- концентрат I Cu-Pb основной флотации – 35%;
- концентрат I Cu-Pb перечистки – 36%;
- концентрат II Cu-Pb перечистки – 37%;
- концентрат III Cu-Pb перечистки – 40%;
- концентрат основной Cu флотации – 40%;
- концентрат Cu перечистки – 41%;
- концентрат I контрольной Cu флотации – 38%;
- концентрат II контрольной Cu флотации – 36%;
- концентрат II основной Cu-Pb флотации – 35%;
- концентрат контрольной Cu-Pb флотации – 32%;
- концентрат вывода Zn головки – 37%;
- концентрат перечистки Zn головки – 40%;
- концентрат основной Zn-Py флотации – 35%;
- концентрат контрольной Zn-Py флотации – 33%;
- концентрат основной Zn флотации – 37%;
- концентрат Zn перечистки – 40%;
- концентрат контрольной Zn флотации – 35%;
- концентрат дофлотации Zn – 32%;
- сгущенный Cu концентрат – 55%;
- кек (Cu) – 88%;
- сгущенный Pb концентрат – 55%;
- кек (Pb) – 88%;
- сгущенный Zn концентрат – 55%;
- кек(Zn) – 88%.

Таблица 11 – Водно-шламовая схема

Поступает							Выходит						
Наименование продукта	Выход, %	м _{тв} , т/ч	Сод.тв., %	м _{вод.} , т/ч	м _{пульп}	V _{пульп} , м ³ /ч	Наименование продукта	Выход, %	м _{тв} , т/ч	Сод.тв., %	м _{вод.} , т/ч	м _{пульп}	V _{пульп} , м ³ /ч
Предварительное грохочение I													
Руда	100	364	95	19,2	383,2	140,5	Класс +60 мм	55	200,2	95	10,5	210,7	77,2
Вода				91	91	91	Класс -60 мм	45	163,8	62,2	99,7	263,5	154,3
Итого	100	364	76,8	110,2	474,2	231,5	Итого	100	364	76,8	110,2	474,2	231,5
Обезвоживающий грохот I													
Класс -60+0 мм	45	163,8	62,2	99,7	263,5	154,3	Класс -7+0 мм	3,82	13,9	14,1	84,9	98,8	89,5
Вода							Класс-60+7мм	41,18	149,9	91	14,8	164,7	64,8
Итого	45	163,8	62,2	99,7	263,5	154,3	Итого	45	163,8	62,2	99,7	263,5	154,3
Предварительное грохочение II													
Продукт II ст. дробления	55	200,2	95	10,5	210,7	77,2	Класс -7+0 мм	8,71	31,70	38,9	49,8	81,5	60,3
Вода				50,1	50,1	50,1	Класс-60+7мм	46,29	168,50	94	10,8	179,3	67
Итого	55	200,2	76,8	60,6	260,8	127,3	Итого	55	200,2	76,8	60,6	260,8	127,3
Обезвоживающий грохот II													
Грохочение II класс + 7 мм	46,29	168,50	94	10,8	179,3	67	Класс – 7 мм	1,54	5,6	38,1	9,1	14,7	11
обез.грохочения I, +7 мм	41,18	149,9	91	14,8	164,7	64,8	Класс +7 мм	85,93	312,8	95	16,5	329,3	120,8
Вода													
Итого	87,47	318,4	92,6	25,6	344	131,8	Итого	87,47	318,4	92,6	25,6	344	131,8
Классификация в классификаторе													
обез.грохочения I класс -7 мм	3,82	13,9	14,1	84,9	98,8	89,5	Пески	9,17	33,4	91	3,3	36,7	14,4
Грох. II кл.-7мм	8,71	31,70	38,9	49,8	81,5	60,3	Слив	3,36	12,20	8,5	131,4	143,6	135,4
Вода													
Итого	12,53	45,6	25,9	134,7	180,3	149,8	Итого	12,53	45,6	25,9	134,7	180,3	149,8

Продолжение таблицы 11

Поступает							Выходит						
Наименование продукта	Выход, %	m _{тв} , т/ч	Сод.тв., %	m _{вод.} , т/ч	m _{пульп}	V _{пульп} , м ³ /ч	Наименование продукта	Выход, %	m _{тв} , т/ч	Сод.тв., %	m _{вод.} , т/ч	m _{пульп}	V _{пульп} , м ³ /ч
Обогащение в конусном сепараторе													
обез.грохочения II класс +7 мм	85,93	312,8	95	16,5	329,3	120,8	Тяжелая фракц.	61,43	223,60	95	11,8	235,4	86,3
Вода							Легкая фракц.	24,5	89,2	95	4,7	93,9	34,4
Итого	85,93	312,8	95	16,5	329,3	120,8	Итого	85,93	312,8	95	16,5	329,3	120,8
Классификация в гидроциклоне													
Слив класс-ра	3,36	12,20	8,5	131,4	143,6	135,4	Пески	1,84	6,7	85	1,2	7,9	3,4
обез.грохочения II класс -7 мм	1,54	5,6	38,1	9,1	14,7	11	Слив	3,06	11,1	7,4	139,3	150,4	143
Вода													
Итого	4,9	17,8	11,3	140,5	158,3	146,4	Итого	4,9	17,8	11,3	140,5	158,3	146,4
Сгущение													
Слив	3,06	11,1	7,4	139,3	150,4	143	Сгущенный продукт	3,06	11,1	22	39,5	50,6	43,2
Вода							Вода в водооборот				99,8	99,8	99,8
Итого	3,06	11,1	7,4	139,3	150,4	143	Итого	3,06	11,1	7,4	139,3	150,4	143
Измельчение I стадии													
Тяжелая фракц.	61,43	223,60	95	11,8	235,4	86,3	Слив мельницы I ст.	179,92	654,90	75	218,3	873,2	436,6
Пески класс-ра	9,17	33,4	91	3,3	36,7	14,4							
Пески гид-на	1,84	6,7	85	1,2	7,9	3,4							
Пески I кл-ции	81,78	297,7	85	52,5	350,2	151,7							
Пески II кл-ции	25,7	93,50	80	23,4	116,9	54,5							
Вода				126,1	126,1	126,1							
Итого	179,92	654,90	75	218,3	873,2	436,6	Итого	179,92	654,90	75	218,3	873,2	436,6

Продолжение таблицы 11

Поступает							Выходит						
Наименование продукта	Выход, %	m _{тв} , т/ч	Сод.тв., %	m _{вод.} , т/ч	m _{пульп}	V _{пульп} , м ³ /ч	Наименование продукта	Выход, %	m _{тв} , т/ч	Сод.тв., %	m _{вод.} , т/ч	m _{пульп}	V _{пульп} , м ³ /ч
Классификация I													
Слив мельницы I ст.	179,92	654,90	75	218,3	873,2	436,6	Пески	81,78	297,7	85	52,5	350,2	151,7
Вода				72,3	72,3	72,3	Слив	98,14	357,2	60	238,1	595,3	357,2
Итого	179,92	654,90	69	290,6	945,5	508,9	Итого	179,92	654,90	69	290,6	945,5	508,9
Классификация II													
Слив I классификации	98,14	357,2	60	238,1	595,3	357,2	Пески	25,7	93,5	80	23,4	116,9	54,6
Вода				1	1	1	Слив	72,44	263,7	55	215,7	479,4	303,6
Итого	98,14	357,2	60	239,1	596,3	358,2	Итого	98,14	357,2	60	239,1	596,3	358,2
Основная шламовая флотация													
Сгущенный продукт	3,06	11,1	22	39,5	50,6	43,2	Концентрат	1,03	3,7	28	9,5	13,2	10,7
Вода				2,2	2,2	2,2	Хвосты	3,86	14,0	20,7	53,5	67,5	58,2
Итого	4,9	17,7	22,1	63,0	80,7	68,9	Итого	4,9	17,7	22,1	63,0	80,7	68,9
Шламовая перечистка													
К-т основной шлам.флотации	1,03	3,7	28	9,5	13,2	10,7	Концентрат	0,41	1,5	32	3,2	4,7	3,7
Вода				1,8	1,8	1,8	Хвосты	0,62	2,2	21,3	8,1	10,3	8,8
Итого	1,03	3,7	24,7	11,3	15,0	12,5	Итого	1,03	3,7	24,7	11,3	15,0	12,5
Контрольная шламовая флотация													
Хв. основной шлам.флотации	3,86	14,0	20,7	53,5	67,5	58,2	Концентрат	1,2	4,4	25	13,2	17,6	14,7
Вода							Шламовые хвосты	2,66	9,6	19,2	40,3	49,9	43,5
Итого	3,86	14,0	20,7	53,5	67,5	58,2	Итого	3,86	14,0	20,7	53,5	67,5	58,2

Продолжение таблицы 11

Поступает							Выходит						
Наименование продукта	Выход, %	m _{тв} , т/ч	Сод.тв., %	m _{вод.} , т/ч	m _{пульп}	V _{пульп} , м ³ /ч	Наименование продукта	Выход, %	m _{тв} , т/ч	Сод.тв., %	m _{вод.} , т/ч	m _{пульп}	V _{пульп} , м ³ /ч
I Основная Cu-Pb флотация													
Слив II классификации	72,43	263,7	55	215,7	479,4	303,6	Концентрат	12,44	45,3	35	84,1	129,4	99,2
К-т шламовой перечистки	0,41	1,5	32	3,2	4,7	3,7							
Хвосты I Cu-Pb перечистки	17,38	63,2	22,8	214,8	278,1	235,9	Хвосты	77,18	283,1	31,6	613,7	896,9	708,1
Вода				264,1	264,1	264,1							
Итого	90,22	328,4	32	697,8	1026,3	807,3	Итого	90,22	328,4	32	697,8	1026,3	807,3
I Cu-Pb перечистка													
Хвосты II Cu- Pb перечистки	7,35	26,7	22,6	98,2	117,9	107,1	Концентрат	10,81	39,3	36	69,9	102,2	83
Концентрат II основной Cu-Pb флотации	8,4	30,6	35	56,8	87,4	67							
К-т I Cu-Pb основ. флот.	12,44	45,3	35	84,1	129,4	99,2	Хвосты	17,38	63,3	22,8	214,8	278,1	235,9
Вода				45,6	45,6	45,6							
Итого	28,19	102,6	27	284,7	380,3	318,9	Итого	28,19	102,6	27	284,7	380,3	318,9
II Cu-Pb перечистка													
Концентрат I Cu-Pb переч.	10,81	39,3	36	69,9	102,2	83	Концентрат	5,42	19,7	37	33,5	53,2	40,1
Хвосты III Cu- Pb перечистки	1,96	7,1	18,9	30,4	37,5	32,8	Хвосты	7,35	26,7	22,6	98,2	117,9	107,1
Вода				31,4	31,4	31,4							
Итого	12,77	46,4	27,1	131,7	171,1	147,2	Итого	12,77	46,7	27,1	131,7	171,1	147,2

Продолжение таблицы 11

Поступает							Выходит						
Наименование продукта	Выход, %	m _{тв} , т/ч	Сод.тв., %	m _{вод.} , т/ч	m _{пульп}	V _{пульп} , м ³ /ч	Наименование продукта	Выход, %	m _{тв} , т/ч	Сод.тв., %	m _{вод.} , т/ч	m _{пульп}	V _{пульп} , м ³ /ч
III Cu-Pb перечистка													
Концентрат II Cu-Pb перечистки	5,42	19,7	37	33,5	53,2	40,1	Концентрат	3,46	12,6	40	18,9	31,5	23,1
Вода				15,8	15,8	15,8	Хвосты	1,96	7,1	18,9	30,4	37,5	32,8
Итого	5,42	19,7	28,6	49,3	69	55,9	Итого	5,42	19,7	28,6	49,3	69	55,9
Классификация III													
Хвосты I основной Cu-Pb флотации	77,78	283,1	31,6	613,7	896,9	708,1	Пески	125,3	456,1	63	267,9	724	419,3
Слив мельницы II стадии	125,3	456,1	63	267,9	724	419,3	Слив	77,78	283,1	31	630,1	913,7	724,5
Вода				16,4	16,4	16,4							
Итого	203,1	739,2	45,1	838	1637,7	1143,8	Итого	203,1	739,2	45,1	838	1637,7	1143,8
Измельчение II стадии													
Пески III классификации	125,3	456,1	63	267,9	724	419,3	Слив мельницы	125,3	456,1	63	267,9	724	419,3
Вода													
Итого	125,3	456,1	63	267,9	724	419,3	Итого	125,3	456,1	63	267,9	724	419,3
II Основная Cu-Pb флотация													
Слив III классификации	77,78	283,1	31	630,1	913,2	724,5	Концентрат	8,4	30,6	35	56,8	87,4	67
Концентрат конт. Cu-Pb фл.	29,04	105,7	32	224,6	330,3	259,8	Хвосты	98,42	358,2	30,3	823,3	1180,5	941,7
Вода				24,4	24,4	24,4							
Итого	106,82	388,8	30,7	879,1	1268,4	1008,7	Итого	106,82	388,8	30,7	879,1	1268,4	1008,7

Продолжение таблицы 11

Поступает							Выходит						
Наименование продукта	Выход, %	m _{тв} , т/ч	Сод. тв., %	m _{вод.} , т/ч	m _{пульп}	V _{пульп} , м ³ /ч	Наименование продукта	Выход, %	m _{тв} , т/ч	Сод. тв., %	m _{вод.} , т/ч	m _{пульп}	V _{пульп} , м ³ /ч
Контрольная Cu-Pb флотация													
Хвосты II осн. Cu-Pb флот.	98,42	358,2	30,3	822,3	1180,5	941,7	Концентрат	29,04	105,7	32	224,6	330,3	259,8
Вода							Хвосты	69,38	252,5	29,7	597,7	850,2	681,9
Итого	98,42	358,2	30,3	822,3	1180,5	941,7	Итого	98,42	358,2	30,3	822,3	1180,5	941,7
Основная Cu флотация													
Концентрат III Cu-Pb перес.	3,46	12,6	40	18,9	31,5	23,1	Концентрат	1,77	6,4	40	9,6	16	11,7
Хвосты Cu перечистки	0,41	1,5	14,4	8,9	10,4	9,4							
Концентрат I контр. Cu фл.	1,05	3,8	38	6,2	10	7,5	Хвосты	3,15	11,5	22,3	40	51,5	43,9
Вода				15,6	15,6	15,6							
Итого	4,92	17,9	26,5	49,6	67,5	55,6	Итого	4,92	17,9	26,5	49,6	67,5	55,6
Cu перечистка													
Концентрат основн. Cu фл.	1,77	6,4	40	9,6	16	11,7	Cu концентрат	1,36	4,9	41	7,1	12	8,7
Вода				6,4	6,4	6,4	Хвосты	0,41	1,5	14,4	8,9	10,4	9,4
Итого	1,77	6,4	28,6	16	22,4	18,1	Итого	1,77	6,4	28,5	16	22,4	18,1
I контрольная Cu флотация													
Хвосты основн. Cu фл.	3,15	11,5	22,3	40	51,5	43,9	Концентрат	1,05	3,8	38	6,2	10	7,5
Концентрат II контр. Cu флот.	0,67	2,4	36	4,3	6,7	5,1	Хвосты	2,77	10,1	20,2	40	50,1	43,4
Вода				1,92	1,92	1,92							
Итого	3,82	13,9	23,1	46,2	60,1	50,9	Итого	3,82	13,9	23,1	46,2	60,1	50,9

Продолжение таблицы 11

Поступает							Выходит						
Наименование продукта	Выход, %	m _{тв} , т/ч	Сод.тв., %	m _{вод.} , т/ч	m _{пульп}	V _{пульп} , м ³ /ч	Наименование продукта	Выход, %	m _{тв} , т/ч	Сод.тв., %	m _{вод.} , т/ч	m _{пульп}	V _{пульп} , м ³ /ч
II контрольная Cu флотация													
Хвосты I контр. Cu флот.	2,77	10,1	20,2	40	50,1	43,4	Концентрат	0,67	2,4	36	4,3	6,7	5,1
Вода							Pb концентрат	2,1	7,7	17,7	35,7	43,4	38,3
Итого	2,77	10,1	20,2	40	50,1	43,4	Итого	2,77	10,1	20,2	40	50,1	43,4
Вывод Zn головки													
Хвосты контр. Cu-Pb флот.	69,38	252,5	29,7	597,7	850,2	681,9	Концентрат	3,06	11,1	37	18,9	30	22,6
Вода							Хвосты	66,32	241,4	29,4	578,8	820,2	659,3
Итого	69,38	252,5	29,7	597,7	850,2	681,9	Итого	69,38	252,5	29,7	597,7	850,2	681,9
Основная Zn-Pu флотация													
Хвосты вывода Zn головки	66,32	241,4	29,4	578,8	820,2	659,3	Концентрат	13	47,3	35	87,8	135,1	103,6
Концентрат контр.Zn-Pu фл.	23,65	86,1	33	174,8	260,9	203,5	Хвосты	76,97	280,2	28,3	708,9	989,1	802,3
Вода				43,1	43,1	43,1							
Итого	89,97	327,5	29,1	796,7	1124,2	905,9	Итого	89,97	327,5	29,1	796,7	1124,2	905,9
Контрольная Zn-Pu флотация													
Хвосты осн. Zn- Pu флотации	76,97	280,2	28,3	708,9	989,1	802,9	Концентрат	23,65	86,1	33	174,8	260,9	203,5
Хвосты дофлотации Zn	12	49,2	24,5	151,6	200,7	168	Отвальные хвосты	66,83	243,3	26,2	685,7	928,9	767,4
Вода													
Итого	90,48	329,4	27,7	860,5	1189,8	970,9	Итого	90,48	329,4	27,7	860,5	1189,8	970,9

Продолжение таблицы 11

Поступает							Выходит						
Наименование продукта	Выход, %	m _{тв} , т/ч	Сод.тв., %	m _{вод.} , т/ч	m _{пульп}	V _{пульп} , м ³ /ч	Наименование продукта	Выход, %	m _{тв} , т/ч	Сод.тв., %	m _{вод.} , т/ч	m _{пульп}	V _{пульп} , м ³ /ч
Вывод Zn головки													
К-т вывода Zn головки	3,06	11,1	37	18,9	30	22,6	Zn концентрат	1,02	3,7	40	5,6	9,3	6,8
Вода				8,9	8,9	8,9	Хвосты	2,04	7,4	25	22,2	29,6	24,7
Итого	3,06	11,1	28,5	27,8	38,9	31,5	Итого	3,06	11,1	28,5	27,8	38,9	31,5
Основная Zn флотация													
К-т основной Zn-Пу флотации	13	47,3	35	87,8	135,1	103,6	Концентрат	3,12	11,4	37	19,4	30,8	23,2
Хвосты перерч. Zn головки	2,04	7,4	25	22,2	29,6	24,7							
Хвосты Zn перечистки	1,59	5,8	22,4	20,1	25,9	22							
К-т контролн. Zn флотации	4,21	15,3	35	28,4	43,7	33,5	Хвосты	19,53	71	26,8	194	265	217,7
Концентрат дофлотации Zn	1,81	6,6	32	14,0	20,6	16,2							
Вода				40,9	40,9	40,9							
Итого	22,65	82,4	27,9	213,4	295,8	240,9	Итого	22,65	82,4	27,9	213,4	295,8	240,9
Zn перечистка													
К-т основной Zn флотации	3,12	11,4	37	19,4	30,8	23,2	Zn концентрат	1,53	5,6	40	8,4	14	10,3
Вода				9,12	9,12	9,12	Хвосты	1,59	5,8	22,4	20,1	25,9	22
Итого	3,12	11,4	28,6	28,5	39,9	32,3	Итого	3,12	11,4	28,6	28,5	39,9	32,3

Продолжение таблицы 11

Поступает							Выходит						
Наименование продукта	Выход, %	m _{тв} , т/ч	Сод.тв., %	m _{вод.} , т/ч	m _{пульп}	V _{пульп} , м ³ /ч	Наименование продукта	Выход, %	m _{тв} , т/ч	Сод.тв., %	m _{вод.} , т/ч	m _{пульп}	V _{пульп} , м ³ /ч
Контрольная Zn флотация													
Хвосты основн. Zn флотации	19,53	71	26,8	194	265	217,7	Концентрат	4,21	15,3	35	28,4	43,7	33,5
Вода							Хвосты	15,32	55,7	25,2	165,6	221,3	184,2
Итого	19,53	71	26,8	194	265	217,7	Итого	19,53	71	26,8	194	265	217,7
Дофлотация Zn													
Хвосты контр. Zn флотации	15,32	55,7	25,2	165,6	221,3	184,2	Концентрат	1,81	6,6	32	14	20,6	16,2
Вода							Хвосты	13,51	49,1	24,5	151,6	200,7	168
Итого	15,32	55,7	25,2	165,6	221,3	184,2	Итого	15,32	55,7	25,2	165,6	221,3	184,2
Сгущение Cu концентрата													
Cu концентрат	1,36	4,9	41	7,1	12	8,7	Сгущенный продукт	1,36	4,9	55	4	8,9	5,6
Фильтрат				3,3	3,3	3,3	Слив в оборот				6,4	6,4	6,4
Итого	1,36	4,9	32	10,4	15,3	12	Итого	1,36	4,9	32	10,4	15,3	12
Фильтрование													
Сгущенный продукт	1,36	4,9	55	4	8,9	5,6	Кек(Cu)	1,36	4,9	88	0,7	5,6	2,3
							Фильтрат				3,3	3,3	3,3
Итого	1,36	4,9	55	4	8,9	5,6	Итого	1,36	4,9	55	4	8,9	5,6
Сгущение Pb концентрата													
Pb концентрат	2,1	7,7	17,7	35,7	43,4	38,3	Сгущенный продукт	2,1	7,7	55	6,3	14	8,9
Фильтрат				5,25	5,25	5,25	Слив в оборот				34,6	34,6	34,6
Итого	2,1	7,7	15,8	40,9	48,6	43,5	Итого	2,1	7,7	15,8	40,9	48,6	43,5

Продолжение таблицы 11

Поступает							Выходит						
Наименование продукта	Выход, %	m _{тв} , т/ч	Сод.тв., %	m _{вод.} , т/ч	m _{пульп}	V _{пульп} , м ³ /ч	Наименование продукта	Выход, %	m _{тв} , т/ч	Сод.тв., %	m _{вод.} , т/ч	m _{пульп}	V _{пульп} , м ³ /ч
Фильтрование													
Сгущенный продукт	2,1	7,7	55	6,3	14	8,9	Кек (Pb)	2,1	7,7	88	1,05	8,75	3,6
							Фильтрат				5,25	5,25	5,25
Итого	2,1	7,7	55	6,3	14	8,9	Итого	2,1	7,7	55	6,3	14	8,9
Сгущение Zn концентрат													
К-т перечистки Zn головки	1,02	3,7	40	5,6	9,3	6,8	Сгущенный продукт	2,55	9,3	55	7,6	16,9	10,7
Концентрат Zn перечистки	1,53	5,6	40	8,4	14	10,3	Слив в оборот				12,7	12,7	12,7
Фильтрат				6,3	6,3	6,3							
Итого	2,55	9,3	31,4	20,3	29,6	23,4	Итого	2,55	9,3	31,4	20,3	29,6	23,4
Фильтрование													
Сгущенный продукт	2,55	9,3	55	7,6	16,9	10,7	Кек(Zn)	2,55	9,3	88	1,3	10,6	4,4
Вода							Фильтрат				6,3	6,3	6,3
Итого	2,55	9,3	55	7,6	16,9	10,7	Итого	2,55	9,3	55	7,6	16,9	10,7

Таблица 12 – Баланс водно – шламовой схемы

Поступает	W, м³/час	Выходит	W, м³/час
С исходной рудой	19,2	С легкой фракцией	4,7
В предварительное грохочение	91	Со сливом шламового сгустителя	99,8
В грохочение	50,1	С Cu кеком	0,7
В измельчение I стадии	126,1	С обратным сливом	6,4
На I классификацию в гидроциклоны	72,3	С Pb кеком	1,05
На II классификацию в гидроциклоны	1	С обратным сливом	34,6
В основную шламовую флотацию	2,2	С Zn кеком	1,3
В I основную Cu-Pb флотацию	264,1	С обратным сливом	12,7
В I Cu-Pb перерешивку	45,6	С отвальными хвостами	685,7
Во II Cu-Pb перерешивку	31,4	С хвостами контрольной шламовой флотации	
В III Cu-Pb перерешивку	15,8		
На III классификацию в гидроциклоны	16,4		
В II основную Cu-Pb флотацию	24,4		
В основную Zn-Pb флотацию	43,1		
В перерешивку Zn головки	8,9		
В основную Zn флотацию	40,9		
В Zn перерешивку	9,12		
В основную Cu флотацию	15,6		
В Cu перерешивку	6,4		
В I контрольную Cu флотацию	1,92		
В контрольную шламовую флотацию	1,8		
Итого	887,34	Итого	887,34

Расход воды на хоз.бытовые нужды составляет 10 % от технологических – 89 м³/ч. Общий расход воды по обогатительной фабрике составит $887,34 + 89 = 976,34$ м³/ч. В процесс возвращается 50 % в виде оборотной воды – 488 м³/ч, остальные 50 % подаются в виде свежей воды.

Удельный расход воды на технологические нужды составляет:
 $(976,34 - 19,2) / 364 = 2,63$ м³/т.

3.10 Выбор основного оборудования

3.10.1 Оборудование для дробления и предобогащения

Исходные данные для расчета:

- питание дробилки т/ч: крупного дробления $Q_0=364$, среднего дробления $Q_6=200,2$, конусного тяжелосреднего сепаратора $Q_{14}=312,79$, мелкого дробления $Q_{20}=223,61$;
- степень дробления: крупного дробления $S_I=2,23$, среднего дробления $S_{II}=3,42$, мелкого дробления $S_{III}=5,97$;
- насыпная плотность $1,65 \text{ т/м}^3$.

Производительность щековой дробилки определяется по формуле (4):

$$Q_p = K_f \cdot K_k \cdot K_w \cdot \left[q_{min} + \frac{q_{max} - q_{min}}{i_{max} - i_{min}} \cdot (i_p - i_{min}) \right] \cdot \delta_n, \text{ т/ч} \quad (4)$$

Производительность конусной дробилки среднего дробления определяется по формуле (5):

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

Производительность конусной дробилки мелкого дробления КИД-2200 определяется по формуле (10):

$$Q_p = K_f \cdot Q_n \cdot \delta_n, \text{ т/ч} \quad (6)$$

где Q_n - (нагрузка на дробилку) определена при расчете количественной схемы дробления.

K_f - коэффициент, учитывающий крепость руды по М. Протодяконову;

K_k - коэффициент, учитывающий крупность питания;

K_w - коэффициент, учитывающий влажность руды;

K_z - коэффициент загрузки дробилки ; $K_z=0,85$;

q_{min} - производительность дробилки при минимальной величине разгрузочного отверстия, $\text{м}^3/\text{ч}$;

q_{max} - производительность дробилки при максимальной величине разгрузочного отверстия, $\text{м}^3/\text{ч}$;

i_n - размер разгрузочного отверстия дробилки, мм;

δ_n - насыпная плотность.

Производительность конусного сепаратора (т/ч) определяется по значениям удельной производительности, полученной на аналогичном сырье, по формуле 7:

$$Q_c = Sq \quad (7)$$

где S – площадь зеркала ванны сепаратора, м²;

q – удельная производительность, т/(м²·ч).

В таблице 13 приведены сводные результаты расчета дробилок.

Таблица 13 – Результаты расчета дробилок

Типоразмер дробилки	I	II	III
	ЩДП 12×15	КСД-1750-Гр	КИД-2200
Загрузка дробилки, т/ч	364	200,2	223,61
Степень дробления	2,23	3	6
Ширина разгрузочного отверстия, мм	112	35	14
Размер отверстия ячейки грохота, мм	-	60	7
Расчетная производительность дробилки, т/ч	456	358,14	247,5
Количество дробилок, шт	1	1	1
Коэффициент загрузки	0,79	0,56	0,9

В таблице 14 приведены сводные результаты расчета конусного тяжелосреднего сепаратора.

Таблица 14 – Результаты расчета конусного тяжелосреднего сепаратора

Типоразмер сепаратора	СТК 4,5
Загрузка сепаратора, т/ч	312,8
Плотность суспензии, т/м ³	2,72
Обогащаемый класс, мм	-60+7
Производительность, т/ч	350
Диаметр конуса, мм	4500
Диаметр аэролифта, мм	220
Частота вращения мешалки, мин ⁻¹	3,8
Давление воздуха в эрлифте, МПа	0,3
Площадь зеркала ванны сепаратора, м ²	16

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, $\text{м}^3/(\text{м}^2 \cdot \text{ч})$;

δ_n – насыпная плотность т/м^3 ;

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

Поправочные коэффициенты для грохота в стадии среднего дробления равны: $q_0 = 46,33$, $\delta_n = 1,65$, $K = 0,62$, $L = 1,25$, $M = 0,67$, $N=1$, $O=0,9$, $P = 1$.

Поправочные коэффициенты для грохота в стадии мелкого дробления равны: $q_0 = 14$, $\delta_n = 1,65$, $K = 0,5$, $L = 2,27$, $M = 1,63$, $N=1$, $O=0,8$, $P = 1,3$.

Площадь грохочения для грохота в стадии среднего дробления составит:

$$F_p = \frac{364}{46,33 * 1,65 * 0,62 * 1,25 * 0,67 * 1 * 0,9 * 1} = 16,81 \text{ м}^2$$

К установке принимается грохот ГСТ-72Н с просеивающей поверхностью $17,5 \text{ м}^2$.

Площадь грохочения для грохота в стадии мелкого дробления составит:

$$F_p = \frac{200,2}{14 * 1,65 * 0,5 * 2,27 * 1,63 * 1 * 0,8 * 1,3} = 7,43 \text{ м}^2$$

К установке принимается грохот ГИТ-61А с просеивающей поверхностью 8 м^2 .

Для обезвоживающего грохочения используется такой тип грохота как, ГИТ-31 в количестве двух установок, по одной установке в каждой стадии обезвоживающего грохочения.

3.10.3 Оборудование для измельчения

Удельная производительность проектируемой мельницы по вновь образованному расчетному классу определяется по формуле (9):

$$q_{\text{п}} = q_{\text{э}} \cdot k_{\text{и}} \cdot k_{\text{к}} \cdot k_{\text{д}} \cdot k_{\text{т}} \cdot k_{\text{л}} \cdot k_{\text{ф}} \cdot k_{\text{п}}, \quad (9)$$

где $q_{\text{п}}$ – удельная производительность проектируемой мельницы по вновь образованному расчетному классу, $\text{т}/(\text{м}^3 \cdot \text{ч})$;

$q_{\text{э}}$ – удельная производительность эталонной мельницы по вновь образованному расчетному классу, $\text{т}/(\text{м}^3 \cdot \text{ч})$;

$k_{\text{и}}$ – коэффициент, учитывающий различие в измельчаемости проектируемой к переработке и перерабатываемой руды;

k_k – коэффициент, учитывающий различие в крупности исходного и конечного продуктов измельчения на действующей и на проектируемой обогатительных фабриках;

k_d – коэффициент, учитывающий различие в диаметрах барабанов проектируемой и эталонной мельниц;

k_t – коэффициент, учитывающий различие в типе проектируемой и эталонной мельниц;

k_L – коэффициент, учитывающий различие в длине мельниц;

k_ϕ – коэффициент, учитывающий разницу в скорости вращения;

k_ψ – коэффициент, учитывающий разницу в объемном заполнении мельниц шарами.

Исходные данные по проектируемой руде аналогичны данным принятым для расчета количественной и водно-шламовой схемы:

1) часовая производительность измельчительного передела в первой стадии измельчения – 263,7 т/ч, во второй – 283,1 т/ч;

2) крупность измельчения руды в первой стадии – 51 % класса –0.074 мм;

3) крупность измельчения руды во второй стадии – 80 % класса –0.074 мм;

5) крепость руды по М.Протодяконову – 12;

6) содержание класса –0.074 мм в дробленой руде – 8 %.

За эталонную мельницу принята мельница МШР–32х31 Зыряновской обогатительной фабрики со следующими данными:

1) крупность питания мельницы рудой – 16 мм;

2) крупность измельчения руды в первой стадии – 50 % класса –0.074 мм;

3) крупность измельчения руды во второй стадии – 85 % класса –0.074 мм;

4) крепость руды по М.Протодяконову – 10;

5) удельная производительность мельницы первой стадии – 1.73 т/(м³ * ч), второй стадии – 1.27 т/(м³ * ч) (для мельницы МШЦ–21х30).

Результаты расчета сведены в таблицу 15.

Таблица 15 – Результаты расчета измельчительного оборудования

Наименование	Стадии измельчения	
	I	II
Типоразмер мельницы	МШР–3600х4000	МШР–3600х4000
Объем барабана мельницы, м ³	36	36
Загрузка мельницы, т/ч	263,7	283,1
Расчетная производительность мельницы, т/ч	149	152
Количество мельниц, шт	2	2
Коэффициент загрузки	0,88	0,93
Пропускная способность мельниц	8	6,5

3.10.4 Оборудование для классификации

Производительность по сливу классификатора с непогруженной спиралью определяется по формуле (10):

$$Q = 4,56 \cdot m \cdot k_{\beta} \cdot k_{\delta} \cdot k_c \cdot k_{\alpha} \cdot D^{1,765}, \quad (10)$$

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.

Объемная производительность гидроциклона рассчитывается по формуле (11):

$$V = 3 * K_{\alpha} * K_D * d_{\Pi} * d_c * P_0^{0,5}, \text{ м}^3/\text{ч} \quad (11)$$

Граничная крупность слива определяется по (12) формуле:

$$d_r = 1,5 * \sqrt{\frac{D * d_c * T_{\Pi}}{\Delta * K_D * P_0^{0,5} * (\delta_T - 1)}}, \text{ мкм} \quad (12)$$

Удельная нагрузка по пескам определяется по (13) формуле:

$$q = \frac{Q_{\Pi} * 4}{N * \pi * \Delta^2}, \text{ т}/(\text{см}^2 * \text{ч}) \quad (13)$$

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. Принимается по таблице 50;
 d_{Π} – эквивалентный диаметр питающего отверстия, см;
 d_c – диаметр сливного отверстия, см;
 P_0 – рабочее давление пульпы на входе в гидроциклон, МПа;
 d_r – граничная крупность слива, мкм;
 D – диаметр гидроциклона, см;
 T_{Π} – содержание твердого в питании гидроциклона, %;
 Δ – диаметр песковой насадки, см;
 δ_T – плотность твердого в пульпе, т/м³;

q – удельная нагрузка по пескам, т/(см²*ч);

$Q_{\text{п}}$ – песковая нагрузка по твердому, т/ч;

N – количество рабочих гидроциклонов на одну секцию, шт.

Таблица 16 – Расчет оборудования для классификации

Наименование	Стадии классификации				
	Первичные шламы	Первичные шламы	Класс. I ст.	Класс. II ст.	Класс. III ст.
Типоразмер классифицирующего оборудования	1КСН-10	ГЦ-250	ГЦ-710	ГЦ-500	ГЦ-250
Номинальная крупность слива, мкм	500	100	250,1	177,46	78,59
Требуемая производительность (по сливу/по питанию), т/ч / м ³ /ч	12,2	146,4	508,9	358,2	1143,8
Расчетная производительность (по сливу/по питанию), т/ч / м ³ /ч	15	26	270,4	197,3	56,7
Количество (рабочих), шт	1	3	2	2	20
Количество (резервных), шт	-	3	2	2	20

3.10.5 Оборудование для флотационного обогащения

Расчет флотационных машин сводится к определению типоразмера и необходимого количества флотационных камер в зависимости от времени флотации. Исходными данными для расчета флотационных машин являются:

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

Объем пульпы $V_{\text{п}}$ (м³/ч или м³/сут) в операции принимается в соответствии с данными, полученными при расчете водно-шламовой схемы. Расчет осуществляется в следующем порядке:

1. По объему пульпы в операции определяется минутный дебит (м³/мин) по формуле (14):

$$W_{\text{п}} = \frac{V_{\text{п}}}{60}, \text{ м}^3/\text{мин} \quad (14)$$

2. Определяется необходимое число камер в каждой операции по формуле (15):

$$n = W_{\text{п}} \cdot t / V_{\text{к}} \cdot k, \text{ м}^3 \quad (15)$$

где t – время флотации в операции, мин;

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

Результаты подбора флотационных машин сведены в таблицу 17.

Таблица 17 – Результаты подбора флотационных машин

Наименование операции	Количество камер, шт	Объем пульпы, м ³ /ч	Время флотации, мин	Тип флотационных машин	Объем камеры, м ³
Основная шламовая флотация	2	68,9	7	ФМ-6,3С	6,3
Контрольная шламовая флотация	2	58,2	10	ФМ-6,3С	6,3
Шламовая перемешка	3	10,7	5	ФМ-0,4С	0,4
I Основная Cu-Pb флотация	3	807,3	7	ФПМ-45СЧ	45
II Основная Cu-Pb флотация	3	1008,7	7	ФПМ-45СЧ	45
I Cu-Pb перемешка	6	318,9	6	ФМ-6,3С	6,3
II Cu-Pb перемешка	2	147,2	5	ФМ-6,3С	6,3
III Cu-Pb перемешка	3	55,9	4	ФМ-1,6С	1,6
Основная Cu флотация	5	55,6	7	ФМ-1,6С	1,6
Cu перемешка	5	18,1	6	ФМ-0,4С	0,4
I контрольная Cu флотация	5	50,9	8	ФМ-1,6С	1,6
II Cu контрольная флотация	4	43,4	8	ФМ-1,6С	1,6
Контрольная Cu-Pb флотация	4	941,7	10	ФМП-45СЧ	45
Вывод Zn головки	2	681,9	5	ФМП-30СЧ	30
Основная Zn-Pu флотация	3	905,9	8	ФМП-45СЧ	45
Контрольная Zn-Pu флотация	4	970,9	10	ФМП-45СЧ	45
Перемешка Zn головки	5	31,5	3	ФМ-0,4С	0,4
Основная Zn флотация	6	240,9	8	ФМ-6,3С	6,3
Zn перемешка	3	32,3	6	ФМ-1,6С	1,6
Контрольная Zn флотация	7	217,7	10	ФМ-6,3С	6,3
Дофлотация Zn	6	184,2	10	ФМ-6,3С	6,3

3.10.6 Оборудование для обезвоживания концентратов

Требуемая площадь сгущения S (м²) и число сгустителей N определяются по принятой удельной производительности по формуле (16):

$$S = \frac{Q}{q}, \text{ м}^2 \quad (16)$$

где Q – производительность по концентрату, т/ч;
 q – удельная производительность, т/(м²· час).

По требуемой производительности по концентрату Q (т/ч) и удельной производительности q [т/(м²·ч)] определяют общую площадь фильтрования S (м²) по формуле (17):

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

где Q – производительность по концентрату, т/ч;
 q – удельная производительность дискового вакуум фильтра, т/(м²· час).

Результаты расчета оборудования для обезвоживания приведены в таблице 18.

Таблица 18 – Расчетные данные оборудования для сгущения и фильтрации флотационных концентратов

Наименование	концентраты		
	медный	свинцовый	цинковый
Оборудование для сгущения			
Типоразмер	СЦ-18	СЦ-18	СЦ-18
Производительность по концентрату	4,9	7,7	9,3
Удельная производительность , т/(м ² ·ч)	0,0292	0,0333	0,0375
Площадь, м ²	250	250	250
Количество , шт	1	1	1
Оборудование для фильтрования			
Типоразмер	ДОО-63	ДОО-63	ДОО-63
Производительность по концентрату	4,9	7,7	9,3
Удельная производительность , т/(м ² ·ч)	0,1	0,15	0,15
Площадь, м ²	63	63	63
Количество , шт	1	1	1

3.10.7 Оборудование для перекачки пульпы

Для полного функционирования запроектированной схемы необходимо установка насосов для перекачки слива классификатора в гидроциклоны, гравитационного и флотационного концентрата на процесс фильтрования. Остальные продукты транспортируются самотеком или импеллерами механических флотомашин.

Производительность насоса определяется по формуле (18):

$$V_{H_2O} = V_{П} \cdot (1 + T_{П}) \quad (18)$$

где $V_{П}$ – объемная производительность насоса по пульпе, $m^3/ч$;

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

В таблице 19 – приведены результаты расчетов насосного оборудования

Таблица 19 – Расчетные данные насосного оборудования для перекачки пульпы

Наименование процесса	Объем перекачиваемой пульпы, $m^3/ч$	Типразмер	Производительность, $m^3/ч$	Количество, шт
Перекачка слива поверочной классификации I стадии	254,45	ГРА-450/67	450	1
Перекачка слива контрольной классификации I стадии	178,585	ГРА-350/40	350	1
Перекачка слива контрольной классификации II стадии	572,2	ГРА-900/67	900	1
Перекачка хвостов I Cu-Pb перемешки	259,8	ГРА-350/40	350	1
Перекачка концентрата контрольной Cu-Pb флотации	16,2	ПР-63/22,5	63	1
Перекачка концентрата Zn дофлотации	203,5	ПБА-300/30	300	1

4. Реагентный режим

4.1 Выбор и назначения реагентов для флотационного обогащения

Реагент представляет собой жидкость, которая застывает, превращаясь в пастообразную массу при температуре 0°C.

Реагенты, применяемые при флотации, обеспечивают высокую избирательность, стабильность и эффективность флотационного процесса, а также создают наибольшие возможности совершенствования и интенсификации этого метода обогащения. Без применения флотационных реагентов флотация практически невозможна. Воздействие флотационных реагентов позволяет в широком диапазоне изменять поверхностные свойства минералов, что делает флотацию наиболее универсальным методом обогащения полезных ископаемых. Состав флотационных реагентов весьма разнообразен. В их число входят органические и неорганические соединения, кислоты и щелочи, соли различного состава, вещества, хорошо растворимые и практически нерастворимые в воде. В зависимости от назначения реагенты классифицируют следующим образом.

В таблицах 20-21 показаны назначения и расход реагентов в операциях.

Таблица 20 – Назначение реагентов на флотационного обогащения

Наименование	Назначение
Ксантогенат бутиловый	Собиратель
Аэрофлот	
Карбамид	Для доизвлечения серебра в товарные концентраты.
Цианид	Депрессоры
Цинковый купорос	
Бихрамат	
Крахмал	
ОПСБ	Пенообразователь
Флотанол С-7	
Флокулянты	Для интенсификации процесса сгущения концентратов.
Медный купорос	Активаторы
Сорбенты	Для снижения влажности и смерзаемости концентратов

Таблица 21 – Технологические параметры флотации

ОПЕРАЦИИ	рН	Расход реагентов, г/т										
		Na ₂ S	NaCN	ZnSO ₄	Kx	C-7	CuSO ₄	аэроф лот	бихро мат	крах мал	ОПСБ	карба мид
I ст. измельчения		25-30		70-80								10-15
I основ. Cu-Pb флот.	7,8-8,6		25-30	160-200	10-15/5-10	2/2/2					0-3	
II ст. измельчения				60-100								5-10
II основ. Cu-Pb флот.	10,6-11,6		8-10		10-20/10-20	2-5					0-3	
Контр. Cu-Pb флот.					12-22/12-22	2-3						
I Cu-Pb перер.			35-40	180-220								
II Cu-Pb перер.			30-35	160-180								
III Cu-Pb перер.				110-160								
Осн. Zn-Py флот.	11,2-11,8				45-65/35		450/15 0	20/30				
Контр. Zn-Py флот.	11,8-12,0				50/40/20		250/10 0	15/15				
Осн. Zn флот.	12,0-12,2				10		70-100					
Контр. Zn флот.					0-15		20					
Cu-Pb разделение												
Агитация в чане	7,5-7,8	60-80							50-70			
Основная медная фл.	7,8-8,4											
Контр. медная фл.					2-6	1						
Медная перер.					0	0			40-60	5-7		
Основная шламовая	8,0-8,5				80-100						10-50	
Контрольная шламовая					50-100						10-25	
Обработка шл. к-та		30	10	200-400								

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

Согласно с выданным заданием был разработан проект обогатительной фабрики по переработке полиметаллической руды Малеевского месторождения с производительностью 2 000 000 тонн руды в год.

Переработка полиметаллических руд будет осуществляться по схеме включающей следующие операции:

- трехстадиальное дробление с мокрым предварительным грохочением во второй и третьей стадии до номинальной крупности 10 мм;
- обезвоживающее грохочение и классификацию подрешетных продуктов с целью выделения первичных шламов и подготовки машинного класса -60+7 мм к тяжелосреднему предобогащению;
- предобогащение в конусном тяжелосреднем сепараторе перед третьей стадией дробления, с целью сброса легкой фракции с отвальным содержанием ценных компонентов;
- двухстадиальное измельчение с классификацией в гидроциклонах, в первой стадии до крупности 51% класса менее 74 мкм и вторая стадия до крупности 80% класса менее 74 мкм;
- шламовую флотацию с выделением концентрата в шламовой перечистке, который объединяется со сливом первой стадии измельчения и поступают на первую основную коллективную Cu-Pb флотацию;
- коллективная Cu-Pb флотация, включает две основные, две контрольные и три перечистные операции. Концентрат коллективной Cu-Pb флотации поступает на селекцию, хвосты являются питанием цинкового цикла;
- селекция коллективного Cu-Pb концентрата заключается в депрессии галенита и состоит из основной, контрольной и перечистой Cu флотации с получением в перечистке Cu концентрата, а в хвостах контрольной Cu флотации с получением Pb концентрата;
- цинковый цикл состоит из выделения цинковой головки, основной коллективной Zn-Py флотации, двух контрольных Zn-Py флотаций с получением во второй контрольной флотации отвальных хвостов. Концентрат основной коллективной Zn-Py флотации доизмельчается до 80% класса менее 0,040 мм и поступает на основную Zn флотацию, хвосты основной цинковой флотации поступают на контрольную концентрат которой возвращается в голову процесса, а хвосты в первую контрольную цинково-пиритную флотацию. Концентрат основной Zn флотации поступает на перечистку с получением кондиционного Zn концентрата;
- полученные концентраты обезвоживаются в две стадии сгущением и фильтрованием.

Конечными продуктами обогащения являются следующие марки концентратов: Cu – КМ-5 (меди не менее 20%), Zn – КЦ-2 (цинка не менее 53%) и Pb – КС7 (свинца не менее 40%), с извлечением Cu – 86%, Pb – 82%, Zn – 80%.

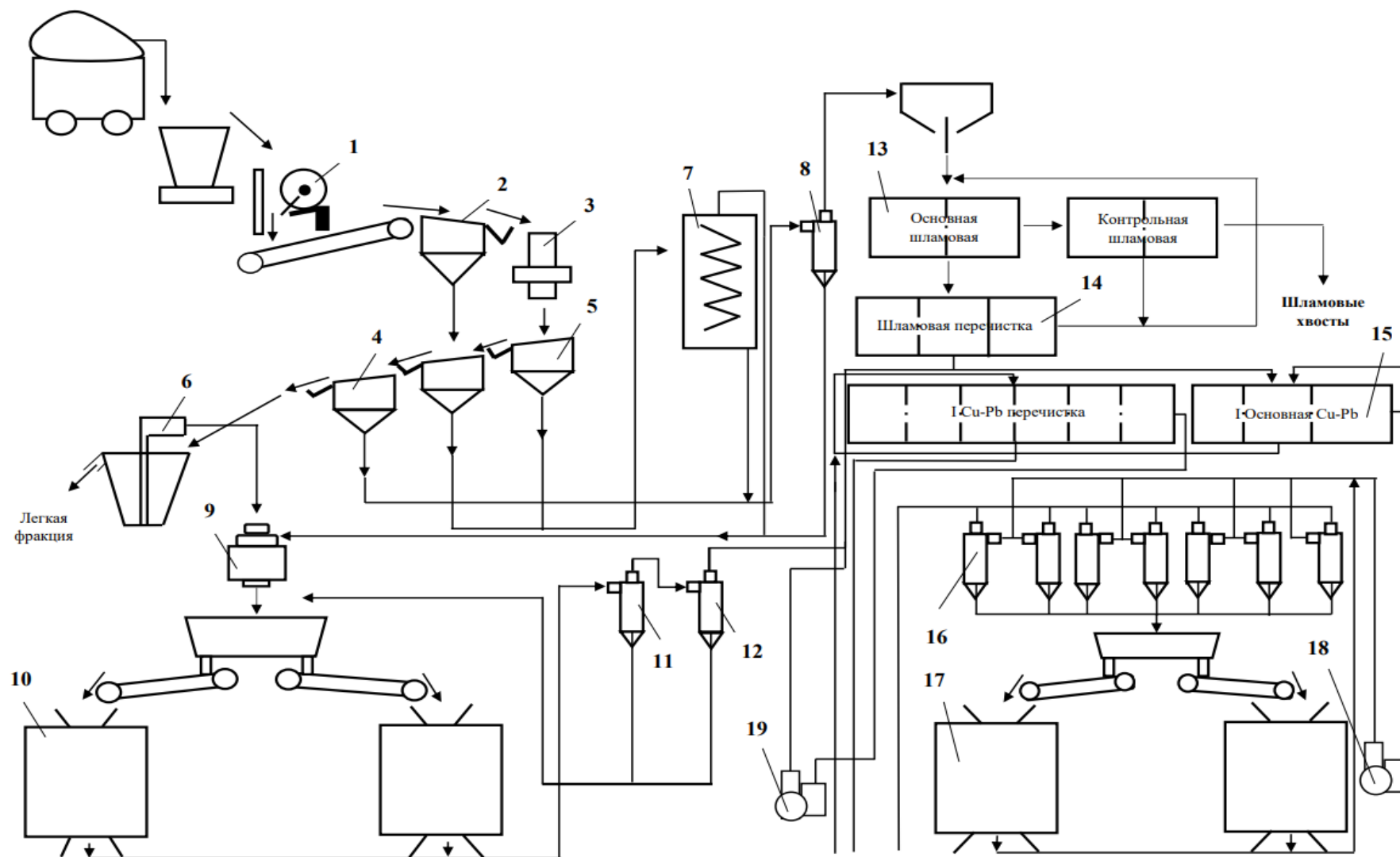
СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННОЙ ЛИТЕРАТУРЫ

1. Анализ состояния и перспективы развития горно-металлургической отрасли Казахстана. URL: https://www.researchgate.net/publication/338257453_Analiz_sostoania_i_perspektivy_razvitiya_gorno-metallurgiceskoj_otrasli_Kazahstana/fulltext/5e33130ca6fdccd96578ef60/Analiz-sostoania-i-perspektivy-razvitiya-gorno-metallurgiceskoj-otrasli-Kazahstana.pdf?origin=publication_detail
2. Как развивают металлургическую промышленность в РК. URL: <https://kapital.kz/economic/95980/kak-razvivayut-metallurgicheskuyu-promyshlennost-v-rk.html>
3. Свинец. URL: <https://www.kazzinc.com/rus/o-proizvodstve/vidy-produktsii/svinec>
4. Цинк. URL: <https://www.kazzinc.com/rus/o-proizvodstve/vidy-produktsii/cink>
5. Текущее состояние и перспективы развития медной промышленности в Казахстане. URL: <https://marketing.rbc.ru/articles/13120/>
6. Заключение листинговой комиссии по простым акциям АО «КАЗЦИНК». URL: https://kase.kz/files/emitters/KZZN/kzzn_list.pdf (дата обращения : 05.04.2022)
7. Шилад В. П. Основы обогащения полезных ископаемых. Учебное пособие для вузов .— М .: Недра, 1986, 296 с.
8. Адамов Э.В. Основы проектирования обогатительных фабрик. — М.: Изд. Дом МИСиС, 2012. — 647 с.

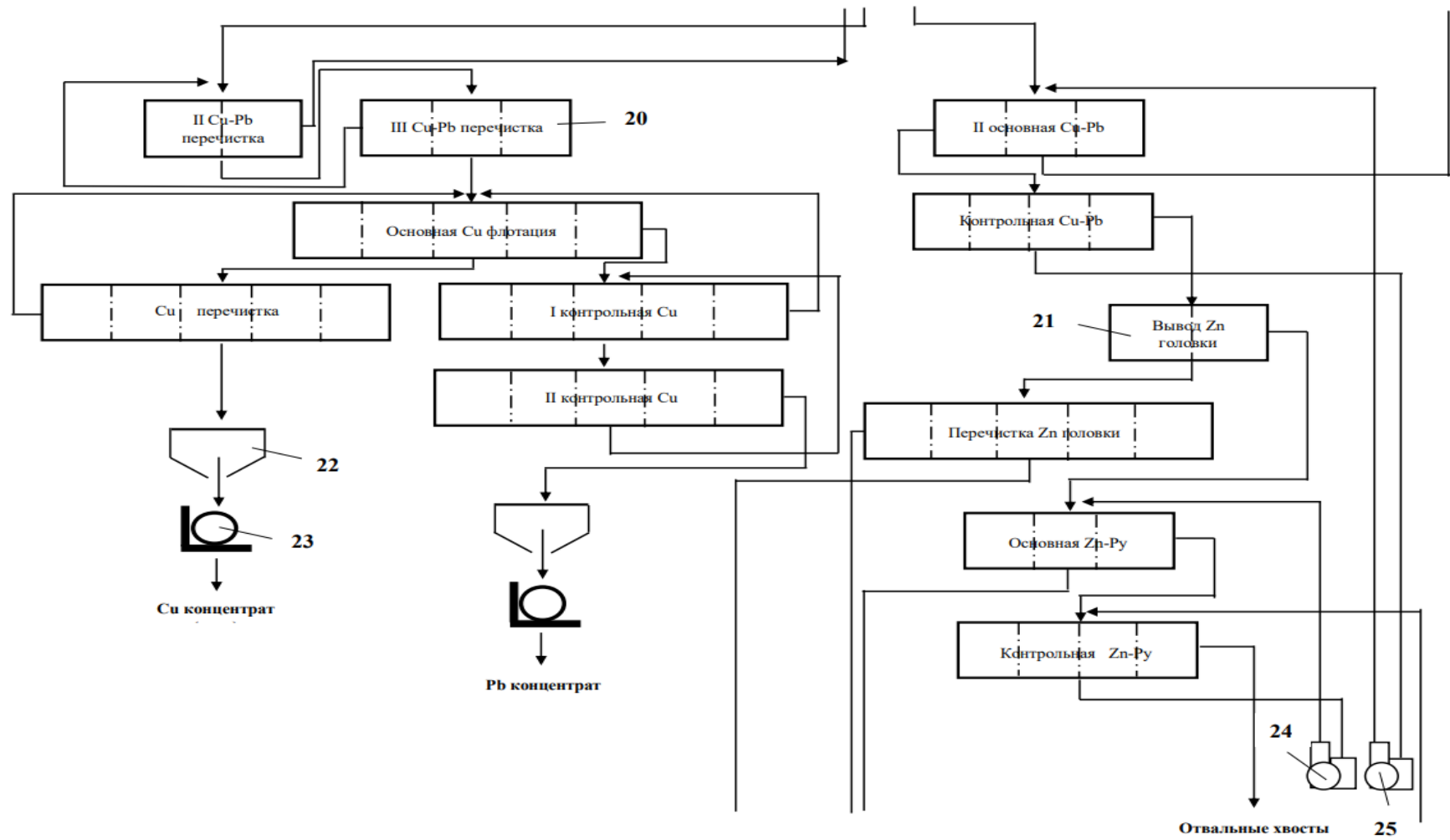
ПРИЛОЖЕНИЕ А

26	ПР-63/22,5	Агрегат электронасосный	1		
25	ГРА-900/67	Агрегат электронасосный	1		
24	ГРА-350/40	Агрегат электронасосный	1		
23	ДОО-63	Вакуум-фильтр дисковой	3		
22	СЦ-18	Стгуститель	3		
21	ФМП-30СЧ	Машина флотационная	1		
20	ГРА-450/67	Агрегат электронасосный	1		
19	ГРА-350/40	Агрегат электронасосный	1		
18	ФМ-1,6С	Машина флотационная	5		
17	МШР 36x40	Мельница шаровая с разрузкой через решетку	2		
16	ГЦ-250	Гидроциклон	40		
15	ФПМ-45СЧ	Машина флотационная	5		
14	ФМ-0,4С	Машина флотационная	3		
13	ФМ-6,3С	Машина флотационная	7		
12	ГЦ-500	Гидроциклон	4		
11	ГЦ-710	Гидроциклон	4		
10	МШР 36x40	Мельница шаровая с разгрузкой через решетку	2		
9	КИД-2200	Конусная дробилка мелкого дробления	1		
8	ГЦ-250	Гидроциклон	6		
7	1КСН-10	Классификатор	3		
6	СТК 4,5	Конусный сепаратор тяжелосреднего обогащения	1		
5	ГИТ-61А	Грохот	1		
4	ГИТ-31	Грохот	2		
3	КСД-1750-Гр	Конусная дробилка среднего дробления	1		
2	ГСТ-72Н	Грохот	1		
1	ЩДП 12x15	Щековая дробилка	1		
№ поз.	Тип, марка	Наименование	Кол.	Примечание	
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	
Разработал		Жарылгапова			
Проверил		Мотовилов			
Руководитель		Мотовилов			
СПЕЦИФИКАЦИЯ					
5В073700 – Обогащение полезных ископаемых					
Схема цепи аппаратов			Лит.	Масса	Масш.
			У		
			Лист	Листов	
Проект обогатительной фабрики по переработке полиметаллической руды Малеевского месторождения с производительностью 2 000 000 тонн руды в год			Satbayev University		

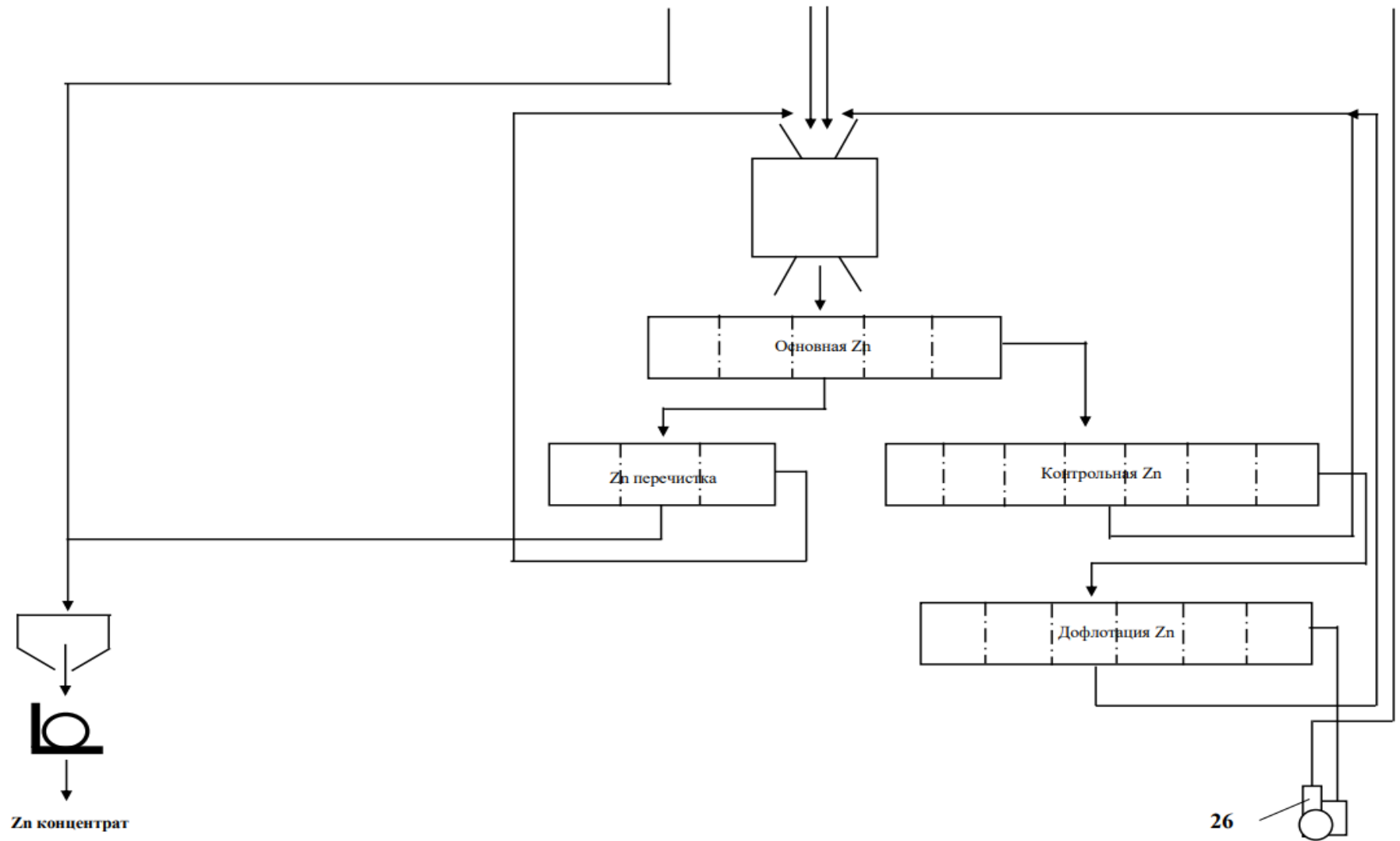
ПРИЛОЖЕНИЕ Б – Схема цепи аппаратов



ПРОДОЛЖЕНИЕ ПРИЛОЖЕНИЯ Б



ПРОДОЛЖЕНИЕ ПРИЛОЖЕНИЯ Б



**ОТЗЫВ
НАУЧНОГО РУКОВОДИТЕЛЯ**

На дипломный проект

(наименование вида работы)

Жарылгапова Аида Талгатқызы

(Ф.И.О. обучающегося)

5B073700 – Обогащение полезных ископаемых

(шифр и наименование специальности)

Тема: Проект обогатительной фабрики по переработке
полиметаллической руды Малеевского месторождения с
производительностью 2 000 000 тонн руды в год

Студент Жарылгапова А.Т. 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, предобогащения, измельчения, флотационного обогащения и обезвоживания продуктов переработки, 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.

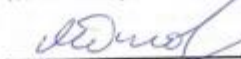
При выполнении дипломного проекта студент показал достаточный уровень знаний в области обогащения полезных.

Дипломная работа допущена к защите и заслуживает оценки «Отлично» (98 баллов), а студент Жарылгапова А.Т. заслуживает присвоения квалификации «бакалавр» по специальности 5B073700 – Обогащение полезных ископаемых

Научный руководитель

Ассистент профессор, доктор PhD

(должность, уч. степень, звание)



Мотовилов И.Ю.

(подпись)

«19» мая 2022 г.

РЕЦЕНЗИЯ

на дипломный проект
Жарылгаповой Аиды Талгатқызы
по специальности 5В073700 – Обогащение полезных ископаемых
на тему: Проект обогатительной фабрики по переработке полиметаллической
руды Малеевского месторождения с производительностью 2 000 000 тонн
руды в год

Выполнено:

- а) графическая часть на 16 слайдах
- б) пояснительная записка на 58 страницах

ХАРАКТЕРИСТИКА ДИПЛОМНОГО ПРОЕКТА:

Актуальность темы дипломного проекта: Казахстан владеет всеми необходимыми видами сырья для развития металлургической сферы. По некоторым данным Казахстан в мире по выпуску меди занимает 11 место, а по ее запасам 12 место, по производству цинка 8 место, по его запасам 5 место, по разведенным запасам свинца занимает 1 место. Если смотреть по структуре производства металлургической отрасли Казахстана (черная металлургия – 28,9%; благородная и цветная металлургия – 70,9%) и по анализам добычи металлов с 2010 по 2018 года снизилась добыча железных руд (на 11%) и произошел рост добычи руд цветных металлов (в среднем на 95%). Тема дипломного проекта актуальна в связи с ростом добычи руд цветных металлов и их востребованностью в Республике Казахстан.

Анализ содержания расчетно-пояснительной записки: расчетно-пояснительная записка выполнена в достаточном объеме, приведены расчеты, количественных схем, баланса металла, водно-шламовой схемы, согласно общепринятым методикам осуществлен 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 – Жарылғаповой А.Т. степени бакалавра по специальности 5В073700 – Обогащение полезных ископаемых и заслуживает оценки отлично (95 баллов).

Рецензент



Суримбаев Бауржан Нуржанович

Занимаемая должность: старший научный сотрудник лаборатории благородных металлов. Филиал РГП «НЦ КПМС РК» Государственное научно-производственное объединение промышленной экологии «Казмеханобр», доктор PhD

«16» 05 2022 г.

Подпись Суримбаева Б.Н. заверяю
Ученый секретарь филиала РГП НЦ
КПМС РК ГНПОПЭ «Казмеханобр»
«16» 05 2022 г.

Протокол

о проверке на наличие неавторизованных заимствований (плагиата)

Автор: Жарылгапова Аида Талгатқызы

Соавтор (если имеется):

Тип работы: Дипломная работа

Название работы: Проект обогатительной фабрики по переработке полиметаллической руды Малеевского месторождения с производительностью 2 000 000 тонн руды в год

Научный руководитель: Игорь Мотовилов

Коэффициент Подобия 1: 6.6

Коэффициент Подобия 2: 3

Микропробелы: 7

Знаки из других алфавитов: 5

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:

Дата
16.05.2022г.

Заведующий кафедрой

Протокол

о проверке на наличие неавторизованных заимствований (плагиата)

Автор: Жарылгапова Аида Талғатқызы

Соавтор (если имеется):

Тип работы: Дипломная работа

Название работы: Проект обогатительной фабрики по переработке полиметаллической руды Малеевского месторождения с производительностью 2 000 000 тонн руды в год

Научный руководитель: Игорь Мотовилов

Коэффициент Подобия 1: 6.6

Коэффициент Подобия 2: 3

Микропробелы: 7

Знаки из других алфавитов: 5

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: *работа допускается к защите.*

18.05.2022

Дата

Игорь Мотовилов 16.10.

проверяющий эксперт



Метаданные

Название

Проект обогатительной фабрики по переработке полиметаллической руды Малеевского месторождения с производительностью 2 000 000 тонн руды в год

Автор

Жарылғапова Аида Талғатқызы

Научный руководитель

Игорь Мотовилов

Подразделение

Г_М_И

Список возможных попыток манипуляций с текстом

В этом разделе вы найдете информацию, касающуюся манипуляций в тексте, с целью изменить результаты проверки. Для того, кто оценивает работу на бумажном носителе или в электронном формате, манипуляции могут быть невидимы (может быть также целенаправленное вписывание ошибок). Следует оценить, являются ли изменения преднамеренными или нет.

Замена букв		5
Интервалы		0
Микропробелы		7
Белые знаки		0
Парафразы (SmartMarks)		18

Объем найденных подоби

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



КП1

25

Длина фразы для коэффициента подобия 2



КП2

3287

Количество слов



КЦ

25446

Количество символов

Подобия по списку источников

Посмотрите 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 ("критицицитаты").

10 самых длинных фраз

Цвет текста

ПОРЯДКОВЫЙ НОМЕР	НАЗВАНИЕ И АДРЕС ИСТОЧНИКА URL (НАЗВАНИЕ БАЗЫ)	КОЛИЧЕСТВО ИДЕНТИЧНЫХ СЛОВ (ФРАГМЕНТОВ)	ЦВЕТ ТЕКСТА
1	http://xn---8sbemlh7ab4a1m.xn--p1ai/work/411876/Tehnologiya-pererabotki-rudy-na	73	2.22 %
2	Интенсификация сгущения концентратов при переработке различных типов руд и сырья на ОФ ГОК «Алтай» ТОО «Казцинк» с использованием флокулянтов 6/2/2021 Satbayev University (ИМИПИ)	25	0.76 %
3	Интенсификация сгущения концентратов при переработке различных типов руд и сырья на ОФ ГОК «Алтай» ТОО «Казцинк» с использованием флокулянтов 6/2/2021 Satbayev University (ИМИПИ)	16	0.49 %