МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ И НАУКИ РЕСПУБЛИКИ КАЗАХСТАН

Satbayev University

Институт металлургии и промышленной инженерии

Кафедра металлургии и обогащения полезных ископаемых

Арстанова А.А.

Проект обогатительной фабрики по переработке свинцовых руд месторождения Алайгыр, производительностью 900000 тонн в год

ПОЯСНИТЕЛЬНАЯ ЗАПИСКА
к дипломному проекту

специальность 5В073700 – Обогащение полезных ископаемых

Алматы 2020

StrikePlagiarism.com

ҚАЗ ҰТУ

ДАТА ОТЧЕТА: 2020-05-10 14:22:33

НАЗВАНИЕ:
Проект обогатительной фабрики по переработке свинцовых руд месторождения Алайгыр, производительностью 900000 тонн в год

АВТОР:
Арстанова Анара Александровна

НАУЧНЫЙ РУКОВОДИТЕЛЬ:
Шамиль Телков

ПОДРАЗДЕЛЕНИЕ:
ИМиПИ

ДАТА ЗАГРУЗКИ ДОКУМЕНТА:
2020-05-10 14:07:49

ЧИСЛО ПРОВЕРОК ДОКУМЕНТА:
1

ПРОПУЩЕННЫЕ ВЕБ-СТРАНИЦЫ:

Уровень заимствований

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

15,69% КП1	3,44% КП2	0,05% КЦ
% комбинаций из 5 слов, найденный во всех доступных источниках, кроме БЮА	% комбинации 25 -слов, найденных во всех доступных источниках, кроме БЮА	% найденных слов в тексте, помеченных как цитаты
25 Длина фразы для коэффициента подобия 2	**8102** Количество слов	**59784** Количество символов

Предупреждение и сигналы тревоги

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 Использование символов из другого алфавита - может указывать на способ обойти систему, поэтому следует установить их использование.	94	показать в тексте
Интервалы Количество увеличенного расстояния между буквами (просим определить является ли расстояние имитацией пробела, так как исходно слова могут быть написаны слитно).	0	показать в тексте
Микропробелы Количество пробелов с нулевым размером - необходимо проверить влияют ли они на неправильное разделение слов в тексте.	0	показать в тексте
Белые знаки Количество символов, выделенных белым цветом, пожалуйста, проверьте не используются ли белые символы вместо пробела, соединяя слова (в отчете подобия система изменяет автоматически цвет букв в черный, чтобы их сделать видимыми).	0	показать в тексте

Заимствования по списку источников

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

10 самых длинных фраз (3,74 %)

Десять самых длинных фрагментов найденых во всех доступных ресурсах.

ПОРЯДКОВЫЙ НОМЕР	НАЗВАНИЕ И АДРЕС ИСТОЧНИКА URL (НАЗВАНИЕ БАЗЫ)	АВТОР	КОЛИЧЕСТВО ИДЕНТИЧНЫХ СЛОВ	
1	Проектирование обогатительной фабрики по переработке свинцово-цинковой руды Акжальского месторождения производительностью 1,2 млн.тонн в год на базе Акжальской обогатительной фабрики *D. Serikbayev East Kazakhstan State Technical University (ОПиМУП)*	Ложников Б.Б. 12-ОП-1.doc	42	0,52 %
2	Проектирование обогатительной фабрики по переработке полиметаллической руды Риддер-Сокольного месторождения на базе ПК РГОК ТОО «Казцинк» *D. Serikbayev East Kazakhstan State Technical University (ОПиМУП)*	Шмаков А. В.17-ОПз-2	38	0,47 %

МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ И НАУКИ РЕСПУБЛИКИ КАЗАХСТАН

Satbayev University

Институт металлургии и промышленной инженерии

Кафедра металлургии и обогащения полезных ископаемых

ДОПУЩЕН К ЗАЩИТЕ
Заведующий кафедрой М и ОПИ
канд. техн. наук
_____ Барменшинова М.Б.
«____»_____2020 г.

ПОЯСНИТЕЛЬНАЯ ЗАПИСКА
к дипломному проекту
на тему: Проект обогатительной фабрики по переработке свинцовых руд месторождения Алайгыр, производительностью 900000 тонн в год

по специальности 5В073700-Обогащение полезных ископаемых

Выполнила Арстанова А.А.

Научный руководитель
канд. техн. наук, доцент
_____ Ш.А. Телков
«___»_____2020 г.

Алматы 2020

МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ И НАУКИ РЕСПУБЛИКИ КАЗАХСТАН

Satbayev University

Институт металлургии и промышленной инженерии

Кафедра металлургии и обогащения полезных ископаемых

5В073700 – Обогащение полезных ископаемых

УТВЕРЖДАЮ

Заведующий кафедрой М и ОПИ
канд. техн. наук
_____ Барменшинова М.Б.
«____»_____2020 г.

ЗАДАНИЕ
на выполнение дипломного проекта

Обучающемуся Арстановой Анаре Александровне
На тему:"Проект обогатительной фабрики по переработке свинцовых руд месторождения Алайгыр, производительностью 900000 тонн в год"
Утверждена приказом ректора университета №762-б от «27» января 2020 г.
Срок сдачи законченного проекта: «11» мая 2020 г.
Исходные данные к дипломному проекту: Данные с преддипломной практики
Перечень подлежащих разработке в дипломном проекте вопросов:
а) Расчет количественной и водно-шламовой схемы; б) Выбор и расчет основного и вспомогательного оборудования; в) Разработка мероприятий по безопасному ведению технологических процессов; г) Экономическая часть проекта, расчет себестоимости переработки одной тонны руды.
Перечень графического материала (с точным указанием обязательных чертежей): технологическая схема, схема цепи аппаратов.
Рекомендуемая основная литература:

1) Сажин Ю.Г. расчеты схем рудоподготовки и выбор оборудования для дробления, грохочения, измельчения и классификации: Учеб.пособие. Алматы: КазНТУ, 2005. – 177 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	15.02.2020 – 22.02.2020	
Выбор и расчет оборудования	23.02.2020 – 5.03.2020	
Разработка чертежей	6.03.2020 – 18.03.2020	
Безопасность и охрана труда	19.03.2020 – 15.04.2020	
Технико – экономические расчеты	19.03.2020 – 15.04.2020	
Оформление пояснительной записки	16.04.2020 – 4.05.2020	

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
Экономическая часть	Ш. А. Телков канд. техн. наук, доцент		
Безопасность и охрана труда	Ш. А. Телков канд. техн. наук, доцент		
Нормоконтроль	И.Ю.Мотовилов лектор		

Научный руководитель_____ Ш. А. Телков

Задание приняла к исполнению _____ А. А. Арстанова

Дата «___»_____ 2020 г.

АҢДАТПА

Ұсынылған дипломдық жобаның зерттеу объектісі ретінде Алайғыр кен орнында өндірілген қорғасын кенін қайта өндеуге арналған байыту фабрикасы белгіленген.

Байыту фабрикасының әзірлеме жобасы кендайындау үдерісінің технологиялық сызбанұсқасы үш сатылы ұсату, іліспелі елеу, екі сатылы ұнтақтау, ұтақталған өнімдерді жіктеуден; флотацияның екі негізгі түрі, бақылау флотациясы және үш түрлі қайта тазалау флотация түрлерінен; байыту үдерісінің ақырғы өнімдерін құрғатудан құрылған.

Кенді массалық үлесі 3,82% әрі концетратты алу үлесі 91% байытылған ақырғы өнім - қорғасын концентраты болып табылады. Қорғасын концентратынан қосалқы 87,26 % үлесінде күміс алынады, күміс концентрациясы 228 г/т; сонымен қатар аз мөлшерде 42,63 % мыс үлесі және 55,11 % мырыш үлесі пайда болады, үлесі 42,8 % селен қорғасын концентратынан алынады. Құрамындағы селен элементінің абсолюттік концентрациясы 21,40 г/т. Кенеусіз кенді қоса есептегенде қорғасын ысырабы 9, 08%.

Жыл сайын алынатын концентрат массасы - 55800 т/ жыл.

Жыл сайын алынатын металлдардың массасы:

Қорғасын - 31259 т/ жыл.

Күміс - 12,72 т/ жыл.

АННОТАЦИЯ

Объектом написания дипломного проекта выбрана обогатительная фабрика для переработки свинцовых руд месторождения Алайгыр.

Основной разработкой проекта обогатительной фабрики является технологичская схема, включающая в себя: процессы рудоподготовки – трехстадиальная схема дробления, сопутствующий ему процесс грохочения, двухстадиальное измельчение и соответствующая классификация измельченных продуктов; процесс флотации, состоящей из двух основных, контрольной и 3 перечистных процессов флотации; а также обезвоживанием конечных продуктов обогащения.

Конечным продуктом обогащения представлен свинцовый концентрат, с массовой долей 40 % и извлечением 91 %. В свинцовый концентрат попутно извлекается 87,26 % серебра, при его концентрации 228 г/т; 42,63 % меди, 55,11 % цинка с весьма низким содержанием. Извлекается в свинцовый концентрат 42,8 % селена. Абсолютная концентрация селена составляет 21,40 г/т. Потери свинца с отвальными хвостами составляют 9,08 %.

Годовая масса получаемого концентрата составляет 55800 т/г.

Годовая масса получаемых металлов составляет:

Свинца – 31259 т/г.

Серебра – 12,72 т/г.

ANNOTATION

The object of the research of the diploma project is an enrichment factory for processing lead ore from the Alaygyr deposit.

The basis for the development of the enrichment factory project is a technological scheme that includes: ore preparation processes - a three-stage crushing scheme, the accompanying screening process, two-stage grinding and the corresponding classification of crushed products; flotation process, consisting of two main stages, control flotation and three cleaner flotation processes; dehydration of end products.

The end product of enrichment is lead concentrate, it has mass fraction of ore of 3.82% and extraction percentage of 91%. 87.26% of silver is extracted from the lead concentrate at a concentration of 228 g / t; In addition, 42.63% of copper and 55.11% of zinc with a very low content are extracted from the lead concentrate. 42.8% of selenium is extracted from the lead concentrate. The absolute concentration of selenium is 21.40 g / t. Loss of lead with depleted ore is 9.08%.

The annual mass of the produced concentrate is 55800 t per year.

The annual mass of the produced metals is:

Lead - 31259 t per year.

Silver - 12.72 t per year.

СОДЕРЖАНИЕ

Введение 10
1 Общая пояснительная записка 11
1.1 Краткая характеристика предприятия 11
1.2 Основные технологические и проектные решения 11
1.3 Состав обогатительной фабрики 12
1.4 Численность и профессионально – квалификационный состав работающих 14
2 Генеральный план, транспорт и рекультивация 16
2.1 Генеральный план 16
2.1.1 Характеристика района и площадки строительства 16
2.2 Транспорт 16
2.2.1 Внутрифабричный и внешний 16
2.3 Рекультивация нарушенных земель 17
3 Технология производства, обеспечение энергоресурсами 18
3.1 Технология производства 18
3.1.1 Сырьевая база, характеристика сырья 18
3.1.2 Режим работы цехов и расчет их производительности 21
3.1.3 Краткий анализ работы действующей фабрики 22
3.1.4Выбор и обоснование технологической схемы 22
3.1.5 Выбор и расчет схемы дробления 25
3.1.6 Выбор и расчет схемы измельчения 29
3.1.7 Расчет баланса металлов и количественной схемы обогащения 30
3.1.8 Выбор схемы обезвоживания 32
3.1.9 Расчет водно – шламовой схемы 33
3.1.10 Качество готовой продукции 38
3.1.11 Выбор и технологический расчет основного оборудования 39
3.1.11.1 Оборудование для дробления 39
3.1.11.2 Оборудование для грохочения 40
3.1.11.3 Оборудование для измельчения 41
3.1.11.4 Оборудование для классификации 43
3.1.11.5 Оборудование для флотационного обогащения 45
3.1.11.6 Оборудование для обезвоживания 47
3.1.12 Выбор и расчет вспомогательного оборудования 47
3.1.13 Реагентное хозяйство 49
3.1.14 Хвостовое хозяйство 49
3.1.15 Опробование и контроль обогатительных процессов 51
4 Охрана труда и безопасность жизнедеятельности 53
4.1 Законодательство и нормативные акты о "безопасности и охране труда" 53
5 Экономика предприятия 56
5.1 Корпус дробления 56
5.2 Главный корпус 56
5.3. Расчет стоимости основного и вспомогательного оборудования 57

5.4 Расчет стоимости вспомогательных материалов 57
5.5 Стоимость энергозатрат 57
5.6 Расчет расходов на содержание и эксплуатацию оборудования 59
5.7 Расчет цеховых расходов 60
5.8 Расчет себестоимости концентратов 61
5.9 Основные технико – экономические показатели 62
Заключение 63
Список литературы 64
Приложение А 65

ВВЕДЕНИЕ

На территории Казахстана расположено большое количество месторождений полиметаллических руд, пользующихся высоким спросом по всему миру. На основе изучения минерального состава месторождения Алайгыр, выделено три технологических сорта руд: сульфидные (содержание свинца в окисленной форме до 15%), смешанные (15 - 60% - окисленных форм свинца) и окисленные (более 60% свинца в окисленной форме).

Эти руды характеризуются содержанием свинца приемлемым для их обогащения. Однако, по результатам исследований, с падением содержаний свинца в руде показатели обогащения ухудшаются. На данный период, главной задачей ведущих специалистов обогащения является поиск альтернативных, более эффективных технологий извлечения свинца посредством флотационного процесса с изменением реагентного режима и внедрением инновационных флотационных реагентов. Что позволит обеспечить необходимое извлечение полезных компонентов.

Технология производства обогатительной фабрики месторождения Алайгыр является одним из возможных решений поставленной задачи.

Целью данного дипломного проекта является разработка проекта обогатительной фабрики по переработке свинцовых руд месторождения Алайгыр производительностью 900000 тонн руды в год. В качестве аналога принята обогатительная фабрика Тау-кен Алайгыр. Дипломный проект содержит технико-экономическое обоснавание и расчет рентабельночти производства. Для выполнения проекта использовались исходные данные месторождения Алайгыр, полученные в процессе прохождения преддипломной практики.

1 Общая пояснительная записка

1.1 Краткая характеристика предприятия

Проект настоящей обогатительной фабрики основан на переработке свинцовых руд с массовой долей полезного компонента 3,82% месторождения Алайгыр. Годовая мощность фабрики по исходной руде составляет 900 тыс. тонн с годовым выпуском свинцового концентрата марки КС-4 (ТУ 010940003870-019-2010) - 55,8 тыс. тонн. Строительство обогатительной фабрики на полное развитие запроектировано в соответствии с Техническим заданием на проектирование, не предусматривающим разбивку строительства на очереди и пусковые комплексы. В свинцовый концентрат извлекается 87,26 % серебра, при его концентрации 228 г/т.

Свинцовый концентрат представлен зерновым материалом, крупностью 92,20 % класса минус 0,071 мм, на 70,69 % галенитом.

Потери свинца с отвальными хвостами составляют 9,08 %. Часть потерь приходится на нераскрытые сростки нерудных минералов со свинцовыми минералами и на нефлотируемые минералы свинца.

1.2 Основные технологические проектные решения

Технология обогащения руд Алайгырского месторождения была принята по безцианидной схеме методом совместной флотации сульфидных и окисленных свинцовых минералов, с получением кондиционного свинцового концентрата, а также сульфидизацией окисленного минерала сульфидизатором.

Технологическая схема переработки свинцовых руд месторождения Алайгыр включает:

- дробление исходной руды в 3 стадии, до крупности 12 мм.
- измельчение руды в 2 стадии, в содовой среде (500 г/т) до крупности 85-90% класса минус 0,071 мм в присутствии жидкого стекла (250 г/т);
- сульфидизацию окисленных минералов свинца. Расход сульфидизатора – сернистого натрия от 300 до 400 г/т;
- I основную свинцовую флотацию с выведением части готового I свинцового концентрата;
- II основную свинцовую флотацию (предусмотрена дробная подача собирателя - бутилового ксантогената калия и вспенивателя - бутилового аэрофлота, обладающего свойствами слабого собирателя и пенообразователя);
- три перечистные флотации концентрата II основной свинцовой флотации с получением свинцового концентрата;
- контрольную свинцовую флотацию (хвосты контрольной свинцовой флотации являются отвальными хвостами).

1.3 Состав обогатительной фабрики

Производственно-технологическая структура зданий и сооружений состоит из:

1. Главный корпус,
2. Дробильно-сортировочный комплекс;
3. Корпус подготовки реагентов;
4. Склад реагентов;
5. Автовесовая на 80 тонн;
6. КПП;
7. Погрузочная площадка;
8. Объекты инфраструктуры всего горно-обогатительного комбината.

Было запроектировано два варианта объемно-планировочных решений зданий и сооружений одного и того же функционального назначения, имеющим разные объемно-планировочные характеристики. Данные объемно-планировочных показателей компоновки технологического оборудования приведены в таблице 1.

Таблица 1 - Объемно-планировочные показатели компоновки технологического оборудования

Наименование зданий и сооружений, техническая характеристика	Показатели	
	1 вариант	2 вариант
Дробление		
Корпус крупного дробления:	Открытая площадка под дробильно-сортировочный комплекс 50 х 80 м	
габариты, м		12х12х12
объем здания, сооружения, м^3		1728
температура воздуха в помещении, ^{O}С		5
Корпус среднего и мелкого дробления:		
габариты, м		18х36х13,2
объем здания, сооружения, м^3		8553,6
температура воздуха в помещении, ^{O}С		5
Склад руды после крупного дробления:		
габариты, м		6х10х6
объем здания, сооружения,м^3		360
температура воздуха в помещении, ^{O}С		5
Перегрузочный узел:		
габариты, м		9х24х8
объем здания, сооружения, м^3		1728
температура воздуха в помещении, ^{O}С		5
Галереи под конвейера:		
габариты, м		4,2 х2,4х166
объем здания, сооружения, м^3		1673.28
температура воздуха в помещении, ^{O}С		5

Продолжение таблицы 1

Наименование зданий и сооружений, техническая характеристика	Показатели	
Главный корпус		
	69х72	87х72
Пролет компрессорной:		
габариты, м	9х7,2х7,2	9х7,2х7,2
объем здания, сооружения, $м^3$	466,56	466,56
температура воздуха в помещении, ^{O}C	16-18	16-18
Пролет бункеров с 36 час. запасом		
габариты, м	9х72х22,2	9х72х22,2
объем здания, сооружения, $м^3$	14 385,6	14 385,6
температура воздуха в помещении, ^{O}C	16,18	16,18
Пролет измельчения		
габариты, м	24х72х23,5	24х72х14,25
объем здания, сооружения, $м^3$	40 608	24 624
температура воздуха в помещении, ^{O}C	16-18	16-18
Пролет насосной, трансформаторной, дозировочной реагентов		
габариты, м	9х72х16	9х72х14,8
объем здания, сооружения, $м^3$	10368	9 590,4
температура воздуха в помещении, ^{O}C	16-18	16х-18
Пролет флотации	-	
габариты, м	-	18х72х10,825
объем здания, сооружения, $м^3$	-	14 029,2
температура воздуха в помещении, ^{O}C	-	16-18
Пролет склада готовой продукции с 6 сут. запасом, ОТК, химическая лаборатория, зона обезвоживания продуктов		
габариты, м	18х72х7,2	18х72х7,2
объем здания, сооружения, $м^3$	9331,2	13 478,4
температура воздуха в помещении, ^{O}C	5	5
Общий объем зданий:	**75 159.37**	**90 617.04**
в том числе по закрытому дробильно-сортировочному комплексу.	-	14 042,88
главному корпусу	75 159,37	76 574,16

При сравнении двух вариантов планировочных решений с учетом капитальных и эксплуатационных затрат и санитарные условия труда окончательным был выбран второй вариант.

1.4 Численность и профессионально – квалификационный состав работающих

Наименование подразделений, а также должности и численность работников одной вахты приведены в таблице 2.

Таблица 2 – Планируемое штатное расписание перерабатывающего комплекса Алайгыр за одну вахту

Наименование подразделения	Должность	Количество работников
АУП	Руководитель АУП	1
	офис-менеджер	4
	Системный администратор	1
	Специалист ИКТ	1
Отдел химического анализа и научных исследований	Руководитель ХАиНИ	1
	Лаборант	2
	Научный консультант	1
Производственный отдел	Руководитель производственного отдела	1
	Оператор	20
	Техник	2
	Старший смены	1
	Специалист КИПиА	2
	Мастер инженерных сетей	1
	Мастер ВП	1
	Электрогазосварщик	1
	Слесарь по ремонту и обслуживанию оборудования	2
Отдел сервиса инфраструктуры	Руководитель отдела СИ	1
	Координатор	1
	Водители	5
	Охранники	7
	Клинер	7
	Диспетчер пожарного депо	2
	Врач	1
	Фельдшер	2
	Итого	69

2 Генеральный план, транспорт и рекультивация нарушенных земель

2.1 Генеральный план

2.1.1 Характеристика района и площадки строительства

Горно-обоггатительная фабрика Алайгыр, обнаруженное еще в 1816г., находится в 90 км от рудника Карагайлы в районе Каркаралинском и в 130 км от города Караганды, Карагандинской области Республики Казахстан. Месторождение Алайгыр приурочено к северному склону Балхаш-Иртышского водораздела, представленного низкогорьем. Морфологические особенности района обусловили хорошую обнаженность трещиноватых пород, предопределяющих благоприятные условия для формирования пресных подземных вод.

Месторождение Алайгыр протягивается в субширотном направлении на 2850 м, оно условно разделено на 3 участка: Западный, протяженностью 1240 м , Средний - 700 м и Восточный - 770 м. На Западном участке промышленное оруденение прослежено до глубины 650 м от поверхности, на Среднем участке рудные тела прослежены до глубины 425 м от поверхности, на Восточном участке - до глубины 355 м. Источником водоснабжения будут служить трещинно-карстовые воды известняков карбона, разведанные в 1962 г, запасы которых составили 292 л/сек.

2.2 Транспорт

2.2.1 Внутренний и внешний транспорт

Месторождение находится в непосредственной близости от административного центра области, вследствие чего имеет доступ к сетям автомобильных и железных дорог.

Исходный продукт поступает на фабрику автосамосвалами модели Komatsu HD465-7, грузоподъемностью 55 тонн, по автомобильным дорогам один раз в семь дней. Автомобильные дороги подведены ко всем зданиям и сооружениям фабрики. Готовый продукт транспортируется из фабрики посредством сети железных дорог.

Остальные грузы (строительные материалы, оборудование, грузы бытового назначения и т.п.) доставляют на перерабатывающий комплекс с помощью грузовых автомобилей.

Доставка и развозка работников от административного центра области до перерабатывающего комплекса осуществляется с помощью пассажирского автомобильного автотранспорта один раз в семь дней.

2.3 Рекультивация нарушенных земель

Строительство промышленного комплекса и многолетняя переработка сырьевого продукта с использованием тяжелого промышленного оборудования создают нарушение земельных участков. После окончания строительства осуществляется ряд мероприятий по их восстановлению в соответствии с нормами Республики Казахстан.

Территория, занятая хвостохранилищами, также подвергается разрушению почвы. Рекультивация территорий сухих пляжей будет осуществляться после окончания их использования.

3 Технология производства, обеспечение энергоресурсами

3.1 Технология производства

3.1.1 Сырьевая база, характеристика сырья

По имеющимся сведениям, исследованиями сырьевой базы свинцовых руд Алайгырского месторождения занимались в разное время в период с 1954 - 1988 гг. такие научно-исследовательские институты, как Гинцветмет, Казмеханобр, ВНИИЦветмет, лаборатория ЦКПГО.

Результаты исследований приведены в таблицах раздела 3.1.1.

Таблица 3 - Химический состав свинцовой руды месторождения Алайгыр, в процентах

Элементы, оксиды	Массовая доля
Медь	0,016
Цинк	0,018
Свинец	3,82
Железо (общ.)	1,13
Сера (общ.)	0,80
Висмут, менее	0,005
Кадмий, менее	0,005
Никель, менее	0,005
Сурьма, менее	0,005
Мышьяк	0,0033
Фтор	0,02
Кобальт, менее	0,05
Молибден, менее	0,05
Оксид кремния	68,80
Оксид алюминия	13,20
Оксид кальция	0,390
Оксид магния	0,220
Оксид калия	8,700
Оксид натрия	0,180
Сульфат бария	0,670
Оксид марганца	0,027
Оксид титана	0,200
Углерод	0,150
Фосфор	0,029
Ртуть, г/т, менее	1,000
Теллур, г/т, менее	10,00
Селен, г/т, менее	5,0
Золото, г/т, менее	0,20
Серебро, г/т	16,20
Спектральный полуколичественный анализ	

Продолжение таблицы 3

Элементы, оксиды	Массовая доля
Германий, менее	$0,1x10^{-3}$
Индий, менее	$1,0x10^{-3}$
Галлий, менее	$2,0x10^{-3}$
Таллий, менее	$0,2x10^{-3}$

Массовая доля ценных, извлекаемых компонентов в руде: свинца – 3,82 %, серебра – 16,20 г/т.

Содержание вредных примесей висмута, мышьяка, сурьмы, фтора, ртути невелико. Концентрация золота незначительна – менее 0,20 г/т.

Таблица 4 - Фазовый состав свинцовой руды месторождения Алайгыр, в процентах

Элемент	Формы соединений	Массовая доля	
		абс.	отн.
Свинец	Галенит	2,44	63,87
	Церуссит	0,82	21,47
	Англезит	0,40	10,47
	Плюмбоярозит	0,16	4,19
	Итого	3,82	100,00
Серебро		г/т	% отн.
	Свободное (цианируемое)	8,70	53,70
	Связанное с сульфидами и теллуридами	0,40	2,47
	Связанное с пиритом и халькопиритом	1,20	7,41
	Связанное с нерудными	5,90	36,42
	Итого	16,20	100,00

Свинец в руде представлен на 63,87% (отн.) галенитом, на 21,47% (отн.) церусситом и на 10,47% (отн.) англезитом. В руде отмечено наличие 4,19 (отн.) нефлотируемого и не извлекаемого свинцового минерала – плюмбоярозита.

По степени окисляемости руда относится к смешанному типу руд (свинец в окисленной форме 15-60%).

Текстура руды массивная, пятнистая, прожилковая. Наблюдается вкрапленная текстура, обусловленная вкраплениями зерен рудных минералов в нерудный базис.

Главным рудным минералом в руде является галенит. Суммарное содержание свинцовых минералов в пробе составляет 5%.

Анализ минерального состава руды месторождения Алайгыр показывает, что тонкая вкрапленность свинцовых минералов, их тесное срастание с нерудными минералами характеризуют руду как требующую тонкого измельчения для их раскрытия.

С учетом вещественного и минералогического состава смешанной (сульфидно-окисленной) свинцовой руды, к использованию рекомендована безцианидная технология обогащения по схеме совместной флотации сульфидных и окисленных свинцовых минералов, с получением кондиционного свинцового концентрата. Результаты исследований указывают на то, что свинцовый концентрат с массовой долей свинца 56,02 % при его извлечении 90,92 % соответствует марке КС-4 ТУ 010940003870-019-2010 «Концентрат свинцовый. Технические условия». В свинцовый концентрат извлекается 87,26 % серебра, при его концентрации 228 г/т.

Кроме свинца и серебра в свинцовый концентрат извлекается 42,63 % меди, 55,11 % цинка с весьма низким содержанием. Извлекается в свинцовый концентрат 42,8 % селена. Абсолютная концентрация селена составляет 21,40 г/т.

Гранулометрическая характеристика конечных продуктов обогащения с распределением свинца и серебра по классам крупности продуктов обогащения с распределением свинца и серебра по классам крупности ситового и дисперсионного анализа приведены в таблице 5.

Таблица 5 - Гранулометрическая характеристика и распределение свинца и серебра по классам

Класс крупности, мм	Выход, %	Массовая доля свинца, %	Концентрация серебра, г/т	Распределение, %	
				Свинец	Серебро
Свинцовый концентрат					
+0,071	7,80	23,60	94,4	3,29	3,23
-0,071+0,045	10,46	36,10	137,5	6,74	6,31
-0,045+0,020	37,36	60,10	228,8	40,10	37,49
-0,020+0,010	23,57	65,00	271,8	27,35	28,10
-0,010+0,005	11,09	*66,90*	297,5	13,24	14,47
-0,005+0,000	9,72	53,50	243,9	9,28	10,40
Итого	100,00	56,02	228,0	100,00	100,00
Отвальные хвосты					
+0,071	10,14	0,37	2,4	10,14	11,10
-0,071+0,045	26,01	0,31	2,5	21,78	29,67
-0,045+0,020	28,37	0,30	<2,0	22,99	25,89
-0,020+0,010	15,68	0,31	<2,0	13,13	14,31
-0,010+0,005	9,37	0,45	<2,0	11,40	8,55
-0,005+0,000	10,43	0,73	<2,0	20,56	10,48
Итого	100,00	0,37	2,2	100,00	100,00

Фазовый анализ свинцового концентрата и отвальных хвостов на формы соединений свинца представлен в таблице 6.

Таблица 6 – Результаты фазового анализа конечных продуктов обогащения на формы соединений свинца

Продукты обогащения	Формы соединений	Массовая доля	
		абс.	отн.
Свинцовый концентрат	Галенит	39,60	70,69
	Церуссит	15,70	28,03
	Англезит	0,03	0,05
	Плюмбоярозит	0,69	1,23
	Итого	56,02	100,00
Отвальные хвосты	Галенит	0,14	37,84
	Церуссит	0,08	21,62
	Англезит	0,01	2,70
	Плюмбоярозит	0,14	37,84
	Итого	0,37	100,00

Свинцовый концентрат представлен зерновым материалом, крупностью 92,20 % класса минус 0,071 мм, на 70,69 % галенитом.

Потери свинца с отвальными хвостами составляют 9,08 %. Отвальные хвосты определены зерновым материалом крупностью 89,86 % класса минус 0,01 мм, преимущественно нерудными минералами. Основные потери свинцовых минералов приходятся на труднофлотируемые весьма тонкие классы крупности. Часть потерь приходится на нераскрытые сростки нерудных минералов со свинцовыми минералами и на нефлотируемые минералы свинца.

3.1.2 Режим работы цехов и расчет их производительности

Производительность перерабатывающего комплекса Алайгыр рассчитана на 900000 тонн руды в годы. Режим работы дробильно-сортировочного комплекса – непрерывный, 305 дней в году, 14 часов в сутки, 2 смены по 7часов.

Часовая производительность расчитывается по формуле (1):

$$Q_{0\ др} = \frac{Q_г}{N \times m \times n \times К_{в\ дроб}}, \qquad (1)$$

где, N – число рабочих дней в году;

m – продолжительность смены, часов;

n – количество смен в сутки,

$К_{в\ дроб}$ – коэффициент использования оборудования в дробильном переделе, выбранный с учетом крепости руды и движения оборудования.

Режим работы главного корпуса – круглогодичный (365 дней в году), в две смены по 12 часов. Часовая производительность главного корпуса рассчитывается по формуле (2):

$$Q_{0\ изм} = \frac{Q_г}{N \times m \times n \times К_{в\ изм}}, \qquad (2)$$

где, $К_{в\ изм}$ – коэффициент использования оборудования в измельчительном переделе.

Фонд машинного времени:

-дробильного передела – 305х14х0,84=3586,8 час/год;

-операций измельчения, флотации, сгущения, фильтрации-365х24х0,87=7621,2 час/год

Производительность дробильно-сортировочного и главного корпусов приведены в таблице 7.

Таблица 7 – Производительность дробильного и измельчительного процессов перерабатывающего комплекса Алайгыр.

Переделы и участки	Производительность, тонн			Коэффициент использования оборудования Кв
	год	сутки	час	
Дробление	900 000	3514	251	0,84
Измельчение, флотация, сгущение, фильтрация	900 000	2832	118	0,87

3.1.3 Краткий анализ работы действующей фабрики

Технологическая схема по обогащению свинцовосодержащих руд состоит из процессов:

-дробление исходного материала в три стадии;

-измельчение в содовой среде в сочетании с классификацией перерабатываемого материала в две стадии;

-безцианидная совместная флотация сульфидных и окисленных минералов;

-сушка и обезвоживание концентрационного продукта.

3.1.4 Выбор и обснование технологической схемы

Обогащение руд Алайгырского месторождения методом флотации рекомендовано технологическим регламентом. Многовариантность методических решений была спроектирована только для стадии рудоподготовки исходного сырья:

- применение в технологии рентгенорадиометрической сепарации (РРС) кусковой руды;

- использование мельниц само и полусамоизмельчения;

Лабораторные исследования на малых пробах руды Алайгырского месторождения и результаты РРС показали, что применение данной технологии позволит выделить в крупнокусковом виде до 28 % пустой породы и повысить качество руды перед флотационным обогащением. На этапе полупромышленных испытаний было принято решение не рассматривать применение технологии РРС, вследствие необходимости эксплуатации оборудования производительностью более одного миллиона тонн руды в год. что в условиях Алайгырского комплекса экономически нерентабельно.

Для улучшения качества рудоподготовки в ТЭО предусмотрены мероприятия по комплексному усреднению руды по трехстадиальной схеме:

1 стадия - планирование и управление на стадии горных работ;

2 стадия – наличие рудничного слоевого усреднительного склада, примыкающего к территории обогатительной фабрики;

3 стадия – наличие усреднительного многослойного склада в бункерах главного корпуса. Усреднение дробленой руды производится с помощью разгрузочной конвейерной тележки.

Технология обогащения руд Алайгырского месторождения была принята по отработанной классической безцианидной схеме методом совместной флотации сульфидных и окисленных свинцовых минералов, с получением кондиционного свинцового концентрата.

Технологическая схема представлена на рисунке 1.

Технологическая схема переработки свинцовых руд месторождения Алайгыр включает:

- дробление исходной руды в 3 стадии, до крупности 12 мм.
- измельчение руды в 2 стадии, в содовой среде (500 г/т) до крупности 85-90% класса минус 0,071 мм в присутствии жидкого стекла (250 г/т);
- сульфидизацию окисленных минералов свинца. Расход сульфидизатора – сернистого натрия от 300 до 400 г/т;
- I основную свинцовую флотацию с выведением части готового I свинцового концентрата;
- II основную свинцовую флотацию (предусмотрена дробная подача собирателя - бутилового ксантогената калия и вспенивателя - бутилового аэрофлота, обладающего свойствами слабого собирателя и пенообразователя);
- три перечистные флотации концентрата II основной свинцовой флотации с получением свинцового концентрата;
- контрольную свинцовую флотацию (хвосты контрольной свинцовой флотации являются отвальными хвостами).

Технологические показатели обогащения свинцовой руды месторождения Алайгыр приведены в таблице 8.

Таблица 8 - Технологические показатели свинцовой руды

Продукты обогащения	Выход, %	Массовая доля свинца, %	Содержания серебра, г/т	Распределение, %	
				Свинец	Серебро
I свинцовый концентрат	3,59	40	227,8	56,85	50,48
II свинцовый концентрат	2,61	40	228,3	34,07	36,78
Общий свинцовый концентрат	6,20	40	228,0	90,92	87,26
Отвальные хвосты	93,80	1,43	2,2	9,08	12,74
Руда	100,00	3,82	16,2	100,00	100,00

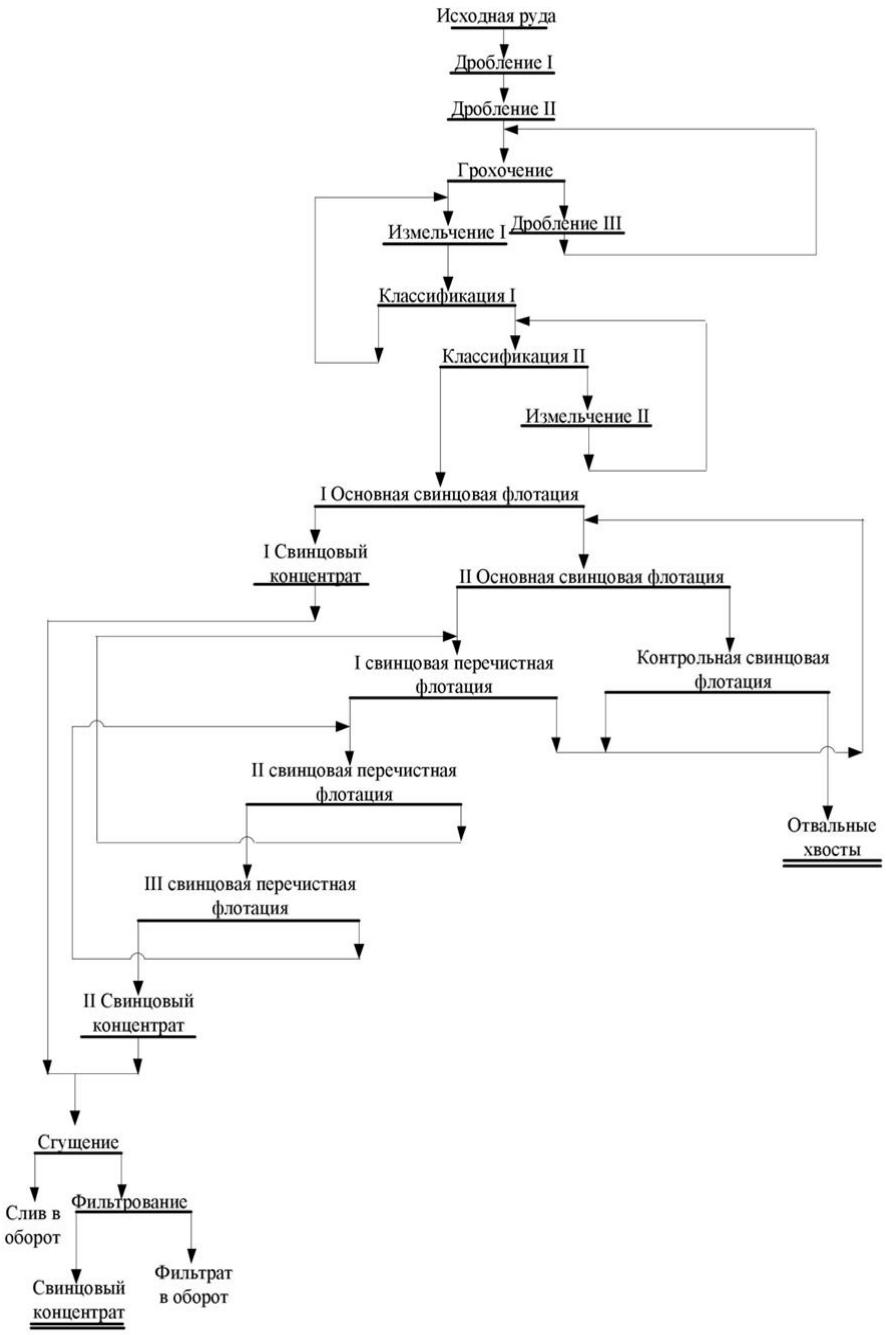

Рисунок 1 – Технологическая схема обогащения

3.1.5 Выбор и расчет схемы дробления

Процесс дробления разделен на три стадии, с применением предварительного грохочения на третьей стадии. Технологичсекая схема грохочения приведена на рисунке 2.

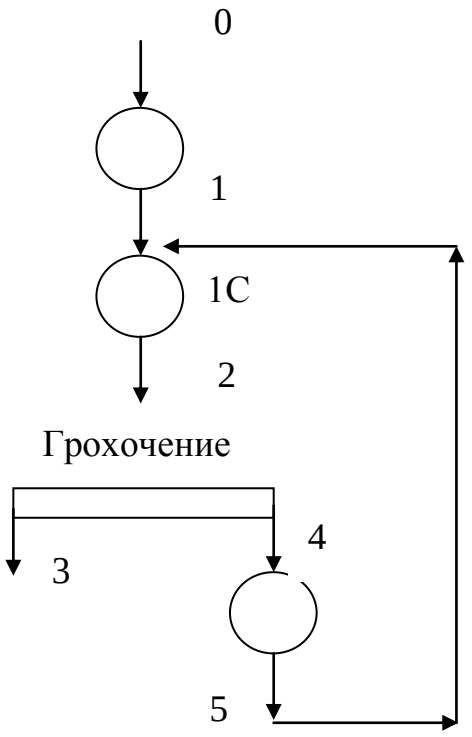

Рисунок 2 – трехстадиальная схема дробления

Данная схема дробления и модели оборудования были выбраны на основании результатов исследований проб перерабатываемой руды Алайгырского месторождения. Для расчета обогатительного оборудования, с целью достижения лучших экономических показателей с учетом соблюдения государственных норм и правил, необходиммыми данными были выбраны:

-исходная влажность руды, W - 5%;

-плотность руды, δ – 2,75 т/м^3;

-количество класса минус 0,074 мм в дробленой руде, β-0,074 – 7%;

-количество готового класса после первой стадии измельчения – 65%.;

-количество готового класса после второй стадии измельчения – 85,0%-90%;

-насыпная плотность руды, $\delta_н$ – 1,7 т/м^3;

-крупность исходной руды, D_{max} – 750 мм;

-конечная крупность, d – 12мм;

-коэффициент крепости по Протодъяконову М.М., f – 14;

Исходя из полученных данных было решено принять трехстадиальную схему, так как получить крупность руды диаметром 12 мм в две стадии невозможно.

Общая степень дробления рассчитывается по формуле (3):

$$S_{общ} = \frac{D_{max}}{d}, \qquad (3)$$

$$S_{общ} = \frac{750}{12} = 62{,}5;$$

Средняя степень дробления по формуле (4):

$$S_0 = S_{ср} = \sqrt[3]{S_{общ}}, \qquad (4)$$

$$S_0 = S_{ср} = \sqrt[3]{60} = 4;$$

Из полученных расчетов необходимо задаться степенями дробления на каждой стадии:

S_1 = 3, 84;

$S_2 = S_{ср}$= 4;

S_3 = 4 .

Тогда крупность дробления после каждой стадии составит:

крупность кусков после первой стадии: $d_1 = D_{max}/S_1$ = 750 / 3,84 = 195,3 мм;

крупность кусков после второй стадии: $d_2 = d_1/S_2$ = 195,3 / 4 = 50 мм;

крупность кусков после третьей стадии: $d_3 = d_2/S_3$ = 49 / 4 = 12 мм.

Размер щелей дробилок рассчитывается по формуле (5):

$$i_n = \frac{d_n}{Z_n}, \qquad (5)$$

где i_n – ширина приемной щели, мм;

Z_n - относительная максимальная крупность по стадиям дробления, равная отношению размера ячейки номинального сита к величине разгрузочного отверстия дробилки;

Исходя из формулы, можно получить значения:

$$i_1 = \frac{d_1}{Z_1} = \frac{195{,}3}{1{,}5} = 130 \text{ мм};$$

$$i_2 = \frac{d_2}{Z_2} = \frac{50}{1{,}7} = 29 \text{ мм};$$

Для третьей стадии принимаем значения $i_3 = d_3 = a_3$ = 12 мм.

Таблица 9 -Типовая характеристика крупности продукта 3, $d_н$=195 мм, $i_р$=130 мм

Определяемый класс, в долях $i_р$	Крупность класса, мм	Выход класса по «+», %	Выход класса по «-»,%
0,2* $i_р$	26	88	12
0,4* $i_р$	52	70	30
0,8* $i_р$	104	40	60
1,2* $i_р$	156	18	82
Z_1* $i_р$	195	3	97

Таблица 10 - Расчетная характеристика крупности продукта 4

Крупность класса, мм	Расчетный выход класса по «-», %	Выход класса по «+», %
26	$\beta_4^{-26}= \beta_0^{-26}+ b_0^{+130}* \beta_3^{-26}$=4+0,83*12=14	86
52	$\beta_4^{-52}= \beta_0^{-52}+ b_0^{+130}* \beta_3^{-52}$=7+0,83*30=32	68
104	$\beta_4^{-104}= \beta_0^{-104}+ b_0^{+130}* \beta_3^{-104}$=14+0,83*60=64	36
156	$\beta_4^{-156}= \beta_0^{-156}+ b_0^{+156}* \beta_3^{-156}$=20+0,8*82=86	14
195	$\beta_4^{-195}= \beta_0^{-195}+ b_0^{+195}* \beta_3^{-195}$=26+0,74*97=98	2

Таблица 11 -Типовая характеристика крупности продукта 7, $d_н$=50 мм, $i_р$= 29 мм

Определяемый класс, в долях $d_н$	Крупность класса, мм	Выход класса по «+», %	Выход класса по «-»
0,2* $d_н$	10	88	12
0,4* $d_н$	20	70	30
0,6* $d_н$	30	55	45
0,8* $d_н$	40	40	60
1,0* $d_н$	50	27	73

Таблица 12 - Расчетная характеристика крупности продукта 8

Крупность класса, мм	Расчетный выход класса по «-», %	Выход класса по «+», %
10	$\beta_8^{-10}= \beta_4^{-10}+ b_4^{+29}* \beta_7^{-10}$=5+0,83*12=15	85
20	$\beta_8^{-20}= \beta_4^{-20}+ b_4^{+29}* \beta_7^{-20}$=10+0,83*30=35	65
30	$\beta_8^{-30}= \beta_4^{-30}+ b_4^{+30}* \beta_7^{-30}$=17+0,83*45=54	46
40	$\beta_8^{-40}= \beta_4^{-40}+ b_4^{+40}* \beta_7^{-40}$=22+0,78*60=70	30
50	$\beta_8^{-50}= \beta_4^{-50}+ b_4^{+50}* \beta_7^{-50}$=30+0,7*73=81	19

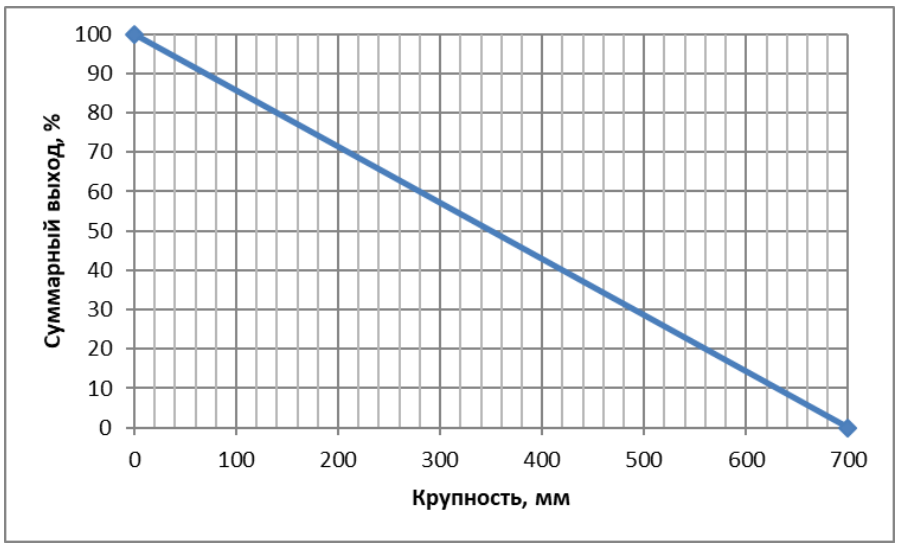

Рисунок 3 – Характеристика крупности исходной руды

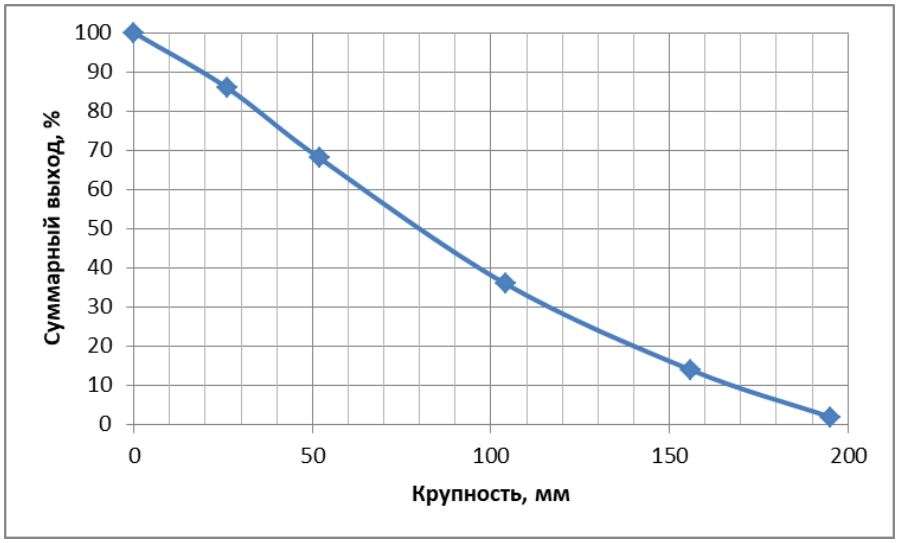

Рисунок 4 – Характеристика крупности продукта 4

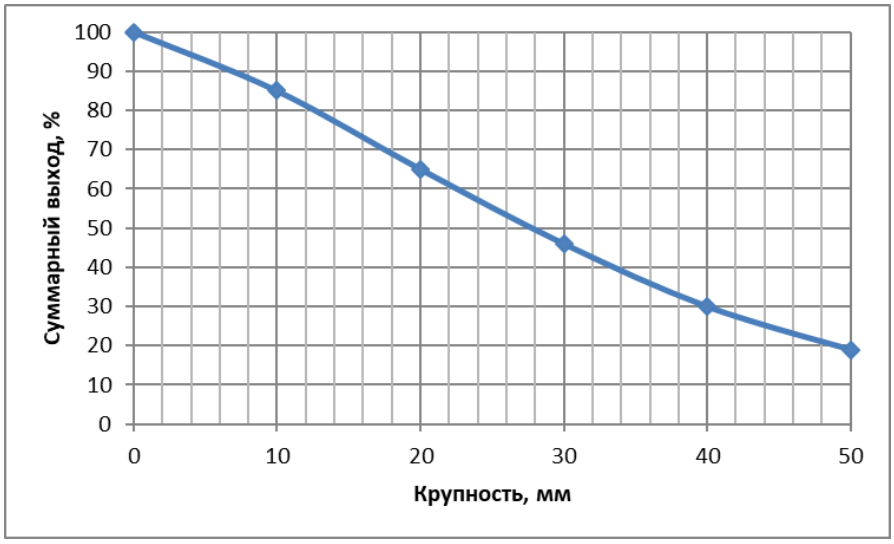

Рисунок 5 – Характеристика крупности продукта 8

Для дальнейшего расчета технологической схемы необходимо определить количество продуктов для стадии мелкого дробления.

Рассчитаем выход продуктов и загрузку дробилок 3 стадии дробления.

Масса продукта 8С определяется по формуле (6):

$$Q_{8C} = Q_8 \times \left(\frac{1}{E_3} + \frac{\beta_8^{+a}}{\beta_{11}^{-a}}\right), \qquad (6)$$

Величина загрузки дробилки определяется по формуле (7):

$$Q_{10} = Q_{8C} - Q_{12} = Q_{8C} - Q_{0}, \qquad (7)$$

Отношение $a_3/d_н$ =12 /26 =0,46. Выход класса с таким соотношением составит 47%, т.е. $ß_{11}^{-12}$ = 47%. По характеристике крупности продукта 8 – $ß_8^{+12}$ = 85%

Тогда по формуле (6):

Q_{8C} = 251 × (1/0,85+ (85) / (47)) = 747 т/ч

Загрузка дробилки по формуле (7) составит:

Q_{10} = 747 – 251 = 496.

3.1.6 Выбор и расчет схемы измельчения

По результатам научно-исследовательских работ по проекту перерабатывающего комплекса Алайгыр, приняв во внимание опыт обогащения руд аналогичных месторождений был разработан наиболее оптимальный вариант схемы измельчения. Двухстадиальная схема измельчения, включающая в себя поверочную и контрольную классификации в замкнутом цикле, нацелена на получение в конечном продукте измельчительного передела - содержание класса крупностью 0,074 мм равным 85%. Технологическая схема измельчения представлена на рисунке 6.

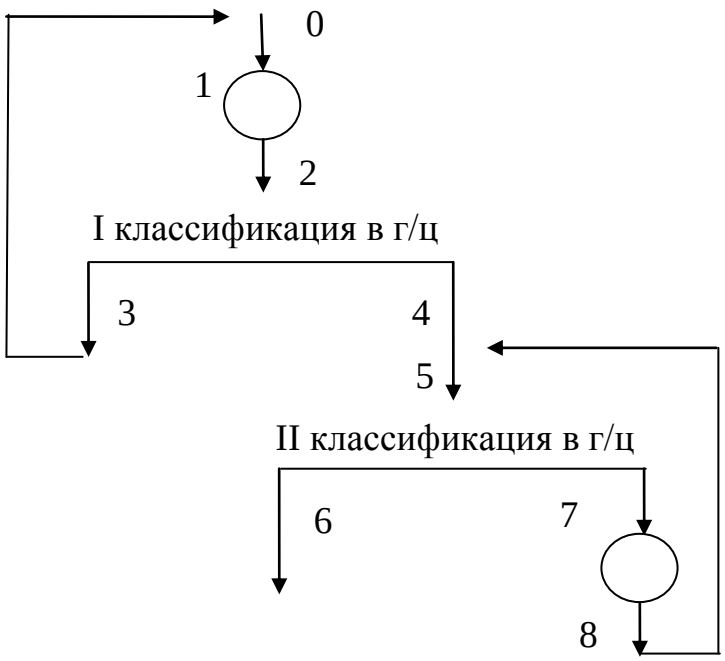

Рисунок 6 - Технологическая схема измельчения

Известные величины данной схемы измельчения:
γ_0 = 100%; $\gamma_0 = \gamma_1$ = 100%; β_6^{-74}= 85 %.

Используя эти данные можно вычислить содержание готового класса после первой стадии измельчения по формуле (8):

$$\beta_1^{-74} = \beta_0^{-74} + \frac{\beta_к^{-74} - \beta_0^{-74}}{1 + k \times m}, \qquad (8)$$

где k – отношение приведенного объема мельниц второй стадии к объему мельниц первой стадии k = 1 так как в обеих стадиях установлены шаровые мельницы;

m – отношение удельной производительности по классу -0,074 мм во второй стадии по этому же классу в первой стадии m - 0,7;

Тогда содержание готового класса после первой операции измельчения составит:

$$\beta_1^{-74} = 0{,}07 + \frac{0{,}85 - 0{,}07}{1 + 1 \times 0{,}7} = 65\%$$

Выхода всех продуктов схемы измельчения находим с помощью уравнения балансов. Вычисленные выхода позволяют определить массу всех продуктов по формуле (9):

$$Q_n = \frac{\gamma_n \times Q_0}{100\%}, \qquad (9)$$

Расчетные показатели продуктов измельчения приведены в таблице 13.

Таблица 13 – Расчет показателей продуктов схемы измельчения

№ продукта	Выход, %	Количество, т/ч
γ_0	100	118
γ_1	100	118
γ_2	300	354
γ_3	200	236
γ_4	100	118
γ_5	350	413
γ_6	100	118
γ_7	250	295
γ_8	250	295

3.1.7 Расчет баланса металлов и количественной схемы обогащения

Баланс металлов представлен в таблице 14.

Таблица 14 – Баланс металлов

Наименование продуктов	Выход, %	Содержание, %	Произведение,%	Извлечение,%
Концентрат Pb 1	3,59	40	143,6	37,59
Концентрат Pb 2	2,61	40	104,4	27,33
Хвосты	93,8	1,43	134	35,08
Руда	100	3,82	382	100,0

Флотационная технологическая схема содержит в себе показатели: выход полезного компонента, а также его содержание в каждом продукте флотационного процесса. Расчет показателей производился по классическому методу составления уравнения баланса металлов. Флотационная схема представлена на рисунке 7.

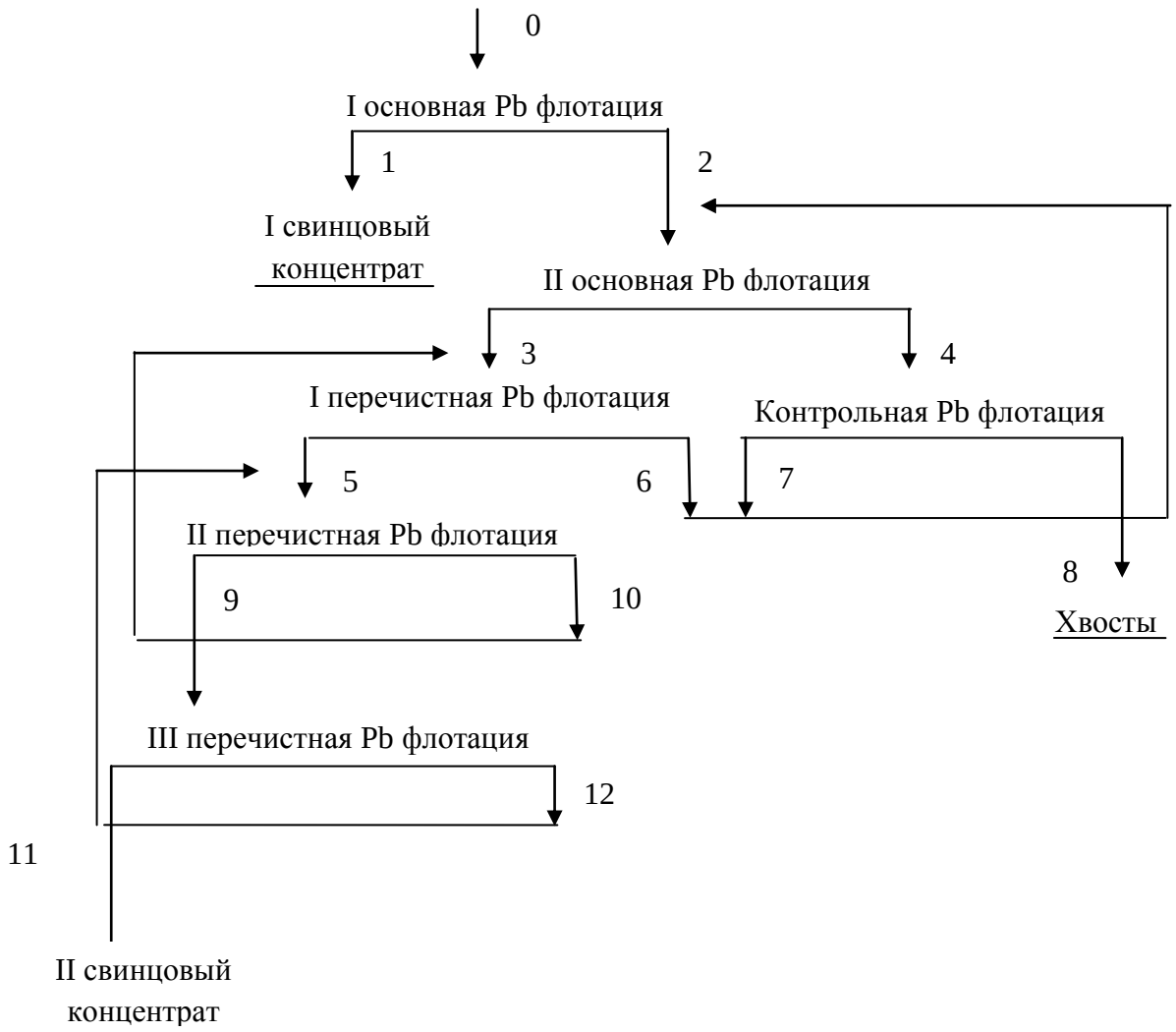

Рисунок 7 – Принципиальная флотационная схема

Таблица 15 – Расчетные показатели флотационного процесса

Номер продукта	Выход, %	Содержание, %
γ_0	100	3,82
γ_1	3,59	40
γ_2	96,41	12,87
γ_3	27,01	20
γ_4	107,3	4,29
γ_5	13,55	27
γ_6	24,40	12,87
γ_7	13,5	12,87
γ_8	93,8	1,43
γ_9	7,32	36
γ_{10}	10,94	20
γ_{11}	2,61	40
γ_{12}	4,71	27

3.1.8 Выбор схемы обезвоживания

Необходимо подвергать обезвоживанию концентрат флотационного процесса массой 25 тонн в течение всего производственного цикла. В связи с соотношением жидкого к твердому была выбрана стандартная схема обезвоживания, включающая в себя операции сгущения и фильтрования, с получением влажности готового продукта 5%. Принципиальная схема обезвоживания проиллюстрирована на рисунке 8.

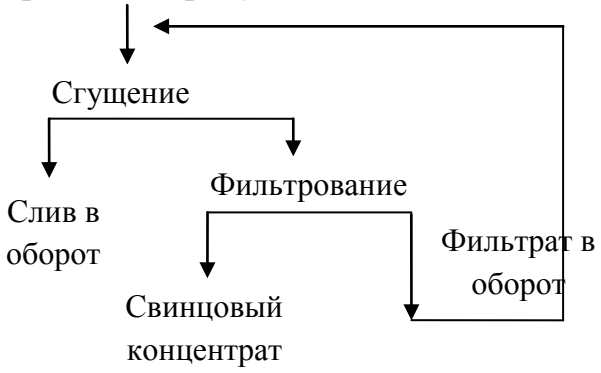

Рисунок 8 – Схема обезвоживания

3.1.9.1 Расчет водно-шламовой схемы

Расчет водно-шламовой схемы был рассчитан на заданную производительность – 118 тонн в час. Все технологические показатели, требуемые для схемы, были получены в ходе расчетов качественно-количественной схемы с помощью составления уравнений балансов. Для этого были использованы заданные выхода, содержания полезного компонента в каждом продукте. Кроме этого, был задан показатель – процент твердого в пульпе в каждом продукте технологической схемы, за исключением дробильного передела. Содержание твердого в продуктах обогащения:

исходная руда - 95%
пески классификатора I стадии - 83%
разгрузка мельницы I стадии измельчения - 72%
слив классификатора I стадии - 33%
разгрузка мельницы II стадии измельчения - 65%
слив классификатора II стадии - 28%
пески классификатора II стадии - 65%
Pb концентрат-1 I основной флотации - 40%
Pb концентрат II основной флотации - 33%
концентрат контрольной флотации - 30%
концентрат I Pb перечистки - 35%
концентрат II Pb перечистки - 38%
концентрат III Pb перечистки - 40%
сгущенный Pb концентрат – 65%
Pb концентрат (кек) – 93%

Расчет водно-шламовой схемы представлен в таблице 16.

Таблица 16 – Водно-шламовая схема

Поступает							Выходит						
Наименование продуктов	Выход, %	Процент твердого, %	Количество, т/ч			Объем пульпы, м3/ч	Наименование продуктов	Выход, %	Процент твердого, %	Количество, т/ч			Объем пульпы, м3/ч
			Твердого	Воды	Пульпы					Твердого	Воды	Пульпы	
Измельчение - I стадия													
Руда	100,00	95,00	118,0	6,21	124,21	49,90	Разгрузка-Iст. мельницы	300,00	72,00	354,0	137,67	491,67	268,72
Пески классификатора-1	200,00	83,00	236,0	48,34	284,34	135,70							
Вода	-	-	-	83,12	83,12	83,12							
Итого	300,00	72,00	354,0	137,67	491,67	268,72	Итого	300,00	72,00	354,0	137,67	491,67	268,72
Классификация-1													
Разгрузка мельницы-Iст.	300,00	72,00	354,0	137,67	491,67	268,72	Слив клас.-1	100,00	33,00	118,0	239,58	357,58	283,27
Вода	-	-	-	150,25	150,25	150,25	Пески клас.-1	200,00	83,00	236,0	48,34	284,34	135,70
Итого	300,00	55,20	354,0	287,92	641,92	418,97	Итого	300,00	55,20	354,0	287,92	641,92	418,97
Классификация-2													
Слив клас.-1	100,00	33,00	118,0	239,58	357,58	283,27	Слив клас.-2	100,00	28,00	118,0	303,43	421,43	347,12
Разгрузка мельницы-IIст.	250,00	65,00	295,0	158,85	453,85	268,11							
Вода	-	-	-	63,85	63,85	63,85	Пески клас.-2	250,00	65,00	295,0	158,85	453,85	268,11
Итого	350,00	47,20	413,0	462,28	875,28	615,23	Итого	350,00	47,20	413,0	462,28	875,28	615,23
Измельчение - II стадия													
Пески клас.-2	250,00	65,00	295,0	158,85	453,85	268,11	Разгрузка мельницы-IIст.	250,00	65,00	295,0	158,85	453,85	268,11
Вода	-	-	-	-	-	-							
Итого	250,00	65,00	295,0	158,85	453,85	268,11	Итого	250,00	65,00	295,0	158,85	453,85	268,11

Продолжение таблицы 16

Поступает							Выходит						
Наименование продуктов	Выход, %	Процент твердого, %	Количество, т/ч			Объем пульпы, м3/ч	Наименование продуктов	Выход, %	Процент твердого, %	Количество, т/ч			Объем пульпы, м3/ч
			Твердого	Воды	Пульпы					Твердого	Воды	Пульпы	
I основная Pb флотация													
Слив клас.-2	100,00	28,00	118,0	303,43	421,43	347,12	Pb концентрат-1	3,59	40,00	4,24	6,36	10,60	7,93
Вода	-	-	-	-	-	-	Хвосты I основ.	96,41	27,70	113,76	297,07	410,83	339,19
Итого	100,00	28,00	118,0	303,43	421,43	347,12	Итого	100,00	28,00	118,0	303,43	421,43	347,12
II основная Pb флотация													
Хвосты I основ. Pb флотации	96,41	27,70	113,76	297,07	410,83	339,19	Pb концентрат II основной флотации	27,01	33,00	31,87	64,71	96,58	76,51
Хвосты I Pb пер-ки	24,40	23,20	28,79	95,09	123,88	105,75							
Концентрат контр. флотации	13,50	30,00	15,93	37,17	53,10	43,07	Хвосты II основной Pb флотации	107,30	25,20	126,61	375,62	502,23	422,50
Вода	-	-	-	11,0	11,0	11,0							
Итого	134,31	26,50	158,48	440,33	598,81	499,01	Итого	134,31	26,50	158,48	440,33	598,81	499,01
Контрольная свинцовая флотация													
Хвосты II основной Pb флотации	107,30	25,20	126,61	375,62	502,23	422,50	Концентрат конрольной флотации	13,50	30,00	15,93	37,17	53,10	43,07
Вода	-	-	-	-	-	-	Хвосты контрольной флотации	93,80	24,60	110,68	338,45	449,13	379,43
Итого	107,30	25,20	126,61	375,62	502,23	422,50	Итого	107,30	25,20	126,61	375,62	502,23	422,50

Продолжение таблицы 16

Поступает							Выходит						
Наименование продуктов	Выход, %	Процент твердого, %	Количество, т/ч			Объем пульпы, м3/ч	Наименование продуктов	Выход, %	Процент твердого, %	Количество, т/ч			Объем пульпы, м3/ч
			Твердого	Воды	Пульпы					Твердого	Воды	Пульпы	
I Pb перечистка													
Концентрат II основной Pb флотации	27,01	33,00	31,87	64,71	96,58	76,51	Концентрат I Pb перечистки	13,55	35,00	15,99	29,70	45,69	35,62
Хвосты II Pb перечистки	10,94	22,60	12,91	44,08	56,99	48,86							
Вода	-	-	-	16,0	16,0	16,0	Хвосты I Pb перечистки	24,40	23,20	28,79	95,09	123,88	105,75
Итого	37,95	26,40	44,78	124,79	169,57	141,37	Итого	37,95	26,40	44,78	124,79	169,57	141,37
II Pb перечистка													
Концентрат I Pb перечистки	13,55	35,00	15,99	29,70	45,69	35,62	Концентрат II Pb перечистки	7,32	38,0	8,64	14,10	22,74	17,30
Хвосты III Pb перечистки	4,71	23,10	5,56	18,48	24,04	20,54							
Вода	-	-	-	10,0	10,0	10,0	Хвосты II Pb перечистки	10,94	22,60	12,91	44,08	56,99	48,86
Итого	18,26	27,0	21,55	58,18	79,73	66,16	Итого	18,26	27,0	21,55	58,18	79,73	66,16
III Pb перечистка													
Концентрат II Pb перечистки	7,32	38,00	8,64	14,10	22,74	17,30	Концентрат III Pb перечистки	2,61	40,00	3,08	4,62	7,70	5,76
Вода	-	-	-	9,0	9,0	9,0	Хвосты III Pb перечистки	4,71	23,10	5,56	18,48	24,04	20,54
Итого	7,32	27,20	8,64	23,10	31,74	26,30	Итого	7,32	27,20	8,64	23,10	31,74	26,30

Продолжение таблицы 16

Поступает							Выходит						
Наименование продуктов	Выход, %	Процент твердого, %	Количество, т/ч			Объем пульпы, м3/ч	Наименование продуктов	Выход, %	Процент твердого, %	Количество, т/ч			Объем пульпы, м3/ч
			Твердого	Воды	Пульпы					Твердого	Воды	Пульпы	
Сгущение концентратов													
Концентрат I основной Pb флотации	3,59	40,00	4,24	6,36	10,60	7,93	Сгущенный Pb концентрат	6,20	65,00	7,32	3,94	11,26	6,65
Концентрат III Pb перечистки	2,61	40,00	3,08	4,62	7,70	5,76							
Фильтрат	-	-	-	3,39	3,39	3,30	Слив сгустителя	-	-	-	14,43	14,43	14,43
Вода	-	-	-	4,0	4,0	4,0							
Итого	6,20	28,70	7,32	18,37	25,69	21,08	Итого	6,20	28,70	7,32	18,37	25,69	21,08
Фильтрование концентрата													
Сгущенный Pb концентрат	6,20	65,00	7,32	3,94	11,26	6,65	Pb концентрат (кек)	6,20	93,00	7,32	0,55	7,87	3,26
Вода	-	-	-	-	-	-	Фильтрат	-	-	-	3,39	3,39	3,39
Итого	6,20	65,00	7,32	3,94	11,26	6,65	Итого	6,20	65,00	7,32	3,94	11,26	6,65

Расчетный баланс воды представлен в таблице 17.

Таблица 17 – Баланс воды по операциям технологического процесса

Поступает	**т/ч**	**Выходит**	**т/ч**
Влага с рудой	6,21	С концентратом	0,55
В первую стадию измельчения	83,12	Со сливом сгустителя	14,43
В первую стадию классификации	150,25	С хвостами	338,45
Во вторую стадию классификации	63,85		
На смыв концентрата I основной флотации	11,00		
На смыв концентрата II основной флотации	16,00		
На смыв концентрата I перечистной флотации	10.00		
Вода на смыв концентрата II перечистной флотации	9.0		
Вода на смыв концентрата третьей перечистной флотации	4.00		
Итого	353,43	Итого	353,43

Удельный расход воды на технологические нужды составляет:

(353,43 – 6,21):118 = 2,94 $м^3$/т.

Расход воды на смыв полов, уборку, промывку оборудования и другие нужды принимаем в количестве 10,0 % от расхода на технологические нужды и составит

(353,43 – 6,21) × 0,1 = 34,72 $м^3$/час.

Следовательно, общий удельный расход воды по фабрике на технологические нужды составит: {(353,43 – 6,21) + 34,72}:118 = 3,24 $м^3$/т.

3.1.10 Качество готовой продукции

Свинцовый концентрат, получаемый в результате обогащения, соответствует марке КС-4 (ТУ 010940003870-019-2010).

Запроектированное обогатительное производство не предусматривают выделения содержащегося в руде серебра в самостоятельный товарный продукт. Серебро попутно извлекается в свинцовый концентрат, из которого он может быть выделен на стадии металлургического передела.

Производимый свинцовый концентрат предназначен для отправки сторонним потребителям, при этом не исключается возможность его экспортирования.

3.1.11 Выбор и технологический расчет основного оборудования

3.1.11.1 Оборудование для дробления

Производительность дробильно-сортировочного цеха составляет 251 тонн в час. При сравнения дробильного оборудования с учетом исходных данных руды, окончательным вариантом оборудования для первой стадии стала дробилка ЩДП - 9х12.

Производительность дробилки находим по формуле (10):

$$Q_p = K_f * K_k * K_w * \left[q_{min} + \frac{q_{max} - q_{min}}{i_{max} - i_{min}} * \left(i_p - i_{min}\right)\right] * \delta_н \text{, т/ч} \quad (10)$$

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

$К_к$ – поправочный коэффициент, равный отношению номинальной крупности питания к ширине загрузочного отверстия В.

$К_w$ – поправочный коэффциент, при W= 5%, равен 1,0.

Тогда производительность по руде составит:

$$Q_p = 1{,}0 * 1{,}0 * 1{,}0 * \left[130 + \frac{230-130}{165-95} * (130 - 95)\right] * 1{,}7 = 306 \text{ т/ч}$$

Коэффициент загрузки рассчитывается по формуле (11):

$$\frac{Q_n}{Q_p} = K_з \quad (11) \qquad K_з = \frac{251}{306} = 0{,}82$$

Производительность дробилки КСД-1750-Гр для второй стадии дробления рассчитывается по формуле (12):

$$Q_{8С} = K_k \times K_f \times \left[q_{\min +} + \frac{q_{max} - q_{min}}{i_{max} - i_{min}} \times \left(i_p - i_{min}\right)\right] \times \delta_н, \quad (12)$$

где K_f = 1.0.

$К_к$ находится как отношение номинальной крупности питания к ширине загрузочного отверстия В.

$\frac{d_н}{В} = \frac{195}{200} = 0{,}97$. Тогда коэффициент $К_к$ = 1,0.

$$Q_{8С} = 1{,}0 \times 1{,}0 \times \left[170 + \frac{320 - 170}{60 - 25} \times (29 - 25)\right] \times 1{,}7 = 318{,}14 \text{ т/ч}$$

Количество дробилок $N = \frac{Q_6}{Q_p} = \frac{190{,}8}{318{,}14} = 0{,}6 = 1$ шт.

Дробилка КМД-1750-Гр устанавливается с предварительным грохочением. Отсеваемый класс – 12мм. $ß_8^{-12}$ = 12%. Масса отсеваемого класса по формуле (13):

$$Q_р = K_ц \times K_f \times \left[q_{\min +} + \frac{q_{max} - q_{min}}{i_{max} - i_{min}} \times \left(i_p - i_{min}\right)\right] \times \delta_н, \quad (13)$$

для отношения a_3/d_3 = 0.46 коэффициент $К_ц$ = 1,32 в соответствии с формулой:

$Q_р = 1{,}32 \times 1{,}0 \times \left[95 + \frac{130-95}{20-9} \times (12-9)\right] \times 1{,}7 = 234{,}6$т/ч

Количество дробилок: $N = \frac{Q_{10}}{Q_p} = \frac{496}{234{,}6} = 3$шт.

Коэффициент загрузки: $К_З = \frac{496}{234{,}6*2} = 0{,}7$

Результаты расчета дробильного оборудования приведены в таблице (18).

Таблица 18 – Расчет технологических показателей дробильного оборудования

Показатели	I стадия дробления	II стадия дробления	III стадия дробления
Типоразмер дробилки	ЩДП-9х12	КСД-1750-Гр	КМД-1750-Гр
Размер загрузочной щели, мм	900	250	90
Пределы регулирования разгрузочной щели, мм	95 – 165	25-60	10-20
Крупность питания, мм	600	195	50
Крупность дробленого продукта, мм	195	50	12
Количество материала, поступающего на дробление, т/ч	251	190,8	496
Расчетная производительность на одну дробилку, т/ч	306	318,14	234,6
Коэффициент загрузки	0,82	0,6	0,7
Количество дробилок, шт.	1	1	3

3.1.11.2 Оборудование для грохочения

Третья стадия дробления происходит в замкнутом цикле с операцией грохочения. Вычисление площади грохота производится по формуле (14):

$$F_p = \frac{Q_p}{q_0 \times \delta_н \times K \times L \times M \times N \times O \times P}, \quad (14)$$

где q – удельная производительность на 1 м ^{2} поверхности сита, м ^{3}/м ^{2} · ч;

$\delta_н$ – насыпная масса, т/м^3;

K – коэффициент, учитывающий влияние зерен размером меньше половины отверстия сита;

L – коэффициент, учитывающий влияние зерен размером крупнее отверстия сита;

M – коэффициент, учитывающий эффективность грохочения;

N – коэффициент, учитывающий форму зерен;

O – коэффициент, учитывающий влияние влажности;

P – коэффициент, учитывающий способ грохочения.

С учетом данных технологических показателей, коэффициенты примут значения: q_0 = 21 м^3 / (м^2*ч); $\delta_н$ = 1,7 т/м^3; L = 3; К = 0,3; М = 1,18; N,O,P = 1.0.

Тогда площадь грохота составит:

$$F_p = \frac{251}{21 \times 1{,}7 \times 0{,}47 \times 3 \times 1{,}18 \times 1 \times 1 \times 1} = 4{,}2\text{м}^2$$

В результате расчетов выбирается грохот ГИТ – 41 с F = 4,5 м^2 в количестве 3 штук.

3.1.11.3 Оборудование для измельчения

Опираясь на выбранную технологическую схему, с учетом требуемых технологических показателей и особенностей перерабатываемого материала (характеризующегося тонкой вкрапленностью, что требует тонкого измельчения) было решено принять шаровые мельницы с разгрузкой через решетку. Расчет производительности мельниц согласован с расчетной водно-шламовой схемой и выполнен по методу удельной производительности.

Удельная производительность мельниц определяется по расчетному классу на единицу объема сравнением с удельной производительностью мельницы, принятой за эталон. Моделью эталонной мельницы является МШР-32×31 Зыряновской обогатителной фабрики с характеристиками: D = 3200 мм; крупность питания – 12 мм; содержание расчетного класса в продукте первой стадии измельчения – 50%; плотность руды – 2,8 т/м^3; удельная производительность: I стадии – 1,73 т/м^3·ч; II стадии - 1,27 т/м^3·ч.

Для определения наиболее оптимального типоразмера мельниц, были выполнены расчеты по следующим моделям:

МШР–32х45 с V=32,4 м^3;
МШР–36х40 с V=36 м^3;
МШР–36х50 с V=45,9 м^3;
МШР–40х50 с V=55 м^3;

В результате расчетов была выбрана модель МШР–32х45 с V=32,4 м^3.

Удельная производительность мельцы была рассчитана по формуле (15):

$$q_{-74}=q_э*К_и*К_к*К_т*К_D*K_L*К_φ*К_ψ, \qquad (15)$$

где, $q_э$ – удельная производительность эталонной мельницы;

$К_и$ – коэффициент измельчаемости;

$К_к$ – коэффициент, учитывающий различие в крупностях питания и измельчения для руды, проектируемой к переработке и эталонной руды;

$К_т$ - коэффициент, учитывающий различие в типах мельниц;

$К_D$ - коэффициент, учитывающий различие в диаметрах барабана мельниц, проектируемой к переработке и эталонной;

K_L - коэффициент, учитывающий различие в длинах барабана проектируемой и эталонной мельниц;

$К_{\varphi}$ - коэффициент, учитывающий заполнение мельниц шарами или стержнями;

$К_{\psi}$ - коэффициент, учитывающий различие в частоте вращения барабана проектируемой и эталонной мельниц.

Расчет величин поправочных коэффициентов:

$$К_{и} = \frac{К_{f\ пр}}{К_{f\ эт}} = \frac{1,1}{1,41} = 0,78$$

$$К_{к} = \frac{m_2}{m_1} = \frac{0.99}{0.975} = 1.015$$

$К_{т}$ = 1,1; Кφ = 1,1; Кψ = 1,1;

$$К_D = \sqrt{\frac{D_{пр}-0,15}{D_{эт}-0.15}} = \sqrt{\frac{3,2-0.15}{3.2-0.15}} = 1$$

$$K_L = (\frac{L_{пр}}{L_{эт}})^{0,15} = (\frac{4,5}{3,1})^{0,15} = 1,2$$

удельная производительность мельницы:

q_{-74}=1,73 т/(м^3*ч)*0,78*1,015*1,1*1*1,2*1,1*1,1 = 2,18 т/(м^3*ч)

Производительность мельницы I стадии по руде будет:

$$Q_p = \frac{q_{-74} * V}{\beta_k^{-74} - \beta_н^{-74}} = \frac{2,18 * 32,4}{0,52 - 0,07} = 156,96\ т/ч$$

$N = \frac{118\ т/ч}{156,96\ т/ч} = 1$ шт. $К_{з}$ = 0,75

Производительность мельниц II стадии рассчитывается по формуле (16):

$$Q_p = \frac{q_{-74} * m * V}{\beta_k^{-74} - \beta_н^{-74}}, \quad (16)$$

где, m – отношение удельных производительностей мельниц второй стадии к первой. Среднее значение m принимают равным – 0,7.

По формуле (16), величина производительности во II стадии составит:

$$Q_p = \frac{2,18 * 0,7 * 36}{0,85 - 0,52} = 166,4\ т/ч$$

$N = \frac{118}{166,4} = 1$ шт. $К_{з}$ = 0,7.

Таким образом, в первой стадии измельчения была установлена МШР–32х45 с V=32,4 м^3 в количестве 1 единицы. Во второй стадии также была применена МШР–32х45 с V=32,4 м^3 в количестве 1 единицы.

3.1.11.4 Оборудование для классификации

Для классификации продуктов измельчения было решено применить гидроциклоне вследствие их технологических преимуществ. Расчет для выбора гидроциклонов был произведен на основании данных полученных из вожно-шламовой схемы.

Для расчета гидроциклонов после первой стадии измельчения необходимо вычислить объем пульпы, подаваемой на классификацию по формуле (17):

$$V_п = V_ж + V_{тв} = W_2 + L_2 + \frac{Q_2}{\delta_т}, \qquad (17)$$

где, W_2 –объем жидкого, подаваемого на гидроциклон;

L_2 – объем добавляемой воды;

Q_2 – масса твердого, подаваемого на гидроциклонирование.

Объем пульпы в гидроциклоне по формуле (17) составит:

$V_п = 137{,}67 + 150{,}25 + \frac{354}{2{,}75} = 416{,}64$ м^3/ч.

Содержание твердого в питании гидроциклона находится по формуле (18):

$$Т_п = \frac{Q_{пит}}{Q_{пит} + W_п + L}, \qquad (18)$$

$$Т_п = \frac{354}{354 + 137{,}67 + 150{,}25} = \frac{354}{641{,}92} = 55\%$$

На одну секцию измельчения объем пульпы в питании по формуле (19):

$$V_{секц} = \frac{V_п}{N}, \qquad (19)$$

$$V_{секц} = \frac{416{,}64}{1} = 416{,}64 \text{ м3/ч}$$

Номинальная крупность слива гидроциклона с содержанием 52% класса 0,074 мкм составит:

$R_{+74} = 100\% - \beta_c^{-74} = 100\% - 52\% = 48\%$

Номинальный диаметр определяется по формуле (20):

$$D_н = \frac{96{,}274}{2 - \log R_{+74}}, \qquad (20)$$

$$D_н = \frac{96.274}{2 - \log 48} = 301 \text{ мкм}$$

Граничная крупность слива составит:

$$d_г = \frac{d_н}{1{,}75} = 172 \text{ мкм}$$

Такая граничная крупность слива обеспечивается гидроциклоном с D = 710мм
Объемная производительность гидроциклона для P_0 = 0,1МПа по формуле (21) составит:

$$V_3 = 3*K_\alpha * K_D * d_п * d_c * P_0^{0.5}, \quad (21)$$

где, K_α – поправочный коэффициент на угол конусности;
K_D – поправочный коэффциент на диаметр гидроциклона;
$d_п$ – эквивалентный диаметр питающего отверстия, см;
d_c – диаметр сливного отвесртия, см;
P_0 – рабочее давление на входе в гидроциклон, МПа.

$$V_3 = 3*1*0{,}95*15*20*0.1^{0.5} = 270{,}4 \text{ м}^3/\text{ч}$$

Необходимое количество гидроциклонов на одну секцию составит:

$$N = \frac{V_{секц}}{V} = \frac{416{,}64}{270{,}4} = 2 \text{ шт.}$$

С учетом одного резервного гидроциклона устанавливается 2 гидроциклона ГЦ-710.
Граничная крупность слива для диаметра песковой насадки определяется по формуле (22):

$$d_г = 1{,}5 * \sqrt{\frac{D*d_c*Т_П}{\Delta*K_D*P_0^{0.5}(\delta_т-1)}}, \quad (22)$$

где Δ - диаметр песковой насадки, см;
Граничная крупность слива для диаметра песковой насадки 7,5 см:

$d_г = 1{,}5\sqrt{\frac{71*20*55}{7{,}5*1*0{,}31*(2{,}75-1)}}$ = 210 мкм, что меньше 229 мкм

Нагрузка по пескам выбранных гидроциклонов 236/2 = 118 т/ч. Удельная нагрузка по формуле (23) при Δ = 7,5см составит:

$$q = \frac{Q_п*4}{N*\pi*\Delta^2}, \quad (23)$$

$$q = \frac{118*4}{1*3.14*7.5^2} = 2{,}67 \text{ т/(см}^2\text{*ч)}$$

Граничная крупность слива для диаметра песковой насадки 15 см:

$d_г = 1{,}5 * \sqrt{\frac{D*d_c*Т_П}{\Delta*K_D*P_0^{0.5}(\delta_т-1)}} = 1{,}5\sqrt{\frac{71*20*55}{15*1*0{,}31*(2{,}75-1)}}$ = 147 мкм, что меньше 229 мкм

Удельная нагрузка при Δ = 15см составит:

$q = \frac{Q_п*4}{N*\pi*\Delta^2} = \frac{118*4}{1*3.14*15^2} = 0{,}69$ т/(см^2*ч).

Окончательно следует принять диметр пескового насадка Δ = 15см.

Расчет для гидроциклона второй стадии проводится по аналогичному алгоритму.

В таблице 19 приведены наименования и технические характеристики гидроциклонов.

Таблица 19 – Подбор гидроциклонов для процессов классификации

Показатели	Классиф. I	Классиф. II
Номинальная крупность слива, мкм	301	117
Выбранный диаметр стандартного гидроциклона, мм	710	360
Давление на входе, МПа	0,1	0,25
Расчетная производительность по питанию одного гидроциклона, $м^3/ч$	270,4	164,6
Количество рабочих гидроциклонов	1	4
Количество резервных гидроциклонов	1	4

3.1.11.5 Оборудование для флотационного обогащения

Для достижения целевых показателей на всех стадиях флотационного процесса следует принять пневомеханические флотационные машины. Флотационный режим фабрики представлен в таблице 20.

Таблица 20 - Технологический и реагентный режимы обогащение свинцовой руды

Технологические операции	Массовая доля класса – 0,071 мм, %	Щелочность pH пульпы	Расход реагентов, г/т руды					Продолжительность операции, мин
			Бутиловый ксантогенат калия	Бутиловый аэрофлот	Сернистый натрий	Жидкое стекло	Сода	
Измельчение	85-90	8,60-9,00	-	-	-	250-350	500	
I основная свинцовая флотации	85-90	9,50-10,50	80-100	5-10	300-400	-	-	1-2
II основная свинцовая флотации		9,50-10,50	70	5-10	125	-	-	12-14
I свинцовая перечистная флотация		9,50-10,50	1-3	-	50-100	10-20	-	4-5
II свинцовая перечистная флотация		9,50-10,50	1-3	-	25-50	10-20	-	3-4
III свинцовая перечистная флотация		9,50-10,50	-	-	10-25	10-20	-	2-3
Контрольная свинцовая флотация		Остато ч.	20	-	50-125	-	-	5
Итого			172-196	10-20	560-825	280-410	500	

Необходимое количество камер флотомашины выбранного типоразмера определяется по формуле (24):

$$n = \frac{V \times t}{60 \times V_k \times K}, \quad (24)$$

где V – объем пульпы, поступающей на операцию, $м^3/ч$;

t – необходимое время флотации, мин;

$V_к$ – объем одной камеры, $м^3$;

К – отношение объема пульпы к объему камеры, (0.7÷0.8).

Расчет флотомашины для 1 основной свинцовой флотации. Выбранная модель, отвечающая всем требованиям - РИФ-8,5. Объем одной камеры $V_к$ = 8,5 $м^3$. Необходимое время флотации t=1-2 мин. Объем пульпы, поступающей на операцию, V = 347,12 $м^3/ч$. Принимаем К = 0,75 тогда:

$$n = \frac{347{,}12 \times 2}{60 \times 8{,}5 \times 0{,}75} = 2.$$

Расчет камер на следующий флотационные операции проводится аналогичным образом. В таблице 22 представлены результаты расчетов по флотомашинам.

Таблица 22 – Расчет флотомашин

Наименование операций	Объем пульпы, $м^3/ч$	Типоразмер флотомашин	Объем камеры, $м^3$	Время флотации, мин.	Количество камер, шт.
1 основная свинцовая флотация	347,12	РИФ-8,5	8,5	2	2
2 основная свинцовая флотация	499,01	РИФ-8,5	8,5	14	19
Контрольная флотация	422,5	РИФ-8,5	8,5	5	6
1 перечистная свинцовая флотация	141,37	РИФ-1,5	1,5	5	11
2 перечистная свинцовая флотация	66,16	РИФ-1,5	1,5	4	4
3 перечистная свинцовая флотация	26,3	РИФ-1,5	1,5	3	2

3.1.11.6 Оборудование для обезвоживания

Расчет оборудования для сгущения производится по формуле (25):

$$S = Q \cdot S_{уд}, \quad (25)$$

где, S – необходимая площадь сгущения, $м^2$;

Q – производительность по концентрату, т/ч;

$S_{уд}$ – удельная площадь сгущения, $т/м^2$ час., равная 26 $м^3$ /т*ч

Исходя из формулы (25) можно получить значение:

$S = 7,32 \cdot 26 = 190,32$ $м^2$;

Отталкивая от полученного значения, принимается сгуститель Ц-18 в количестве 1 единицы.

Расчет оборудования для фильтрования по формуле (26):

$$F = Q / q, \quad (26)$$

где F – требуемая площадь фильтрации, $м^2$;

Q – производительность по концентрату, т/ч;

q – удельная производительность фильтров, равная 150 кг/($м^2 \cdot$ ч)

Тогда требуемая площадь фильтрования по формуле (27) составит:

$F = Q / q = 7,32 / 0,15 = 48,8$ $м^2$.

К установке принимается фильтр Ду 51-2,5 в количестве 1 единицы.

3.1.12 Выбор и расчет вспомогательного оборудования

Выбор и расчет насосного оборудования производится по методике Ю.Г.Сажина по формуле (28):

$$V_{H2O} = V_П*(1+T_П), \quad (28)$$

где, V_{H2O} – производительность насоса по воде, $м^3$;

$V_П$ – объем перекачиваемой пульпы, $м^3$;

$T_П$ – процент твердого, е.д.

Расчет насосного оборудования для перекачки пульпы со слива мельницы I стадии измельчения на гидроциклонирование по формуле (28):

$V_{H2O} = V_П*(1+T_П) = 416, 64*(1+0,55) = 645,7$ $м^3$/ч

Принимается к установке насос ГРА-700/40 в количестве двух штук (1 раб., 1 рез.) на одну секцию.

Установка насосных агрегатов производится к гидроциклонам и флотомашинам. Результат расчетов представлен в таблице 23.

Таблица 23 – Расчет насосного оборудования

Назначение насоса	Типоразмер	Коли-чество		Производительность		Напор, м.вод. ст.
		раб	рез	Фактическая	Необходимая	
На 1 классификацию	ГРА-700/40	1	1	700	645,7	40
На 2 классификацию	ГРА-1400/40	1	1	1400	900,3	40
На 1 основную свинцовую флотацию	ГРА–450/67	1	1	450	444,3	67
На 2 основную свинцовую флотацию	ГРА-700/40	1	1	700	631,24	40
На контрольную флотацию	ГРА-700/40	1	1	700	528,97	40
На 1 перечистную свинцовую флотацию	ГРА-225/67	1	1	225	178,7	67
На 2 перечистную свинцовую флотацию	ГРА-85/40	1	1	85	84	40
На 3 перечистную свинцовую флотацию	ПР-63/22,5	1	1	63	33,4	22,5

Расчет воздуходувок

Расход воздуха для одной камеры флотомашины РИФ – 8,5 - 6м^3/мин, РИФ-1,5 -1,5м^3/мин.Следовательно, для всех флотационных операций расход воздуха составит 185м^3/мин. Была принята воздуходувка ТВ -80-1,2 в количестве 2 штук.

Расход воздуха для вакуум-фильтров площадью 48,8 м^2 при q=0,15м^3/(м^2 · мин) составит: 48,8 м^2 · 0,15 = 7,32 м^3/мин.

Отталкиваясь от полученных значений, выбираем воздуходувку ТВ-50-1,6 в количестве 2 штуки (1 рабочий, 1 резервный) на каждый рабочий фильтр.

Расчет вакуум-насосов для вакуум-фильтров не требуется, так как эти насосы входят в стандартную комплектацию вакуум-фильтров данной марки и отвечает всем необходимым требованиям.

Выбор и расчет оборудования для перекачки воздуха представлен в таблице 24.

Таблица 24 – Сводная таблица турбокомпрессоров

Основное оборудование	Типоразмер	Количество		Производительность, м^3/мин		Мощность, кВт.
		раб	рез	фактичес-кая	необходи-мая	
РИФ-8,5; РИФ-1,5	ТВ -80-1,2	2	2	100	185	45
Ду 51-2,5	ТВ-50-1,6	1	1	50	7,32	50
Вакуум-насосы для фильтра	ВВН-50	3	3	50	146	50

3.1.13 Реагентное хозяйство

Обогащение свинцовых руд месторождение Алайгыр предполагает применение следующих реагентов: кальцинированная сода, ксантогенат бутиловый, бутиловый аэрофлот, сернистый натрий. Для хранения реагентов предусмотрен склад с месячным запасом реагентов. По мере необходимости реагенты со склада доставляются в корпус приготовления реагентов с помощью погрузчика. В корпусе приготовления реагентов имеются площадки для хранения трех суточного запаса реагентов. Для механизации погрузочно-разгрузочных и ремонтных работ в отделениях предусмотрены подвесные краны и механические тележки.

Процессы открывания и опорожнения тары с флотореагентами механизированы и автоматизированы и выполняются в аспирируемых условиях.

Растворы реагентов из расходных чанов насосами подаются на реагентную площадку главного корпуса. Подача реагентов в технологический процесс из чанов реагентной площадки осуществляется системами дозирования реагентов.

В корпусе для реагентов ЧВОВ предусмотрены бытовые помещения: пропускник с гардеробом, душевыми и умывальниками, туалетные, помещения для хранения и обезвреживания рабочей одежды.

3.1.14 Хвостовое хозяйство

Хвостохранилище обеспечивает хранение отходов обогатительной фабрики -хвостов контрольной флотации полиметаллической руды Алайгырского месторождения, на весь срок ее эксплуатации и частично восполняет снабжение обогатительной фабрики технической водой, за счет водооборота.

Определены параметры хвостохранилища на I очередь строительства и на II очередь - на срок эксплуатации хвостохранилища 26 лет.

Хвосты флотации поступают в хвостохранилище гидротранспортом в виде пульпы, твердая фаза которой складируется в емкости хвостохранилища, а жидкая фаза возвращается на обогатительную фабрику в технологический процесс.

Для хвостохранилища определены следующие технические характеристики:

- потребная емкость хвостохранилища;
- отметка максимального уровня воды в хвостохранилище;
- параметры первичной дамбы обвалования;

Принимая исходное поступление твердой фазы в хвостохранилище равным $Q_т$ = 40,98 м^3/час = 312,5 тыс.м^3/год =100%, распределяем её поступления в хвостохранилище по годам эксплуатации (таблица 25).

Таблица 25 - Распределение поступления пульпы в хвостохранилище по годам эксплуатации

Годы	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
$Q_т$ млн.т/год	0,844	0,844	0,844	0,844	0,844	0,844	0,844	0,844	0,844	0,844
$Q_т$, млн.м^3/год	0,828	0,828	0,828	0,621	0,621	0,621	0,621	0,621	0,621	0,621
$\sum Q_т$, млн.м^3	0,828	1,656	2,48	3,105	3,7	4,34	4,96	5,58	6,2	6,82
W хвстхр.,млн.м^3	1,03	2,07	3,1	3,88	4,66	5,43	6,21	6,98	7,75	8,52
Макс. отм.пляжа, м	827.5	830.5	832.3	834.0	834.9	835,8	836,4	837,1	838,7	839,0

В таблице 25 обозначено:

$\sum Q_т$, млн.м^3 – нарастающий итог поступления твердой фазы в хвостохранилище для данного года от начала эксплуатации;

Wхвстхр.,млн.м^3 – необходимая емкость хвостохранилища для складирования твердой (80% емкости) и жидкой (20% емкости) фазы поступающей пульпы с учетом обязательного отбора осветленной воды из хвостохранилища на оборотное водоснабжение, которое составляет 200,0 м^3/час по итогам баланса.

Макс. отм. пляжа, м – максимальная отметка пляжа намытых хвостов, соответствующая значению Wхвстхр.

Суммарное поступление твердой фазы на конец 20-ти летнего года эксплуатации (IIоч.) составит:

$\sum \mathbf{Q_т} = \sum_1^{10} Q_т + \sum_{10}^{20} Q_т$ = 6,82 + 0.621 *10 = **13,03 млн. м^3**

Тогда **Wхвстхр = 13,03/0.85 = 15,33 млн. м^3;**

Отметка гребня дамбы обвалования 846,00 м;

Горизонт воды в прудке при этом составит 844,00 м,

Принятый объем хвостохранилища 15,9 м^3.

3.1.15 Опробование и контроль обогатительных процессов

Контролируемые технологические параметры приведены в таблице 26.

Таблица 26 - Контролируемые технологические параметры

Наимено-вание процесса	Объект контроля	Место отбора	Пробоотбор		
			Контролируе-мый параметр	Способ отбора, контроля	Периодич-ность контроля
Прием руды на ОФ	Автомобильные весы	Автовесовая	Масса (т), рейсы (кол-во), сорт руды	Взвешивание	По мере поступления автосамосвалов
Дробление	Руда после III стадии дробления	Конвейера	Сортность, Содержание, % Ситовой анализ класса 12 мм	Визуальный ручной	1 раз в смену
Транспортировка руды	Мельницы	Конвейера	Влажность, % Масса, т	Механизированный Весы ленточных конвейеров	1 раз в смену
Измельчение	Мельницы	Специализированные площадки, течки	Содержание полехных компонентов, % Ситовой анализ кл. -0,0071 мм	Механизированный, АСОПП	Каждый 1 час
Флотация, I свинцовый концентрат	Желоба флотомашин	Пункт отбора	Содержание компонентов, %	АСОПП, механизированный ручной	Каждые30 мин каждый час 1 раз в смену
Флотация, отвальные хвосты	Желоба флотомашин	Пункт отбора	Содержание компонентов, %	АСОПП, механизированный ручной	Каждые30 мин каждый час 1 раз в смену
Флотация, II свинцовый концентрат	Желоба флотомашин	Пункт отбора	Содержание компонентов, %	АСОПП, механизированный ручной	Каждые30 мин каждый час 1 раз в смену
Флотация, питание	Зумпфы флотомашин	Пункт отбора	Ситовой анализ кл. -0,071 мм	АСОПП, механизированный ручной	Каждые30 мин каждый час 1 раз в смену
Флотация, флотореа-генты	Дозировочная площадка	Питатели реагентов	Концентрация, %	Ручной	1 раз в смену

Служба технического контроля расположена на 1 этаже главного корпуса в одном пролете со складом готовой продукции. Общая площадь помещений ОТК составляет 216 м^2.

На втором этаже над ОТК размещены помещения химической лаборатории общей площадью 324 м^2.

4 Безопасность и охрана труда

4.1 Законодательство и нормативные акты о "безопасности и охране труда"

Согласно законодательным актам Республики Казахстан обогатительная фабрика относится к опасным производственным объектам по следующим критериям:

- на объектах производства используются и хранятся горючие вещества;
- используется оборудование, работающее под давлением более 0,07 МПа;
- используются стационарно установленные грузоподъемные механизмы.

Принятые технологические, объемно-планировочные и конструктивные решения согласно требованиям НТД обеспечивают сведение к минимуму возможность возникновения ЧС техногенного характера на объектах фабрики. Аварии и неполадки, которые могут возникнуть в основном технологическом процессе, будут носить локальный характер и окажут минимальное воздействие на окружающую среду.

Одним из основных направлений мероприятий по снижению риска возникновения аварийных ситуаций является внедрение систем контроля технологических процессов, автоматического, автоматизированного и дистанционного управления (системы управления), системы противоаварийной автоматической защиты, а также связи и оповещения об аварийных ситуациях.

Автоматизированная система управления технологическими процессами (АСУТП) позволяет свести к минимуму вероятность возникновения аварийных ситуаций.

Вероятные аварийные ситуации, которые могут возникнуть на основном производстве обогатительной фабрики это полная или частичная разгерметизация емкостного оборудования и технологических трубопроводов, приводящая к утечкам растворов и пульп.

Опасность этих пульп и растворов заключается в их токсичном и химическом воздействии на организм человека, так как они содержат некоторое количество реагентов.

Для сбора проливов и утечек пульп, пол в отделениях обогатительной фабрики разбит на карты и имеет уклоны и зумпфы, оборудованные дренажными насосами с возможностью откачивания проливов, как в технологический процесс, так и в пульпонасосную.

При переливе и разгерметизации емкостного оборудования реагентного отделения растворы проливов реагентов, минуя общую дренажную систему, откачиваются в пульпонасосную.

При переливе и разгерметизации установок питателей реагентов, расположенных на реагентной площадке главного корпуса, растворы проливов реагентов по трапу, минуя общую дренажную систему, подаются в пульпонасосную.

Для обеспечения безопасного ведения технологического процесса, предотвращения возникновения аварийных ситуаций и снижения возникновения пожаров предусмотрены следующие проектные решения:

- применение технологического оборудования и трубопроводов, конструкция и материалы которых соответствует рабочим условиям процесса, свойством применяемых веществ и требованиям норм безопасности;
- выполнение уклонов полов в отделениях и на участках, где расположено емкостное оборудование, со сбором растворов и пульп в дренажных зумпфах;
- герметизация технологического оборудования, в котором применяются пожароопасные вещества;
- полы выполнены из химически стойких материалов и покрыты рулонной коррозионностойкой гидроизоляцией;
- защита емкостного оборудования от переполнения (переливы на емкостях, сигнализация и автоматическая отсечка подачи продуктов в емкости при достижении в них максимального уровня);
- автоматическое включение резервных насосов при остановке основных;
- применение уровнемеров сблокированных с насосами и запорно-регулирующей арматурой для защиты насосов от работы «всухую»;
- установка защитных кожухов на фланцевые соединения технологических трубопроводов;
- применение датчиков верхнего и нижнего уровня материала в бункерах;
- обеспечение электроэнергией по необходимой категории надежности электроснабжения согласно требованиям нормативной документации;
- применение аспирационных установок и местных отсосов в местах, где возможно выделение вредных веществ и пыли;
- блокирование аспирационных установок с технологическим оборудованием;
- контроль за процессом и основными параметрами состояния оборудования и противоаварийная защита с использованием систем КИП и А;
- использование световой и звуковой сигнализации оборудования в момент пуска в работу.

Отвальные хвосты складируются на хвостохранилище.

Согласно СанПиНу № 5.01.027-99 «Проектирование, эксплуатация, консервация и ликвидация (захоронение) хвостовых хозяйств гидрометаллургических заводов (ГМЗ) и обогатительных фабрик (ОФ)», территория, прилегающая к хвостохранилищу на расстоянии 30-40 м от основания хвостохранилища должна быть ограждена забором, огражденная территория рассматривается как производственная территория, куда запрещается доступ посторонних людей и животных и где разрешается пребывание персонала в спецодежде в течение рабочей смены. Въезд на огражденную территорию оборудуется закрывающими воротами.

На всех объектах обогатительной фабрики дирекцией назначаются лица, ответственные за эксплуатацию и безопасную работу, разрабатываются инструкции по эксплуатации и действиям персонала в случае аварийных

ситуаций, проводится обучение персонала, составляются графики противоаварийных тренировок, рабочие места обеспечиваются необходимыми защитными средствами.

Материальные резервы, предназначенные для ликвидации аварий, будут созданы после ввода комбината в эксплуатацию. Будет осуществлено страхование имущества и персонала.

5 Экономика предприятия

5.1 Корпус дробления

Строительный объем корпуса дробления составляет 14043 $м^3$ по цене 285000 тенге за 1 $м^3$.

1) Стоимость корпуса составит:

14043 $м^3$ × 285 000 тенге/$м^3$ = 4 002 255 000 тенге.

2) Стоимость строительных металлоконструкций составит при цене 225000 тенге за 1 тонну металлоконструкций:

(14 043× 2 / 1 000) × 225 000 = 6 319 350 тенге.

3) Стоимость технологических металлоконструкций составит:

(14 043× 1 / 1000) × 225 000 = 3 159 675 тенге.

4) Общая стоимость корпуса составит: 4 011 735 000тенге.

5) Накладные расходы на строительство составляют 18% и равны:

4 011 735 000 × 0,18 = 722 112 300 тенге.

6) Плановые накопления составляют 2,5% и равны: 1 003 000 000 тенге.

7) Монтаж электроосвещения по цене 25 200 тенге за 1кВт установочной мощности равен:

56 × 27 200 = 1 523 200 тенге.

8) Стоимость сантехнических работ составляет 15% от стоимости здания и равна 601 760 250 тенге.

Всего стоимость строительных работ по главному корпусу составит 6 340 129 775 тенге.

5.2 Главный корпус

Строительный объем корпуса дробления составляет 63 096 $м^3$ по цене 285 000 тенге за 1 $м^3$.

2) Стоимость корпуса составит:

63 096$м^3$ × 285 000 тенге/$м^3$ = 17 982 360 000 тенге.

9) Стоимость строительных металлоконструкций составит при цене 225 000 тенге за 1 тонну металлоконструкций:

(63 096 × 2 / 1000) × 225 000 = 28 393 200 тенге.

10) Стоимость технологических металлоконструкций составит:

(63 096 × 1 / 1000) × 225 000 = 14 196 600 тенге.

11) Общая стоимость корпуса составит: 18 024 949 800тенге.

12) Накладные расходы на строительство составляют 18% и равны:

4 011 735 000 × 0,18 = 3 224 490 964 тенге.

13) Плановые накопления составляют 2,5% и равны: 4 506 237 450тенге.

14) Монтаж электроосвещения по цене 25 200 тенге за 1кВт установочной мощности равен:
90 × 27 200 = 2 448 000 тенге.

15) Стоимость сантехнических работ составляет 15% от стоимости здания и равна 2 703 742 470 тенге.

Всего стоимость строительных работ по главному корпусу составит 28 461 868 684 тенге.

5.3 Расчет стоимости основного и вспомогательного оборудования

Таблица 27 – Стоимость основного и вспомогательного технологичесского оборудования

Наименование	Типоразмер	Кол-во	Цена за единицу, тг	Общая стоимость, тенге
Дробилка	ЩДП 9×12	1	107 016 570	107 016 570
	КСД-1750-Гр	1	115 638 615	115 638 615
	КМД-1750-Гр	3	115 638 615	115 638 615
Грохот	ГИТ-41 (3-х ситный)	1	8 601 000	8 601 000
Мельница	МШР–32х45	2	1 683 600	3 367 200
Гидроциклон	ГЦ-710	2	558 600	1 117 200
	ГЦ-360	8	482 160	3 857 280
Флотомашина	РИФ-8,5	5	993 664	4 968 320
	РИФ-1,5	2	423 066	846 132
Сгуститель	Ц-18	1	3 225 000	3 225 000
Фильтр	Ду 51-2,5	1	506 000	506 000
Насосы	ГРА – 1400/40	2	8 340 000	16 680 000
	ГРА – 700/40	6	2 650 000	15 900 000
	ГРА–450/67	2	2 150 000	4 300 000
	ГРА-225/67	2	1 750 000	3 500 000
	ГРА-85/40	2	1 240 000	2 480 000
	ПР-63/22,5	2	385 500	771 000
Турбокомпрессор	ТВ -80-1,2	4	750 000	3 000 000
	ТВ -50-1,6	2	483 000	966 000
Вакуум-насос	ВВН-50	6	110 000	660 000
Итого	**-**	**55**	**372 625 390**	**413 039 732**

Амортизационные отчисления 15 % от стоимости оборудования 61 955 959,8 тенге.

5.4 Расчет стоимости вспомогательных материалов

Таблица 28 – Расчет стоимости вспомогательных материалов

Наименование материала, энергоносителя	Удельный расход на 1 т руды	Годовой расход на 900 000 т руды	Цена за единицу, тенге/тонну	Сумма в год, тенге
Футеровка дробилок	0,009 кг	8,1 т	82 000	664 200
Футеровка мельниц	0,020 кг	18,0 т	79 500	1 431 000
Сетка грохотов	0,0015 $м^2$	1350 $м^2$	2800	3 780 000
Шары стальные диаметром 125 мм	0,6 кг	540 т	324 500	175 230 000
Шары стальные диаметром 80 мм	0,8 кг	720 т	254 000	182 880 000
Жидкие смазочные масла	0,22 кг	198 т	55 600	11 008 800
Густая смазка	0.005 кг	4,500 т	275 000	1 237 500 000
Лента конвейерная	0,0015 $м^2$	1350 $м^2$	1500	2 025 000
Фильтроткань	0,01 $м^2$	9000 $м^2$	5000	45 000 000
Контейнеры «биг-беги» 2 т	0,031 шт.	27900 шт.	1500	41 850 000
Кальцинированная сода	0,5 кг	450 т	128 000	57 600 000
Бутиловый ксантогенат калия	0,196 кг	176,4 т	556 000	98 078 400
Бутиловый аэрофлот	0,02 кг	18 т	43 100	775 800
Сернистый натрий	0,825 кг	742,5 т	196 000	145 530 000
Жидкое стекло	0,41 кг	369 т	130 000	47 970 000
Итого				**2 051 323 200**

Таблица 29 – Определение энергетических нагрузок

Наименование	Количество		Общая установочная мощность		Коэффициент использования мощности	Часов работы		Годовой расход э/энергии, кВт-ч
	Рабо-чих	Резерв-ных	Рабо-чих, кВт	Резерв -ных, кВт		В сутки	В год	
ЩДП-9х12	1	-	90	-	0,65	14	3587	209 840
КСД-1750 Гр	1	-	160	-	0,65	14	3587	373 048
КМД-1750-Гр	1	-	160	-	0,65	14	3587	373 048
ГИТ-41	1	-	17		0,95	14	3587	57 930
МШР-32х45	2	-	900	-	0,95	24	7621	13 031 910
ГРА-1400/40	1	1	500	500	0,95	24	7621	7 239 950

Продолжение таблицы 29

Наименование	Количество		Общая установочная мощность		Коэффициент использования мощности	Часов работы		Годовой расход э/энергии, кВт-ч
	Рабо-чих	Резерв-ных	Рабо-чих, кВт	Резерв -ных, кВт		В сутки	В год	
ГРА-700/40	1	1	250	250	0,95	24	7621	3 619 975
ГРА-900/67	1	1	400	400	0,95	24	7621	5 791 960
ГРА-450/67	1	1	250	250	0,95	24	7621	3 619 975
ГРА-225/67	1	1	160	160	0,95	24	7621	2 751 181
ГРА-85/40	1	1	45	45	0,95	24	7621	651 596
ПР-63/22,5	1	1	11	11	0,95	24	7621	159 279
СЦ-18	1	-	7,5	-	0,95	24	7621	54 300
РИФ-8,5	5	-	22		0,95	24	7621	796 395
РИФ-1,5	2	-	11		0,95	24	7621	159 279
Ду 51-2,5	1	-	1,9	-	0,95	24	7621	13 756
ТВ-80-1,2	4	-	160	-	0,95	24	7621	4 633 568
ТВ-50-1,6	2	-	82	-	0,95	24	7621	1 187 352
ВВН-50	3	-	125	-	0,95	24	7621	2 714 982
Всего	-	-	-	-	-	-		**47 439 323**
Сантехническая нагрузка-5%	-	-	-	-	-	-	5	2 371 966
Ремонтная нагрузка 7-9%	-	-	-	-	-	-	6,9	3 320 753
Освещение по расчету 1 кВт мощности на 100м^2	-	-	-	-	-	-	1,7	806 469
Потери в сетях 0,5%	-	-	-	-	-	-	0,5	237 197
Всего по объекту	-	-	-	-	-	-		**54 175 708**

5.5 Стоимость энергозатрат

Расход электрической энергии на перерабатывающем комплексе за год – 54 175 708 кВт по цене 19 тенге за 1 Квт.Рассчитаем стоимость электроэнергии:

54 175 708 × 19,0 = 1 029 338 452 тенге.

Расход технической воды за год составляет 891 000 м^3, по цене 98 тенге за 1 м^3. Стоимость расходуемой воды составит:

891 000 м^3 × 98,0 = 87 318 000 тенге.

5.6 Расчет расходов на содержание и эксплуатацию оборудования

Стоимость эксплуатации оборудования можно рассчитать от общей стоимости оборудования, учитывая что стоимоть ее составляет 0,5% от общей суммы: 419 039 792 × 0,005 = 2 095 199 тенге.

Расчет текущей починки технологического оборудования от стоимости оборудования составит:

419 039 792 × 0,035 = 14 666 393 тенге.

Замена изнашивающихся деталей, а также дополнительный инвентарь к основному оборудованию составляет 3% от общей стоимости основного оборудования:

419 039 792 × 0,03 = 12 571 194 тенге.

Амортизация - 25% от стоимости всего оборудования:

419 039 792 × 0,25 = 104 759 948 тенге.

5.7 Расчет цеховых расходов

1) Содержание аппарата – 104 759 948 тенге.
2) Обновление объектов комплекса составляет 2,9% от их полной стоимости:

3 946 603 264 × 0,029 = 114 451 495тенге.

3) Текущий ремонт объектов рассчитывается из 3,5% от полной стоимости объектов:

3 946 603 264 × 0,035 = 138 131 114 тенге.

4) Расходы на научно-исследовательскую и эксперементальную деятельность считывается как 1% от годового фонда заработной платы:

51369684 × 0,01 = 513 696 тенге.

5) Расходы на мероприятия по охране труда составляют 5% от годового фонда заработной платы:

51369684 × 0,05 = 2 568 484 тенге.

6) Стоимость износа быстроизнашивающегося дополнительного оборудования составляет 0,2% от стоимости объектов:

3 946 603 264 × 0,002 = 7 893 206 тенге.

Таблица 30 – Калькуляция себестоимости переработки руды

Наименование статей	Цена за единицу, тенге	Количество в год	Сумма в год, тенге
Исходная руда	1 000	900 000 т	900 000 000
Транспортировка	1 300	900 000 т	1 170 000 000
Кальцинированная сода	128 000	450 т	57 600 000
Бутиловый ксантогенат калия	556 000	176,4 т	98 078 400
Бутиловый аэрофлот	43 100	18,0 т	775 800
Сернистый натрий	196 000	742,5 т	145 530 000
Жидкое стекло	130 000	369 т	47 970 000
Футеровка дробилок	82 000	8,1 т	664 200
Футеровка мельниц	79 500	18,0 т	1 431 000
Сетка грохотов	2 800	1 350 $м^2$	3 780 000
Шары стальные диаметром 125 мм	324 500	540,0 т	175 230 000
Шары стальные диаметром 80 мм	254 000	720,0 т	182 880 000
Жидкие смазочные масла	55 600	198,0 т	11 008 800
Густая смазка	275 000	4 500 т	1 237 500 000
Лента конвейерная	1 500	1 350 $м^2$	2 025 000
Фильтроткань	5 000	9 000 $м^2$	45 000 000
Контейнеры «биг-беги» 2т	1 500	279 000 шт.	41 850 000
Итого	**2 136 800**	**-**	**4 121 323 200**
Электроэнергия	19,0	54 175 708 кВт	1 029 338 452
Вода	54	891 000 $м^3$	87 318 000
Итого	**73**	**-**	**1 116 656 452**
Зарплата основная	-	-	51 363 684
Эксплуатация оборудования	-	-	2 095 199
Текущий ремонт	-	-	14 666 393
Замена изнашивающихся деталей, а также дополнительный инвентарь к основному оборудованию	-	-	12 571 194
Амортизация	-	-	104 759 948
Итого	**-**	**-**	**185 456 418**
Содержание аппарата	-		104 759 948
Обновление объектов комплекса	-	-	114 451 495
Текущий ремонт объектов	-	-	138 131 114
Научно-исследовательская и эксперементальная деятельность	-	-	513 696
Мероприятия по охране труда	-	-	2 568 484
Износ быстроизнашивающегося и дополнительного оборудования	-	-	7 893 206
Итого	**-**	**-**	**368 317 943**
Всего по калькуляции	**-**	**-**	**5 791 754 013**

5.8 Расчет себестоимости концентратов

Расчет оптовой стоимости готового продукта представлен в таблице 31.

Таблица 31 – Оптовая стоимость концентратов

Наименование	Выпуск концентрата, т/г	Содержание металла, %	Цена за 1 т концентрата, тыс. тг	Сумма, тыс. тг
Pb концентрат	55800	40	150 000	8 370 000 000

1) Затраты на 1 тонну концентрата:
(годовой расход по калькуляции) / (оптовая цена всей продукции) =
5 791 754 013 / 8 370 000 000 = 0,69;
2) Себестоимость 1 тонны продукции:
(годовой расход всей калькуляции) / (количество продукции) =
5 791 754 013 / 55 800 = 103 795 тг;
3) Прибыль = (оптовая стоимость годовой продукции) - (себестоимость годовой продукции) = 8 370 000 000 – 5 791 754 013 = 2 578 245 987 тг;
4) Рентабельность = (прибыль) * 100 / (себестоимость годовой продукции) = 2 578 245 987 * 100 / 5 791 754 013 = 44,5%;
5) Срок окупаемости = (общая сумма капиталовложений) / (прибыль) = 5 791 754 013 / 2 578 245 987 = 2 года.

5.9 Основные технико – экономические показатели

Технико – экономические показатели сведены в таблице 23.

Таблица 32 – Технико – экономические показатели

Перечень показателей	Показатели
Годовой объем производства основной продукции, т	55 800
Годовой объем перерабатываемого сырья, т.	900 000
Годовое количество отходов	844 200
Годовой объем товарной продукции В натуральном объеме, т Расчетная свободная цена,тг	 55 800 103 795
Содержание основного металла в исходном сырье, %	3,82
Извлечение основного материала в готовую продукцию,%	40
Сметная стоимость предприятия, тг	22 036 684 800
Списочный состав трудящихся	69
Себестоимость основной продукции,тг	103795
Рентабельность производства,%	45,5
Окупаемость, лет	2

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

Проект перерабатывающего комплекса Алайгырского месторождения свинцовых руд производительностью 900 000 тысяч тонн в год был спроектирован отталкиваясь от выданного задания.

Настоящий проект включает в себя:

- дробление исходной руды в три стадии с предварительным грохочением в третьей стадии;
- процесс измельчения дробленого продукта, состоящий из двух стадий, поверочной и контрольной классификаций в гидроциклоных взамкнутом цикле;
-селективную схему флотации с получением свинцовой головки уже после первой основной флотации;
-обезвоживание флотационных продуктов с примением процессов сгущения и фильтрования;
-в свинцовый концентрат попутно извлекается серебро, которое извлекается при металлургическом переделе;
- извлечение серебра в свинцовый концентрат составляет 87,26%.
- производимый свинцовый концентрат планируется перерабатывать сторонними металлургическими предприятиями;
- хвосты обогатительного производства подлежат складированию на проектируемом хвостохранилище;

На Алайгырском перебатывающем комплексе были приняты следующие технологические показатели:

-содержание металла в конечном продукте – 40 %;

-извлечение металла вконцентрат – 64,92 %.

По итогу вышеописанных расчетов были получены экономические результаты:

- количества получаемого продукта ежегодно составляет – 55 800 тонн;
- прибыль – 2 578 245 987 тенге;
- рентабельность – 45,5%;
- срок окупаемости капитальных затрат – 2года.

Таким образом, принятая технология обогащения свинцовой руды Алайгырского месторождения, расчитанное оборудование и проект перерабатывающего комплекса с учетом всех стратегически важных объектов, составом работников и обеспечения их безопасности являются экономически рентабельными для Алайгырского перерабатывающего комплекса.

СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННОЙ ЛИТЕРАТУРЫ

1) Технологический регламент обогащения полиметаллических руд месторождения №Алайгыр, выполненный ОАО «Уралмеханобр» в 2014 году;

2) Материалы по сырьевой базе месторождения и сведения о ранее проведенных лабораторных исследованиях и полупромышленных испытаниях на сульфидных, смешанных и окисленных свинцовых рудах институтами:

Гинцветмет – 1954 г.,

Казмеханобр -1987 г.,

ВНИИЦветмет – 1957, 1976, 1979, 1980 гг.,

Лабораторией ЦКПГО в период 1980-1988 гг

3) ВНТП-21-86 МЦМ СССР. Нормы технологического проектирования флотационных фабрик руд цветных металлов.

4) Сажин Ю. Г. Расчеты схем рудоподготовки и выбор оборудования для дробления, грохочения, измельчения и классификации - А.: Каз НТУ, 1999г.

5) ВНИИ ВОДГЕО Госстроя СССР. Рекомендации по проектированию и строительству шламонакопителей и хвостохранилищ металлургической промышленности. М., Стройиздат, 1986 г

6) Справочник по обогащению руд. Под редакцией Богданова О. С., Олевского В. А. - М.: Недра, том I, II, III, 1982.

7) Разумов К. А., Перов В. А. Проектирование обогатительных фабрик. - М.: Недра, 1982.

8) Моршинин В. М. Охрана труда на обогатительных фабриках. - М.: Недра, 1986.

9) Малинова Р. Д., Граценштейн И. М. Организация, планирование и управление на предприятиях цветной металлургии. - М.: Металлургия, 1987.

Приложение А

№ поз.	Тип, марка	Наименование	Кол.	Примечание
30				
29				
28				
27				
26				
25				
24				
23				
22				
21				
20				
19		Ресивер-ловушка	3	
18	ВВН – 50	Вакуум-насос	3	
17	ТВ – 50 – 1,6	Турбокмопрессор	1	
16	ТВ – 80 – 1,2	Турбокмопрессор	2	
15		Агрегат электронасосный центробежный		
14	Ду 51 – 2,5	Вакуум-фильтр дисковый	1	
13	Ц-18	Сгуститель	1	
12		Агрегат электронасосный грунтовый	16	
11	РИФ-1,5	Машина флотационная 8 камерная	2	
10	РИФ-8,5	Машина флотационная 8 камерная	5	
9		Батарея гидроциклонов Ø360 мм из 2 шт	1	
8		Батарея гидроциклонов Ø710 мм из 8 шт	1	
7	МШР 32х45	Мельница шаровая	2	
6	КМД – 1750 - Гр	Дробилка конусная	3	
5	ГИТ – 41	Грохот 3-х ситный	1	
4	КСД – 1750 - Гр	Дробилка конусная	1	
3	ЩДП 9х12	Дробилка щековая	1	
2		Кран подвесной	3	
1		Питатель пластинчатый	1	

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата
Разработал		Арстанова		
Проверил		Телков		
Руководит.		Телков		

СПЕЦИФИКАЦИЯ
ОПИ – 16 – 1р

Схема цепи аппаратов

Лит.	Масса	Масш
У		

Лист	Листов

Проект обогатительной фабрики Алайгырского месторождения

КазНИТУ
кафедра МиОПИ