МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ И НАУКИ РЕСПУБЛИКИ КАЗАХСТАН

Satbayev University

Институт горно-металлургический

Кафедра металлургии и обогащения полезных ископаемых

Ожогин Максим Геннадьевич

Проект обогатительной фабрики по переработке золотосодержащей руды месторождения «Бестобе» с производительностью 1 000 000 тонн руды в год

ПОЯСНИТЕЛЬНАЯ ЗАПИСКА
к дипломному проекту

специальность 6В07203 – Металлургия и обогащение полезных ископаемых

Алматы 2022

МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ И НАУКИ РЕСПУБЛИКИ КАЗАХСТАН

Satbayev University

Институт горно-металлургический

Кафедра металлургии и обогащения полезных ископаемых

ДОПУЩЕН К ЗАЩИТЕ
Заведующий кафедрой МиОПИ
канд. техн. наук

_____ М.Б. Барменшинова
«17» января 2022 г.

ПОЯСНИТЕЛЬНАЯ ЗАПИСКА
к дипломному проекту
На тему: «Проект обогатительной фабрики по переработке золотосодержащей руды месторождения «Бестобе» с производительностью 1 000 000 тонн руды в год»

по специальности 6В07203 – Металлургия и обогащение полезных ископаемых

Выполнил _____ Ожогин М.Г.

Рецензент
Доктор PhD

_____ Б.Н. Суримбаев
«17» января 2022 г.

Научный руководитель
Доктор PhD

_____ И.Ю. Мотовилов
«17» января 2022 г.

Алматы 2022

МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ И НАУКИ РЕСПУБЛИКИ КАЗАХСТАН

Satbayev University

Институт горно-металлургический

Кафедра металлургии и обогащения полезных ископаемых

6В07203 – Металлургия и обогащение полезных ископаемых

ДОПУЩЕН К ЗАЩИТЕ
Заведующий кафедрой МиОПИ
канд. техн. наук

_____ М.Б. Барменшинова
«17» января 2022 г.

ЗАДАНИЕ
на выполнение дипломного проекта

Обучающемуся Ожогин Максим Геннадьевич
Тема: Проект обогатительной фабрики по переработке золотосодержащей руды месторождения «Бестобе» с производительностью 1 000 000 тонн руды в год
Утверждена приказом ректора университета №1722-до от «22» октября 2021 г.
Срок сдачи законченного проекта: «15» января 2022 г.
Исходные данные к дипломному проекту: Данные с преддипломной практики
Перечень подлежащих разработке в дипломном проекте вопросов:
а) Расчет качественной, количественной и водно – шламовой схемы; б) Выбор и расчет основного и вспомогательного оборудования.
Перечень графического материала (с точным указанием обязательных чертежей): *представлены ___ слайдов презентации работы*
Рекомендуемая основная литература:

1) Адамов Э.В. Основы проектирования обогатительных фабрик. – М. : Изд. Дом МИСиС, 2012. – 647 с.
2) Справочник по обогащению руд. Подготовительные процессы. Изд. 2-е, переработанное и дополненное – М.: Недра, 1982

ГРАФИК

подготовки дипломного проекта

Наименование разделов, перечень разрабатываемых вопросов	Сроки представления научному руководителю и консультантам	Примечание
Обоснование и расчет технологической схемы	10.12.2021-20.12.2021	
Выбор и расчет оборудования	20.12.2021-30.12.2021	
Разработка чертежей	4.01.2022-11.12.2022	
Оформление пояснительной записки	11.01.2022-17.01.2022	

Подписи

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

Наименование разделов	Научный руководитель, консультанты, И.О.Ф. (уч. степень, звание)	Дата подписания	Подпись
Технологическая часть	И.Ю. Мотовилов Доктор PhD	15.01.2022	
Нормоконтролер	С.К. Джуманкулова Доктор PhD	17.01.2022	К. Джуманкулова

Научный руководитель _____ И.Ю. Мотовилов

Задание приняла к исполнению _____ М.Г. Ожогин

Дата и подпись «17» января 2022 г.

АНДАТПА

Дипломдық жобаның объектісі – алтын кенін өңдеу бойынша Бестобинск байыту комбинатының жобасы.

Жобада ағымдағы байытудың технологиялық схемасы қабылданды, ол екінші және үшінші кезеңде алдын ала сүзгілеумен үш сатылы ұсақтауды, ұсақталған өнімдерді жіктеумен бір сатылы ұсақтауды және ұнтақтау циклиндегі гравитациялық байытуды, негізгі және бақылау флотация операциясын қамтиды.

Өңдеу зауыты құрамында алтыны бар гравитациялық және флотациялық концентраттарды өндірумен 86% құрайды.

Алынған концентраттардың жылдық массасы 121125 т/ж.

АННОТАЦИЯ

Объектом выполнения дипломного проекта является проект Бестобинской обогатительной фабрики по переработки золотосодержащей руды.

В проекте принята действующая технологическая схема обогащения включающая в себя трехстадиальное дробления с предварительным грохочением во второй и третьей стадии, одностадиальное измельчение с классификацией измельченных продуктов и гравитационным обогащением в цикле измельчения, основную и контрольную операцию флотации.

Продукцией обогатительной фабрики является золотосодержащий гравитационный и флотационный концентраты с извлечением 86 %.

Годовая масса получаемых концентратов составляет 121125 т/г.

ANNOTATION

The object of the graduation project is the project of the Bestobinskaya concentration plant for the processing of gold ore.

The project adopted the current beneficiation technological scheme, which includes three-stage crushing with preliminary screening in the second and third stages, one-stage crushing with the classification of crushed products and gravitational enrichment in the grinding cycle, the main and control flotation operation.

The processing plant produces gold-bearing gravity and flotation concentrates with a recovery of 86 %.

The annual mass of the obtained concentrates is 121125 t/y.

СОДЕРЖАНИЕ

Введение 9
1 Общая пояснительная записка 10
1.1 Краткая характеристика предприятия 10
1.2 Основные технологические и проектные решения 11
1.3 Состав обогатительной фабрики 12
1.4 Характеристика перерабатываемой руды 12
2 Генеральный план, транспорт и рекультивация 13
2.1 Генеральный план 13
2.1.1 Характеристика района и площадки строительства 13
2.2 Транспорт 13
2.2.1 Внутрифабричный и внешний 13
2.3 Рекультивация нарушенных земель 13
3 Технология производства 14
3.1 Сырьевая база, характеристика сырья 14
3.2 Режим работы цехов и расчёт их производительности 14
3.3 Краткий анализ работы действующей фабрики 15
3.4 Выбор и обоснование технологической схемы 15
3.5 Выбор и расчет схемы дробления 17
3.6 Выбор и расчет схемы измельчения и гравитационного выделения золота 22
3.7 Расчет количественной схемы и баланса металлов 23
3.8 Выбор схемы обезвоживания 25
3.9 Расчет водно-шламовой схемы 25
3.10 Выбор основного оборудования 29
3.10.1 Оборудование для дробления 29
3.10.2 Оборудование для грохочения 31
3.10.3 Оборудование для измельчения 32
3.10.4 Оборудование для классификации 34
3.10.5 Оборудование для гравитационного обогащения методом отсадки 37
3.10.6 Оборудование для гравитационного обогащения методом концентрации на столе 37
3.10.7 Оборудование для флотационного обогащения 38
3.10.8 Оборудование для обезвоживания концентратов 39
3.10.9 Оборудование для перекачки пульпы 40
Заключение 42
Список литературы 43
Приложение А – Спецификация к схеме цепи аппаратов 44
Приложение Б – Водно-шламовая схема 45
Приложение В – Схема цепи аппаратов 46
Приложение Г – Чертеж концентрационного стола 47

ВВЕДЕНИЕ

Республика Казахстан (РК) по результатам 2019 г. страна занимает 13-е место в мире (77 т производства золота в год) среди ведущих стран-золотодобытчиков. С 2018 года добыча золота выросла на 9 т, что вывело РК на 3-е место среди стран СНГ после России и Узбекистана [1].

Золотой резерв РК на октябрь 2019 г. составляет 377,5 т, по запасам золота Казахстан занимает 16-е место в мире [2].

В настоящее время горно-металлургическая промышленность является наиболее важной отраслью экономики РК, на долю которой приходится значительная часть мирового производства и торговли металлами. Планы развития производства золота Казахстана связаны, в первую очередь, с решением сырьевой проблемы за счет расширения ряда действующих добывающих предприятий и вовлечения в эксплуатацию новых месторождений золотосодержащих руд, а также с рационализацией эксплуатации месторождений со стороны недропользователей. Кроме того, требуются и усовершенствование существующих и поиск новых технологий, основанных на результатах теоретических и прикладных исследований. Сегодня в практике золотодобычи Казахстана наметилась тенденция к существенному увеличению добычи золота из коренных бедных руд, содержащих цветные металлы способами обогащения и цианидного выщелачивания.

Темой данного дипломного проекта является разработка проекта обогатительной фабрики по переработке золотосодержащей руды месторождения «Бестобе» с производительностью 1 000 000 тонн руды в год.

1 Общая пояснительная записка

1.1 Краткая характеристика предприятия

АО «ГМК Казахалтын» является одним из старейших предприятий золоторудной отрасли Казахстана, известным своими достижениями по добыче и переработке золотосодержащих руд.

История компании начинается с 1932 года, после открытия запасов золотосодержащих руд в северной части Казахстана.

В ходе реорганизации союзной структуры золотоплатиновой промышленности Постановлением Народного Комиссариата тяжелой промышленности от 4 ноября 1932 года за подписью Орджоникидзе С. организуется Государственный Северо-Казахстанский трест по добыче золота «Каззолото», в составе которого был образован Степной комбинат по добыче золота «Степняк», в дальнейшем преобразованный в ГОК «Каззолото». Период расцвета ГОК «Каззолото» приходится на 1970-80 гг., когда разведочные и эксплуатационные работы велись на более чем 20 месторождениях, расположенных в 8 областях Казахстана, а ежегодная добыча золота составляла 6-7 тонн.

28 мая 1999 года победителем аукциона по продаже крупнейшего в Казахстане предприятия по добыче и переработке золота, стало казахстанское ТОО «Аскамснаб», которое создало и зарегистрировало 10 сентября 1999 года новое юридическое лицо ТОО «ГОК Казахалтын». 4 июня 2004 года ОАО «ГМК Казахалтын» было преобразовано в АО «ГМК Казахалтын».

Свою деятельность компания начала с разработки детальной программы реабилитации золотодобывающего производства. В 1999 году длительно простаивающие мощности рудников и обогатительных фабрик «Аксу», «Бестобе» и «Жолымбет» были подготовлены к запуску. С 2000 года возобновились горные работы. Наращивались темпы, росли объемы добычи и выпуска конечной продукции. Пройдя успешно период становления, компания приступила к реализации крупномасштабных программ модернизации производства.

В 2003 году произведена реконструкция обогатительных фабрик.

В 2004-2005 годах были разработаны и внедрены четыре новых инновационных проектов: две фабрики по извлечению золота «Аксу» и «Жолымбет» и два комплекса кучного выщелачивания на рудниках «Бестобе» и «Аксу».

В состав Общества входит 5 филиалов:

- Филиал рудник Жолымбет Акционерного общества «Горно-Металлургический Концерн Казахалтын», зарегистрирован Управлением юстиции Шортандинского района Департамента юстиции Акмолинской области МЮ РК;

- Филиал рудник Аксу Акционерного общества «Горно-металлургический Концерн Казахалтын», зарегистрирован Управлением юстиции г. Степногорска МЮ РК.

- Филиал рудник Бестобе Акционерного общества «Горно-Металлургический Концерн Казахалтын», зарегистрирован Управлением юстиции г. Степногорска МЮ РК;

- Восточно-Казахстанский Филиал Акционерного общества «Горно-Металлургический Концерн Казахалтын», зарегистрирован управлением юстиции г. Семей МЮ РК;

- Филиал Акционерного общества «Горно-Металлургический Концерн Казахалтын» «Техногенные минеральные образования», зарегистрирован Управлением юстиции г. Степногорска МЮ РК.

В настоящее время все три месторождения отрабатываются открытым и подземным способами с переработкой руды на золотоизвлекательной фабрике. На всех трех рудниках работают пробирно-аналитические лаборатории, где проводятся анализы на содержание золота и других сопутствующих металлов в руде [3].

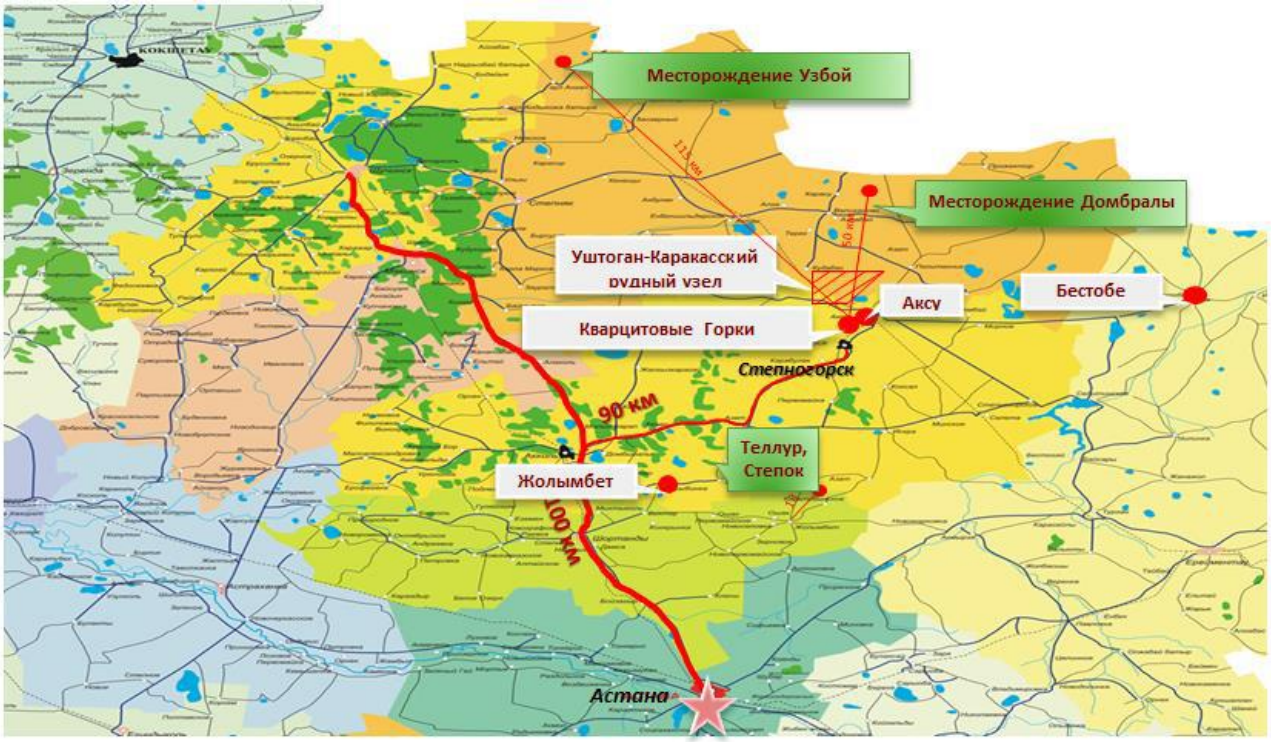


Рисунок 1 – Расположение объектов АО «ГМК Казахалтын»

1.2 Основные проектные решения

За основу технологии обогащения золотоизвлекательной фабрики принята действующая гравитационно-флотационная технологическая схема обогащения.

В главном корпусе располагается измельчительное отделение, гравитационное отделение, отделение флотации и обезвоживания.

На фабрике работают пробирно-аналитические лаборатории, где проводятся анализы на содержание золота и других сопутствующих металлов в руде.

1.3 Состав обогатительной фабрики

Проектируемая обогатительная фабрика будет включать в себя корпус приёма руды, корпус крупного дробления, корпус среднего и мелкого дробления, главного корпуса, где находятся цехи измельчения, гравитации и флотации, а также корпуса цехов обезвоживание, корпуса подготовки реагентов и администрации.

1.4 Характеристика перерабатываемой руды

Руды перерабатываемые на ОФ имеют кварцево-диоритовый или кварцево-песчаниковый (алевролитовый) состав с сульфидной минерализацией. Рудные тела представлены кварцевыми жилами и штокверковыми зонами. Золото приурочено к сульфидам в виде тончайших включений. Руды представлены: 1) гидротермально изменённым окварцованным диоритом с сульфидной минерализацией; 2) кварцевыми жилами и штокверковыми зонами кварц-диоритового состава; 3) маломощными зонами расланцованных диоритов с кварцевыми жилами и прожилками. Из рудных минералов преобладает пирит, который составляет 95 % и является основным носителем золота и серебра. В небольшом количестве присутствует халькопирит, галенит, пирротин, шеелит, ковелин. Коэффициент крепости руд составляет 12-16 по шкале профессора Протодьяконова, влажность руды, поставляемой на фабрику - 2-6 %. Среднее содержание золота в товарной руде 4-5 г/т. Руда подается непосредственно в надшахтные бункера дробильного отделения, кроме того имеется возможность подачи руды на фабрику автомобильным транспортом в наружный приемный бункер дробильного отделения. Максимальный кусок руды поставляемой на обогатительную фабрику - 500 мм [4].

2 Генеральный план, транспорт и рекультивация нарушенных земель

2.1 Генеральный план

2.1.1 Характеристика района и площадки строительства

Месторождение Бестобе является одним из важнейших золотосодержащих кварцево-жильных месторождений в Северном Казахстане. Оно расположено на территории г. Степногорска Акмолинской области Республики Казахстан в 86 км на восток от станции Аксу и 130 км на север от станции Ерементау железной дороги.

На руднике имеется три действующие шахты: на Западном участке — «Капитальная» глубиной 610 м и «Западная» глубиной 340 м, а на Центральном участке — шахта № 2 глубиной 430 м и шахта «Слепая» до гор. 610 м. Кроме того, на руднике действуют шахта № 7 (артель им. Щорса), шх. № 50 (артель Восток) и шахта № 51 (артель 3) [5].

Данная территория является слабо всхолмленной равниной, обладающий небольшой уклон к западу и северу. Главными ветрами района считаются юга-западные и северо-восточные.

2.2 Транспорт

2.2.1 Внутрифабричный и внешний

Первоначально руда поступает автомобильным транспортом, затем дробленная руда конвейером подается в бункер, откуда питателем разгружается на среднее и мелкое дробление, где руда собирается на общий конвейер и подается в бункера главного корпуса.

Обогатительная фабрика оснащена всеми требуемыми транспортными средствами, необходимые для погрузки, выгрузки и транспортировки руды от места добычи руды до непосредственно фабрики и за её пределы.

2.3 Рекультивация нарушенных земель

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

3 Технология производства

3.1 Сырьевая база, характеристика сырья

Разведанные запасы золота на начало 1999 г. АО «ГМК Казахалтын» составляют 117 млн. т. В настоящее время, в соответствии с Контрактом недропользования №145, месторождения отрабатываются тремя рудниками, в состав которых входят как горные производства, так и обогатительные фабрики: Аксу – собственно месторождения «Аксу» и «Кварцитовые Горки», рудники Бестобе и Жолымбет – одноименные месторождения.

Сырьевой базой золото обогатительной фабрики является месторождение Бестобе.

Руды кварцевые и карбонатно-кварцевые, малосульфидные. Среднее содержание золота от 5 до 20 г/т, при этом свободного золота до 78 %. Рудные тела залегают на глубине от 140 до 700 м. Добычу руды осуществляют подземным способом [3].

Химический состав руды приведен в таблице 1.

Таблица 1 – Химический состав руды

Массовая доля, %							Содержание г/т	
SiO_2	CaO	Al_2O_3	Fe	Zn	Pb	Sb	Au	Ag
50	22	7,5	6,8	0,3	0,1	0,1	5	2,5

3.2 Режим работы цехов и расчёт их производительности

Проектная производительность составляет 1 000 000 тонн в год.

Согласно методики определения производительности фабрики, отделений и цехов машинное время работы дробильного оборудования при 365 суток в год, 24 часам в сутки и коэффициенте использования оборудования 0,75 составит $t_{м\ дроб}$=6570 ч, а измельчительного оборудования составит $t_{м\ изм}$=7969 ч

По формуле (1) рассчитаем часовую производительность цеха дробления и главного корпуса:

$$Q_0 = \frac{Q_г}{t_м} \quad (1)$$

где, $Q_г$ –годовая производительность, т;

$t_м$ – машинное время, т.е. расчетное время работы оборудования при полной производительности, ч/год.

Производительность корпуса дробления и главного корпуса составит:

$$Q_{0др} = \frac{1000000}{6570} = 152\frac{т}{ч},$$

$$Q_{0изм} = \frac{1000000}{7969} = 126\frac{т}{ч}.$$

3.3 Краткий анализ работы действующей фабрики

Шахтная руда автомобильным транспортом доставляется на фабрику, взвешивается на автомобильных весах и складируется на специальной площадке перед приемными бункерами.

Подготовка руды к измельчению состоит из трех стадий дробления с промежуточной классификацией на грохотах и получением готового класса крупности руды, которая подается в приемные бункера измельчительного отделения.

Процесс измельчения руды включает одностадиальное измельчение с классификацией выхода мельниц в спиральном классификаторе и гидроциклонах. Измельченная в мельницах руда поступает на отсадочные машины. Концентрат отсадочных машин поступает в приемный бункер металлургического отделения, где, после проведения перечисток, обезвоживания, затаривается в мягкие контейнера биг-бэг, как готовый продукт, в виде гравитационного концентрата.

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

Сгущенный концентрат подается для отделения влаги. Обезвоженный концентрат подается на склад готовой продукции. Готовая продукция – золотосодержащий флотационный концентрат отгружается потребителю.

3.4 Выбор и обоснование технологической схемы

Технологическая схема включает:

– трехстадиальное дробление с предварительным грохочением во второй и третьей стадии дробления до номинальной крупности 12 мм;

– одностадиальное измельчение с двухстадиальной классификацией, первая в спиральном классификаторе, вторая в гидроциклоне до крупности 70 % класса менее 74 мкм;

– гравитационное выделение крупного золота процессом отсадки с получением золотой головки на концентрационных столах;

– основную флотацию с получением флотационного концентрата золота и контрольную флотацию с получением отвальных хвостов обогащения;

– обезвоживание гравитационного концентрата в одну стадию фильтрованием на вакуум-фильтре и флотационного концентрата в две стадии сгущением и фильтрованием на вакуум-фильтре.

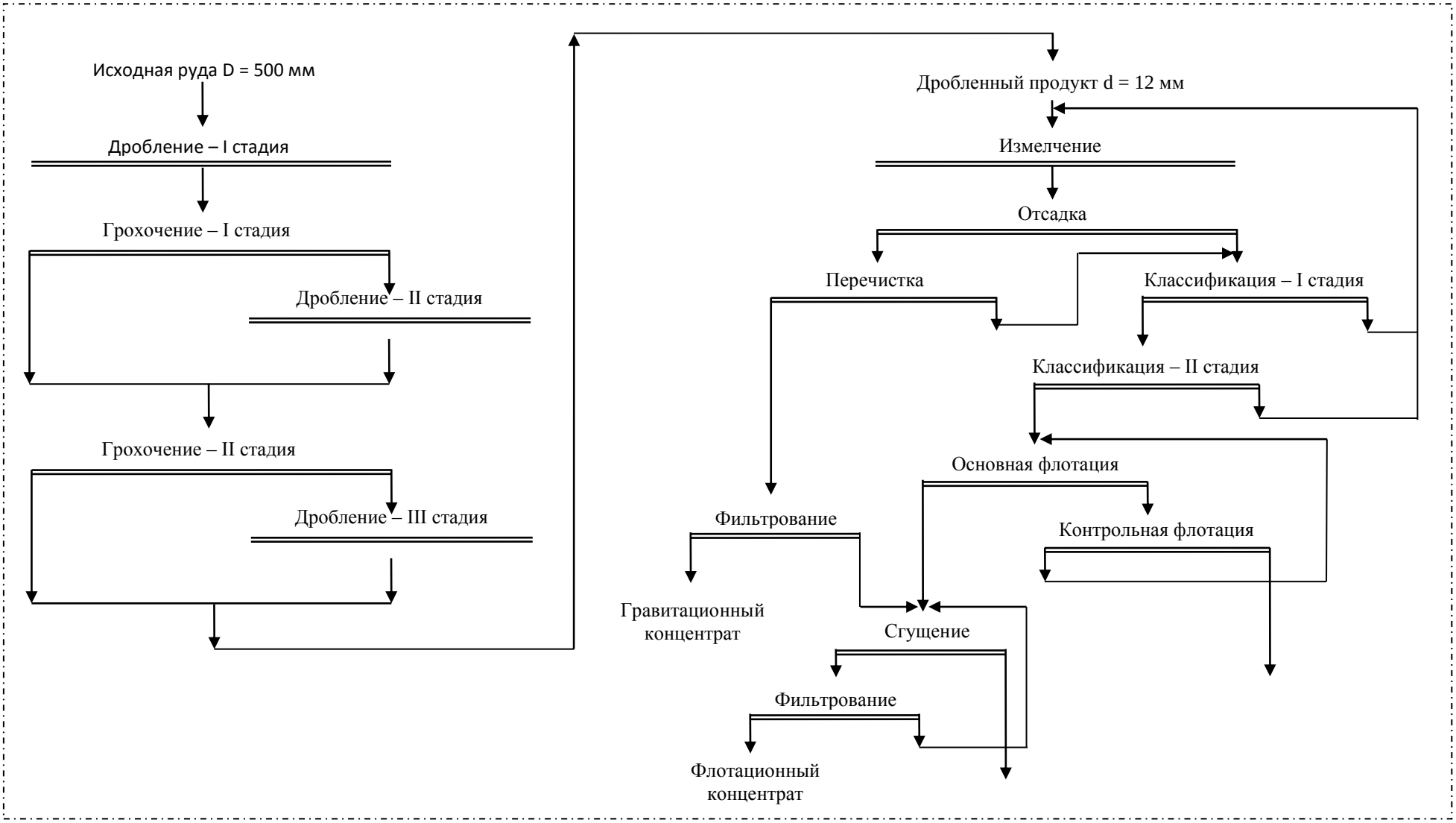


Рисунок 1 – Принципиальная технологическая схема обогащения золотосодержащей руды месторождения Бестобе

3.5 Выбор и расчет схемы дробления

Щековые дробилки крупного дробления способны обеспечить степень дробления от 3 до 5, конусные дробилки крупного дробления 6...8. Конусные дробилки для среднего дробления позволяют получать степень дробления до 3...4 и в замкнутом цикле с поверочным грохочением – до 8. Конусные дробилки для мелкого дробления без поверочного грохочения обеспечивают степень дробления 3...5 и при работе в замкнутом цикле – до 8 [6].

Для получения номинальной крупности дробленого продукта 12 мм общая степень дробления составит более 41. В связи с этим, выбрана трехстадиальная схема дробления с предварительным грохочением во второй и третьей стадии, обеспечивающая работу дробильных аппаратов при оптимальных степенях дробления. Схема дробления показана на рисунке 2.

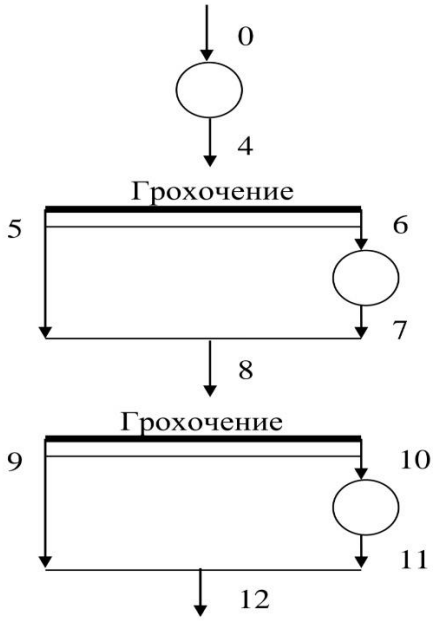


Рисунок 2 – Трехстадиальная схема дробления

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

Исходные данные для расчета выбранной схемы дробления:

– производительность фабрики, 1000000 тонн руды в год;

– производительность отделения дробления, 152 т/ч;

– крупность максимальных кусков в исходной руде (D_{max}) = 500 мм;

– номинальная крупность дробленой руды ($d_н$)= 12 мм;

– гранулометрическая характеристика исходной руды принята в виде прямой линии, рисунок 3;

– эффективность грохочения во второй и третьей стадии дробления, E_2 = E_3 = 85 %;

– крепость руды по Протодъяконову, f=12;
– влажность руды W = 5 %;
– плотность руды, δ = 2,75 т/м^3;
– насыпная плотность руды, $\delta_н$ = 1,6 т/м^3.

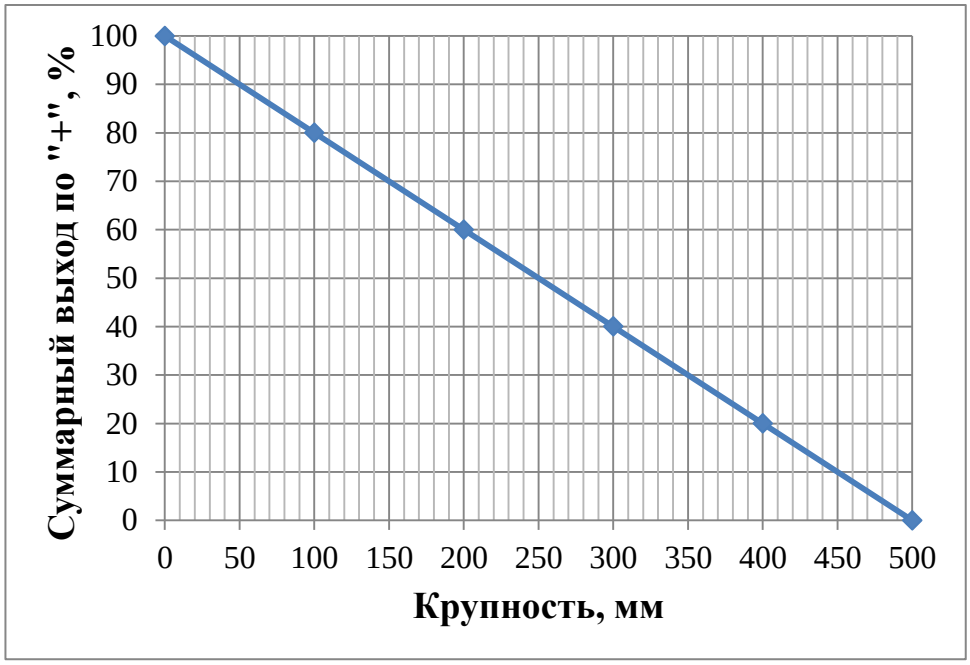


Рисунок 3 – Ситовая характеристика 0-го продукта (исходной руды)

Определим общую степень дробления по формуле (2):

$$S_{общ} = \frac{D_{max}}{d_н} = \frac{500}{12} = 41{,}66 \quad (2)$$

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

$$S_{II} = \sqrt[3]{S_{общ}} = \sqrt[3]{41{,}66} = 3{,}46 \quad (3)$$

Степень дробления в первой стадии составит 2,77, в третьей стадии составит 4,34.

Крупность дробленых продуктов по стадиям дробления составит:
в первой стадии – $d_I = D_{max} / S_I$ = 500 / 2.77 = 180 мм;
во второй стадии – $d_{II} = d_I / S_{II}$ = 180 / 3,46 = 52 мм;
в третьей стадии – $d_{III} = d_{II} / S_{III}$ = 52 / 4,34 = 12 мм.

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

$$i_р = \frac{d}{z} \quad (4)$$

где, $i_р$ – расчётная величина разгрузочного отверстия дробилки, мм;

d – крупность дробленого продукта, мм;

Z – относительная максимальная крупность равная отношению размера ячейки номинального сита к величине разгрузочного отверстия дробилки/

Для первой стадии дробления Z_I = 1,5, т.к. во второй стадии установлена дробилка КСД 1200 Гр величина Z составит Z_{II} = 1,4. Величины разгрузочных отверстий составят: $i_I = \frac{180}{1.5} = 120$ мм для первой стадии и $i_{II} = \frac{52}{1.4} = 37$ мм для второй стадии дробления.

Выполним расчет характеристик крупности для продуктов дробления по стадиям, результаты расчетов сведены в таблицы 2-5.

Таблица 2 – Типовая характеристика крупности 3-го продукта крупного дробления, $d_н$=180 мм, $i_р$=120мм

Определяемый класс, в долях $i_р$	Крупность класса, мм	Выход класса по «+», %	Выход класса по «-»,%
0,2* $i_р$	24	90	10
0,4* $i_р$	48	70	30
0,8* $i_р$	96	40	60
1,2* $i_р$	144	18	82
Z_1* $i_р$	180	5	95

Таблица 3 - Расчетная характеристика крупности продукта 4

Крупность класса, мм	Расчетный выход класса по «-», %	Выход класса по «+», %
24	$\beta_4^{-24}= \beta_0^{-24}+b_0^{+120}\cdot \beta_3^{-24}$=5+0.75*10=12,5	87,5
48	$\beta_4^{-48}= \beta_0^{-48}+b_0^{+120}\cdot \beta_3^{-48}$=10+0. 75*30=32,5	67,5
96	$\beta_4^{-96}= \beta_0^{-96}+b_0^{+120}\cdot \beta_3^{-96}$=19,5+0. 75*60=64,5	35,5
144	$\beta_4^{-144}= \beta_0^{-144}+b_0^{+144}\cdot \beta_3^{-144}$=29+0.71*82=87,22	12,78
180	$\beta_4^{-180}= \beta_0^{-180}+b_0^{+180}\cdot \beta_3^{-180}$=37+0.63*95=96,85	3,15

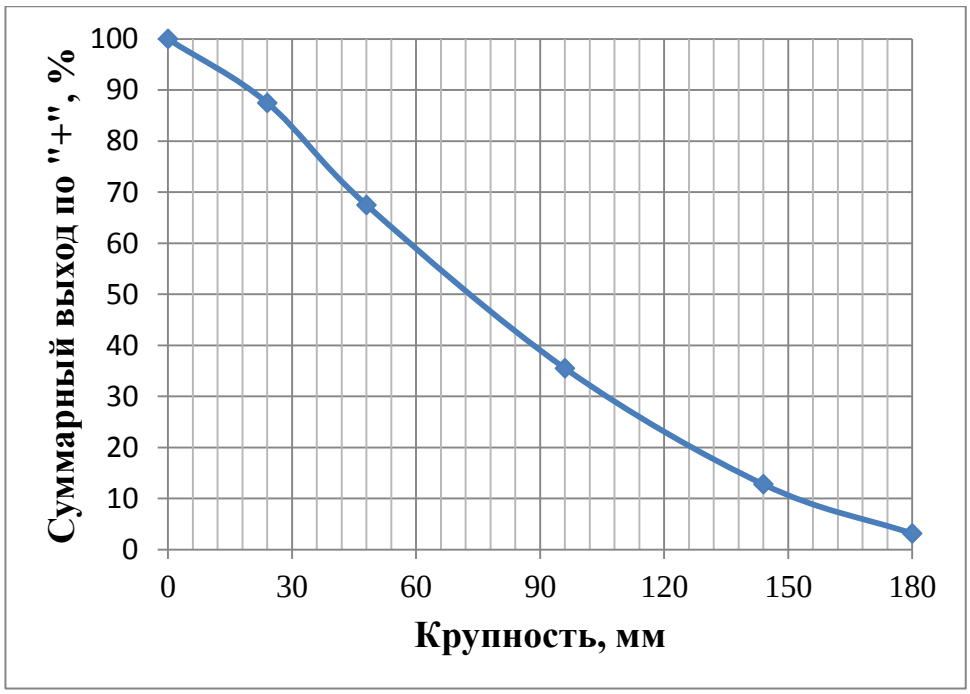


Рисунок 4 – Ситовая характеристика 4-го продукта (крупного дробления)

Определим размеры отверстий сита грохотов в каждой стадии: предварительное грохочение перед второй стадией дробления $d_{II}=52=a_{II}=50$ мм.

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

При определении массы подрешетного продукта 5 во II стадии дробления необходимо узнать содержание отсеваемого (подрешетного) материала в продукте 5, которое находят по гранулометрической характеристике $\beta_4^{-50}=35$ %.

Тогда масса продукта 5 будет

$$Q_5 = Q_4 \cdot \beta_4^{-a} \cdot E_I^{-a} = 152 \cdot 0{,}35 \cdot 0{,}85 = 45 \text{ т/ч},$$

а масса продукта 7

$$Q_6 = Q_4 - Q_5 = 152\text{-}45=107 \text{ т/ч или } Q_6 = Q_0 - Q_5 = Q_7.$$

Таблица 4 – Типовая характеристика крупности 7-го продукта среднего дробления, $d_н$=52 мм, $i_р$= 37 мм

Определяемый класс, в долях $d_н$	Крупность класса, мм	Выход класса по «+», %	Выход класса по «-»
0,2* $d_н$	10,4	65	35
0,4* $d_н$	20,8	40	60
0,6* $d_н$	31,2	22	78
0,8* $d_н$	41,6	10	90
1,0* $d_н$	52	5	5

Таблица 5 - Расчетная характеристика крупности продукта 8

Крупность класса, мм	Расчетный выход класса по «-», %	Выход класса по «+», %
10,4	$\beta_8^{-10,4}=\beta_4^{-10,4}+b_4^{+37}\cdot\beta_7^{-10,4}$=5+0,75*35=31,25	68,75
20,8	$\beta_8^{-20,8}=\beta_4^{-20,8}+b_4^{+37}\cdot\beta_7^{-20,8}$=10+0,75*60=55	45
31,2	$\beta_8^{-31,2}=\beta_4^{-31,2}+b_4^{+37}\cdot\beta_7^{-31,2}$=19+0,75*78=77,5	22,5
41,6	$\beta_8^{-41,6}=\beta_4^{-41,6}+b_4^{+41,6}\cdot\beta_7^{-41,6}$=28+0,72*90=92,8	7,2
52	$\beta_8^{-52}=\beta_4^{-52}+b_4^{+52}\cdot\beta_7^{-52}$=37+0,63*95=96,85	3,15

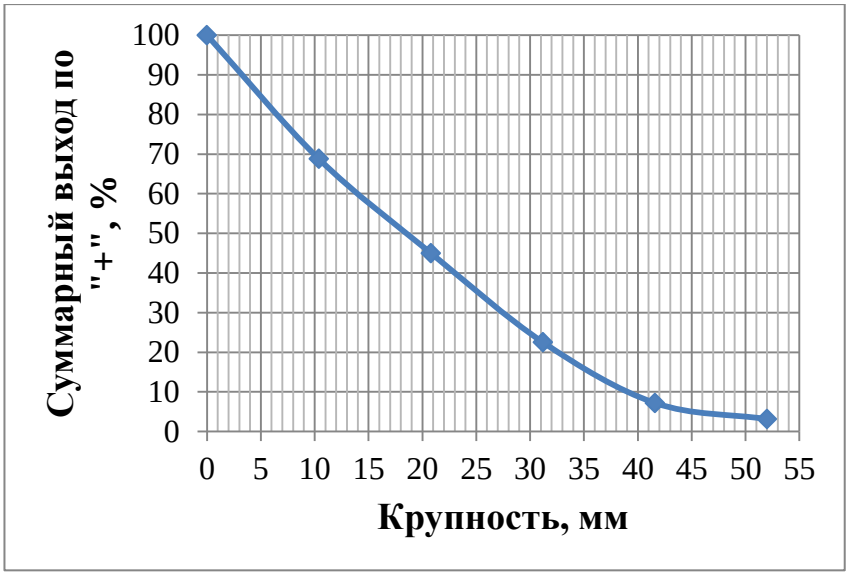


Рисунок 5 – Ситовая характеристика 8-го продукта (среднего дробления)

Определим размеры отверстий сита грохотов в каждой стадии: предварительное грохочение перед третьей стадией дробления $d_{III}=12=a_{III}=12$ мм.

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

При определении массы подрешетного продукта 9 в III стадии дробления необходимо узнать содержание отсеваемого (подрешетного) материала в продукте 9, которое находят по гранулометрической характеристике β_8^{-12}=35 %.

Тогда масса продукта 9 будет

$$Q_9 = Q_8 \cdot \beta_8^{-a} \cdot E_{II}^{-a} = 152 \cdot 0,35 \cdot 0,85 = 45 \text{ т/ч},$$

а масса продукта 10

$$Q_{10} = Q_8 - Q_9 = 152-45=107 \text{ т/ч или } Q_{10} = Q_0 - Q_9 = Q_{11}.$$

Результаты расчета схемы дробления сведены в таблице 6.

Таблица 6 – Результаты расчета схемы дробления

Показатели	Стадии дробления		
	I	II	III
Крупность максимальных кусков в питании, мм	500	180	52
Ширина разгрузочной щели дробилки, мм	120	37	12
Требуемая производительность, т/ч	152	107	107

3.6 Выбор и расчет схемы измельчения и гравитационного выделения золота

Процесс измельчения руды включает одностадиальное измельчение с классификацией выхода мельниц в спиральном классификаторе и гидроциклонах. Измельченная в мельницах руда поступает на отсадочные машины. Концентрат отсадочных машин поступает в приемный бункер металлургического отделения, где, после проведения перечисток, обезвоживания, затаривается в мягкие контейнера биг-бэг, как готовый продукт, в виде гравитационного концентрата.

Схема процесса измельчения и гравитационного обогащения показана на рисунке 6, баланс металлов гравитационного обогащения приведен в таблице 7.

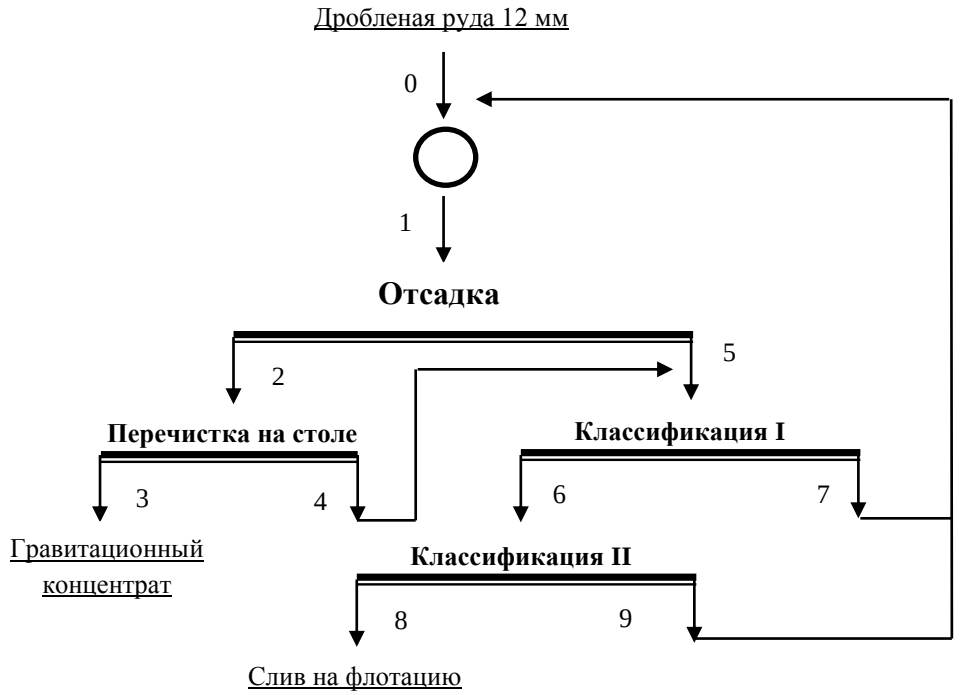


Рисунок 6 – Схема измельчения и гравитационного обогащения

Таблица 7 – Баланс металла гравитационного обогащения золота

Наименование	Выход, %	Содержание Au, г/т	Извлечение Au, %
Гравитационный концентрат	2,5	90,0	45,0
Слив на флотацию	97,5	2,8	55,0
Руда	100,0	5,0	100,0

Для расчета количественной схемы измельчения зададимся содержанием готового класса в продуктах измельчения и известными выходами: β_0^{-74}=8 %; β_1^{-74}= β_5^{-74}=28 %; β_4^{-74}=27 %; β_6^{-74}=45 %; β_7^{-74}=4 %; β_8^{-74}=70 %; β_9^{-74}=12 %; γ_0 = 100 %; γ_2 = 12 %; γ_3 = 2,5 %; γ_4 = 9,5 %; γ_9 = 97,5 %;

Составим уравнение баланса для II классификации
Уравнения баланса по операциям классификации:
по твердому 1) $\gamma_6 = \gamma_8 + \gamma_9$;
по расчетному классу 2) $\gamma_6\ \beta_6^{-74} = \gamma_8\ \beta_8^{-74} + \gamma_9\ \beta_9^{-74}$.
Решая систему уравнений относительно γ_9, найдем:

$$\gamma_9 = \gamma_8 \frac{\beta_8^{-74} - \beta_6^{-74}}{\beta_6^{-74} - \beta_9^{-74}} = 97{,}5 \cdot \frac{70 - 45}{45 - 12} = 73{,}86\ \%$$

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

Таблица 8 – Показатели продуктов измельчения и гравитации

№ продукта	Выход, %	Количество, т/ч
γ_0	100,00	126,00
γ_1	294,84	371,50
γ_2	12,00	15,12
γ_3	2,50	3,15
γ_4	9,50	11,97
γ_5	282,84	356,38
γ_6	171,36	215,91
γ_7	120,98	152,43
γ_8	97,50	122,85
γ_9	73,86	93,07

3.7 Расчет количественной схемы и баланса металлов

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

Сгущенный концентрат подается для отделения влаги. Обезвоженный концентрат подается на склад готовой продукции. Готовая продукция – золотосодержащий флотационный концентрат отгружается потребителю.

Схема флотационного обогащения показана на рисунке 7, общий баланс металлов гравитационно-флотационной схемы приведен в таблице 9.

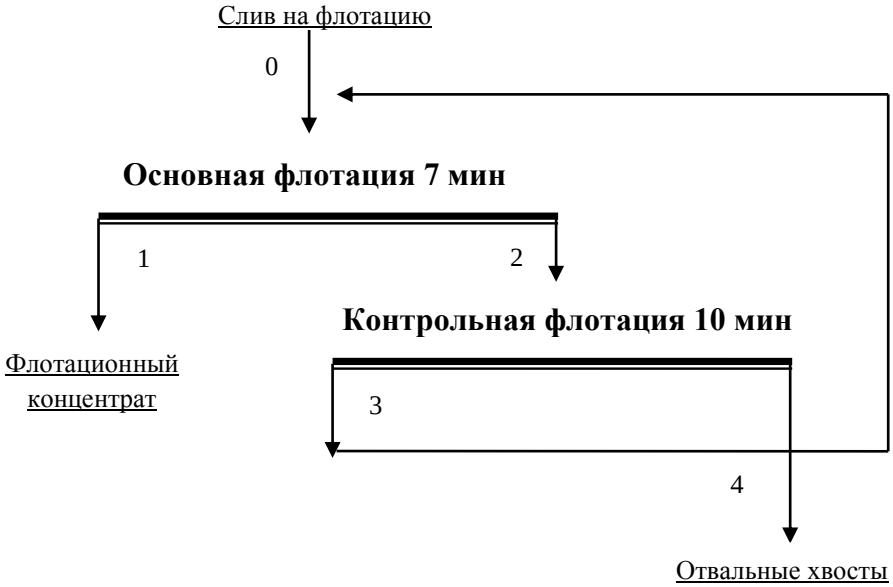


Рисунок 7 – Схема флотационного обогащения

Таблица 9 – Баланс металла гравитационно-флотационного обогащения

Наименование	Выход, %	Содержание Au, г/т	Извлечение Au, %
Гравитационный концентрат	2,50	90,00	45,00
Флотационный концентрат	10,25	20,00	41,00
Отвальные хвосты	87,25	0,80	14,00
Руда	100,00	5,00	100,00

Для расчета схемы флотационного обогащения необходимо задаться неизвестными содержаниями золота в продуктах обогащения: β_0=2,8 г/т; β_1=20 г/т; β_2=1 г/т; β_3=3 г/т; β_4=0,8 г/т.

Составим уравнение баланса для контрольной флотации:

по твердому 1) $\gamma_2 = \gamma_3 + \gamma_4$;

по расчетному классу 2) $\gamma_2\ \beta_2^{-74} = \gamma_3\ \beta_3^{-74} + \gamma_4\ \beta_4^{-74}$.

Решая систему уравнений относительно γ_9, найдем:

$$\gamma_3 = \gamma_4 \frac{\beta_2 - \beta_4}{\beta_3 - \beta_2} = 87{,}25 \cdot \frac{1 - 0{,}8}{3 - 1} = 8{,}72\ \%$$

Результаты расчета сведены в таблицу 10.

Таблица 10 – Показатели продуктов флотационного обогащения

№ продукта	Выход, %	Количество, т/ч
γ_0	97,5	122,85
γ_1	10,25	12,92
γ_2	95,97	120,92
γ_3	8,72	10,99
γ_4	87,25	109,93

3.8 Выбор схемы обезвоживания

Обезвоживанию подвергается гравитационный и флотационный концентрат. Для обезвоживания гравитационного концентрата крупностью менее 2 мм достаточно одной операции фильтрования, для обезвоживания флотационного концентрата выбрана стандартная схема обезвоживания, состоящая из операции сгущения и фильтрования с получением влажности готовых продуктов 12 %. Схема обезвоживания приведена на рисунке 8.

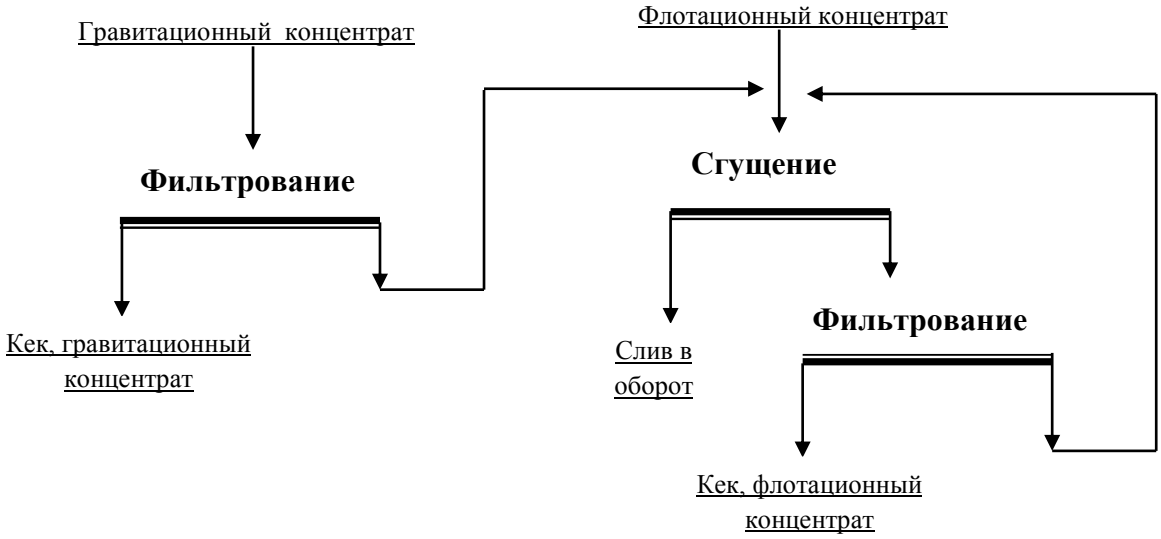


Рисунок 8 – Схема обезвоживания концентратов

3.9 Расчет водно-шламовой схемы

Расчет водно-шламовой схемы выполнен на рассчитанную производительность 126 т/ч. Выхода и массы продуктов приняты по расчетам количественных схем.

Используя статистические данные, зададимся содержанием твердого в продуктах обогащения:
в исходной руде – 95 %;
в измельчении – 70 %;
в концентрате отсадки – 40 %;
в концентрате стола – 40 %;
в сливе первой классификации – 38 %;
в песках первой классификации – 75 %;
в сливе второй классификации – 27 %;
в песках первой классификации – 75 %;
концентрат основной флотации – 34 %;
концентрат контрольной флотации – 30 %;
кек гравитационного концентрата – 88 %;
сгущенный флотационный концентрат – 55 %;
кек флотационного концентрата – 88 %.

Таблица 11 – Водно-шламовая схема

Поступает							Выходит						
Наименование продуктов	Выход, %	Содержание твердого, %	количество, т/ч			объем пульпы, м³/час	Наименование продуктов	Выход, %	Содержание твердого, %	количество, т/ч			объем пульпы, м³/час
			твердого	воды	пульпы					твердого	воды	пульпы	
Измельчение													
Исходная руда	100,00	95,00	126,00	6,63	132,63	52,45	Слив мельницы	294,84	70,00	371,50	159,21	530,71	294,30
Пески классификатора	120,98	75	152,43	50,81	203,24	106,24							
Пески гидроциклона	73,86	75,00	93,07	31,02	124,09	64,86							
Вода	-	-	-	70,75	70,75	70,75							
Итого	294,84	70,00	371,50	159,21	530,71	294,30	Итого	294,84	70,00	371,50	159,21	530,71	294,30
Отсадка													
Слив мельницы	294,84	70,00	371,50	159,21	530,71	294,30	Концентрат отсадки	12,00	40,00	15,12	22,68	37,80	28,18
Вода	-	-	-	212,29	212,29	212,29	Хвосты отсадки	282,84	50,54	356,38	348,82	705,20	478,41
Итого	294,84	50,00	371,50	371,50	743,00	506,59	Итого	294,84	50,00	371,50	371,50	743,00	506,59
Перечистка на концентрационном столе													
Концентрат отсадки	12,00	40,00	15,12	22,68	37,80	28,18	Концентрат стола	2,50	40,00	3,15	4,73	7,88	5,88
Вода	-	-	-	22,68	22,68	22,68	Хвосты стола	9,50	22,76	11,97	40,63	52,60	44,98
Итого	12,00	25,00	15,12	45,36	60,48	50,86	Итого	12,00	25,00	15,12	45,36	60,48	50,86
Классификация в спиральном классификаторе													
Хвосты отсадки	282,84	50,54	356,38	348,82	705,20	478,41	Слив классификатора	171,36	38,00	215,91	352,27	568,18	430,78
Хвосты стола	9,50	22,76	11,97	40,63	52,60	44,98	Пески классификатора	120,98	75,00	152,43	50,81	203,24	106,24
Вода	-	-	-	13,63	13,62	13,63							
Итого	292,34	47,75	368,34	403,08	771,42	537,02	Итого	292,34	47,75	368,34	403,08	771,42	537,02

Продолжение таблицы 11

Поступает							Выходит						
Наименование продуктов	Выход, %	Содержание твердого, %	количество, т/ч			объем пульпы, м³/час	Наименование продуктов	Выход, %	Содержание твердого, %	количество, т/ч			объем пульпы, м³/час
			твердого	воды	пульпы					твердого	воды	пульпы	
Классификация в гидроциклоне													
Слив классификатора	171,36	38,00	215,92	352,27	568,18	430,78	Слив гидроциклона	97,50	27,00	122,85	332,15	455,00	376,82
Вода	-	-	-	10,90	10,90	10,90	Пески гидроциклона	73,86	75,00	93,07	31,02	124,09	64,86
Итого	171,36	37,29	215,92	363,17	579,09	441,68	Итого	171,36	37,29	215,92	363,17	579,09	441,68
Основная флотация													
Слив гидроциклона	97,50	27,00	122,85	332,15	455,00	376,82	Концентрат основной флотации	10,25	34,00	12,92	25,08	38,00	29,78
Концентрат контрольной флотации	8,72	30,00	10,99	25,64	36,63	29,64	Хвосты основной флотации	95,97	26,34	120,92	338,21	459,13	382,18
Вода	-	-	-	5,50	5,50	5,50							
Итого	106,22	26,92	133,84	363,29	497,13	411,96	Итого	106,22	26,92	133,84	363,29	497,13	411,96
Контрольная флотация													
Хвосты основной флотации	95,97	26,34	120,92	338,21	459,13	382,18	Концентрат контрольной флотации	8,72	30,00	10,99	25,64	36,63	29,64
Вода	-	-	-	-	-	-	Хвосты контрольной флотации	87,25	26,02	109,93	312,57	422,50	352,54
Итого	95,97	26,34	120,92	338,21	459,13	382,18	Итого	95,97	26,34	120,92	338,21	459,13	382,18
Фильтрование гравитационного концентрата													
Концентрат стола	2,50	40,00	3,15	4,73	7,88	5,88	Кек, гравитационный концентрат	2,50	88,00	3,15	0,43	3,58	1,58
Вода	-	-	-	-	-	-	Фильтрат (гр. К-т)	-	-	-	4,30	4,30	4,30
Итого	2,50	40,00	3,15	4,73	7,88	5,88	Итого	2,50	40,00	3,15	4,73	7,88	5,88

Продолжение таблицы 11

Поступает							Выходит						
Наименование продуктов	Выход, %	Содержание твердого, %	количество, т/ч			объем пульпы, м³/час	Наименование продуктов	Выход, %	Содержание твердого, %	количество, т/ч			объем пульпы, м³/час
			твердого	воды	пульпы					твердого	воды	пульпы	
Сгущение флотационного концентрата													
Концентрат основной флотации	10,25	34,00	12,92	25,08	38,00	29,78	Сгущенный, флотационный концентрат	10,25	55,00	12,92	10,57	23,49	15,27
Фильтрат (гр. К-т)	-	-	-	4,30	4,30	4,30	Слив в оборот	-	-	-	27,62	27,62	27,62
Фильтрат (флот. К-т)	-	-	-	8,81	8,81	8,81							
Итого	10,25	25,28	12,92	38,19	51,11	42,89	Итого	10,25	25,28	12,92	38,19	51,11	42,89
Фильтрование флотационного концентрата													
Сгущенный, флотационный концентрат	10,25	55,00	12,92	10,57	23,49	15,27	Кек, флотационный концентрат	10,25	88,00	12,92	1,76	14,68	6,46
							Фильтрат (флот. К-т)	-	-	-	8,81	8,81	8,81
Итого	10,25	55,00	12,92	10,57	23,49	15,27	Итого	10,25	55,00	12,92	10,57	23,49	15,27

Таблица 12 – Баланс воды водно – шламовой схемы

Поступает	W, $м^3$/час	Выходит	W, $м^3$/час
С исходной рудой	6,63	С хвостами контрольной флотации	312,57
В измельчение	70,75	С кеком гравитационного концентрата	0,43
В отсадку	212,29	С кеком флотационного концентрата	1,76
В перечистку концентрационный стол	22,68	Со сливом сгустителя	27,62
В спиральный классификатор	13,63		
В гидроциклон	10,90		
В основную флотацию	5,50		
Итого	**342,38**	**Итого**	**342,38**

Расход воды на хоз.бытовые нужды составляет 10 % от технологических – 34 $м^3$/ч. общий расход воды по обогатительной фабрике составит 342,38+34=376,38 $м^3$/ч. В процесс возвращается 50 % в виде оборотной воды – 188 $м^3$/ч, остальные 50 % подаются в виде свежей воды.

Удельный расход воды на технологические нужды составляет:

(376,38 – 6,63)/126 = 2,93 $м^3$/т.

3.10 Выбор основного оборудования

3.10.1 Оборудование для дробления

Дробление исходной руды производится в три стадии. Первая стадия в открытом цикле в дробилке ЩДС 9х12, вторая стадия с предварительным грохочением в конусной дробилке среднего дробления КСД 1200 Гр, третья стадия с предварительным грохочением в конусной дробилке мелкого дробления КИД 1750.

Производительность щековой дробилки определяется по формуле (5):

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

где, $К_f$ – поправочный коэффициент, при f = 12, равен 1,0;

$К_к$ – поправочный коэффициент, равный отношению номинальной крупности питания к ширине загрузочного отверстия В, равен 1,0;

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

Тогда производительность по руде составит:

$$Q_p = 1 \cdot 1 \cdot 1 \cdot \left[35 + \frac{120 - 35}{125 - 75} * (120 - 75)\right] \cdot 1{,}6 = 179 \text{ т/ч}$$

Коэффициент загрузки составит:

$$K_з = \frac{Q_{0др}}{Q_р} = \frac{156}{179} = 0{,}87$$

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

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

и составит:

$$Q_p = 1 \cdot 1 \cdot \left[80 + \frac{120 - 80}{50 - 20} \cdot (37 - 20)\right] \cdot 1{,}6 = 164 \text{ т/ч}$$

Коэффициент загрузки составит:

$$K_з = \frac{Q_{6др}}{Q_р} = \frac{107}{164} = 0{,}65$$

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

$$Q_р = K_f \cdot Q_п \cdot \delta_н \text{, т/ч} \quad (7)$$

и составит:

$$Q_р = 1 \cdot 90 \cdot 1{,}6 = 144 \text{ т/ч}$$

Коэффициент загрузки составит:

$$K_з = \frac{Q_{10др}}{Q_р} = \frac{107}{144} = 0{,}74$$

В таблице 13 приведены сводные результаты расчета дробилок.

Таблица 13 – Результаты расчета дробилок

Наименование	Стадии дробления		
	I	II	III
Типоразмер дробилки	ЩДС 6×9	КСД – 1200 Гр	КИД-1750
Загрузка дробилки, т/ч	156	107	107
Степень дробления	2,77	3,46	4,34
Ширина разгрузочного отверстия, мм	120	37	12
Размер отверстия ячейки грохота, мм	-	50	12
Расчетная производительность дробилки, т/ч	179	164	144
Количество дробилок, шт	1	1	1
Коэффициент загрузки	0,87	0,65	0,74

3.10.2 Оборудование для грохочения

Необходимая площадь грохочения рассчитывается по формуле (8):

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

где: q_0 – удельная производительность грохота, м^3/(м^2 · ч);
$\delta_н$ – насыпная плотность т/м^3;
K, L, M, N, O, P – поправочные коэффициенты при расчете производительности грохотов.

Поправочные коэффициенты для грохота в стадии среднего дробления равны: q_0 = 42, $\delta_н$ = 1,6, K = 0,5, L = 1,43, M = 1,17, N, O, P = 1.

Поправочные коэффициенты для грохота в стадии мелкого дробления равны: q_0 = 21, $\delta_н$ = 1,6, K = 0,6, L = 1,43, M = 1,17, N, O, P = 1.

Площадь грохочения для грохота в стадии среднего дробления составит:

$$F_p = \frac{156}{42 \cdot 1{,}6 \cdot 0{,}5 \cdot 1{,}43 \cdot 1{,}17 \cdot 1} = 2{,}78 \text{ м}^2$$

К установке принимается грохот ГИТ-31 с просеивающей поверхностью 3,12 м^2.

Площадь грохочения для грохота в стадии мелкого дробления составит:

$$F_p = \frac{156}{21 \cdot 1{,}6 \cdot 0{,}6 \cdot 1{,}43 \cdot 1{,}17 \cdot 1} = 4{,}62 \text{ м}^2$$

К установке принимается грохот ГИТ-51А с просеивающей поверхностью 6,12 м^2.

3.10.3 Оборудование для измельчения

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

$$q_п=q_э \cdot k_и \cdot k_к \cdot k_д \cdot k_т \cdot k_L \cdot k_ф \cdot k_ψ, \quad (9)$$

где $q_п$ – удельная производительность проектируемой мельницы по вновь образованному расчетному классу, т/(м^3· ч);

$q_э$ – удельная производительность эталонной мельницы по вновь образованному расчетному классу, т/(м^3· ч);

$k_и$ – коэффициент, учитывающий различие в измельчаемости проектируемой к переработке и перерабатываемой руды;

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

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

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

k_L – коэффициент, учитывающий различие в длине мельниц;

$k_φ$ – коэффициент, учитывающий разницу в скорости вращения;

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

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

1) крупность питания мельницы рудой – 16 мм;
2) крупность измельчения руды в первой стадии – 50 % класса –0.074 мм;
3) крепость руды по М.Протодьяконову – 10;
5) удельная производительность мельницы первой стадии – 1.73 т/(м^3 * ч).

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

1) часовая производительность измельчительного передела – 126 т/ч;
2) крупность питания мельницы рудой – 12 мм;
3) крупность измельчения руды 70 % класса –0.074 мм;
5) крепость руды по М.Протодьяконову – 12;
6) содержание класса –0.074 мм в дробленой руде – 8 %.

Для сравнения принимаются следующие типоразмеры мельниц:

МШЦ–2700х3600 с объемом барабана мельницы – 17.5 м^3;
МШЦ–3200х3100 с объемом барабана мельницы – 22.4 м^3;
МШЦ–3200х4500 с объемом барабана мельницы – 32.4 м^3;
МШЦ–3600х4000 с объемом барабана мельницы – 36.0 м^3.

Поправочные коэффициенты и удельная производительность для мельниц составит:

1) Мельница МШЦ–2700х3600 – $k_и$ = 0,87; $k_к$ = 0,95; $k_д$ = 0,91; $k_т$ = 0,9; k_L = 1,02; $k_φ$ = 0,93; $k_ψ$ = 1.

Удельная производительность составит:

$q_п$=1,73·0,87·0,95·0,91·0,9·1,02·0,93·1=1,11 т/(м^3· ч).

2) Мельница МШЦ–3200х3100 – $k_и$ = 0,87; $k_к$ = 0,95; $k_д$ = 1; $k_т$ = 0,9; k_L = 1; $k_φ$ = 0,93; $k_ψ$ = 1.

Удельная производительность составит:

$q_п$=1,73·0,87·0,95·1·0,9·1·0,93·1=1,20 т/(м^3· ч).

3) Мельница МШЦ–3200х4500 – $k_и$ = 0,87; $k_к$ = 0,95; $k_д$ = 1; $k_т$ = 0,9; k_L = 1,06; $k_φ$ = 0,93; $k_ψ$ = 1.

Удельная производительность составит:

$q_п$=1,73·0,87·0,95·1·0,9·1,06·0,93·1=1,27 т/(м^3· ч).

4) Мельница МШЦ–3600х4000 – $k_и$ = 0,87; $k_к$ = 0,95; $k_д$ = 1,06; $k_т$ = 0,9; k_L = 1,04; $k_φ$ = 0,93; $k_ψ$ = 1.

Удельная производительность составит:

$q_п$=1,73·0,87·0,95·1,06·0,9·1,04·0,93·1=1,32 т/(м^3· ч).

Производительность мельницы по вновь образованному классу определяется по формуле (10):

$$Q = \frac{qV}{\beta_к - \beta_и} \qquad (10)$$

где Q – производительность мельницы по исходной руде, т/ч;

V – объем барабана мельницы, м^3;

$\beta_к$ – содержание класса –0,074 мм в конечном продукте, доли ед.;

$\beta_и$ – содержание класса –0,074 мм в исходном продукте, доли ед..

Производительность мельниц по вновь образованному классу составит:

1) Мельница МШЦ–2700х3600 $Q_p = \frac{1{,}11 \cdot 17{,}5}{0{,}7 - 0{,}08} = 31{,}33$ т/ч;

2) Мельница МШЦ–3200х3100 $Q_p = \frac{1{,}20 \cdot 22{,}4}{0{,}7 - 0{,}08} = 43{,}35$ т/ч;

3) Мельница МШЦ–3200х4500$Q_p = \frac{1,27 \cdot 32,4}{0,7-0,08} = 66,36$ т/ч;

4) Мельница МШЦ–3600х4000 $Q_p = \frac{1,32 \cdot 36}{0,7-0,08} = 76,34$ т/ч

Рассчитаем количество мельниц и коэффициент загрузки по формулам (11, 12):

$$N = \frac{Q_0}{Q_p}, \quad (11)$$

$$K_з = \frac{Q_0}{(N \cdot Q_p)}. \quad (12)$$

1) Мельница МШЦ–2700х3600 $N = \frac{126}{31.33} = 5$ шт, $K_з = \frac{126}{(5 \cdot 31,33)} = 0,8$;

2) Мельница МШЦ–3200х3100: $N = \frac{126}{43,35} = 3$ шт, $K_з = \frac{126}{(3 \cdot 43,35)} = 0,97$;

3) Мельница МШЦ–3200х4500: $N = \frac{126}{66,36} = 2$ шт, $K_з = \frac{126}{(2 \cdot 66,36)} = 0,95$;

4) Мельница МШЦ–3600х4000: $N = \frac{126}{76,34} = 2$ шт, $K_з = \frac{126}{(2 \cdot 76,34)} = 0,83$.

Наиболее оптимальным вариантом является установка 2 мельниц МШЦ–3200х4500 с коэффициентом загрузки 0,95.

Выполним проверку мельницы на пропускную способность по формуле (13):

$$\frac{Q_0 \cdot (1+C)}{N \cdot V} \leq 10 \div 12 \quad (13)$$

Пропускная способность составит: $\frac{126 \cdot (1+1,9484)}{2 \cdot 32,4} = 5,73 \leq 10 \div 12$, что находится в допустимых пределах.

3.10.4 Оборудование для классификации

Измельченная руда проходит две стадии классификации – поверочную в спиральном классификаторе и контрольную в гидроциклоне.

Производительность по сливу классификатора с непогруженной спиралью определяется по формуле (14):

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

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

m – число спиралей классификатора, шт.;

k_β – коэффициент, учитывающий крупность слива, доли ед.;

k_δ – коэффициент, учитывающий плотность классифицируемого материала, доли ед.;

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

k_α – коэффициент, учитывающий угол наклона днища классификатора, доли ед.;

D – диаметр спирали классификатора, м.

Исходные данные для расчета поверочной классификации:
– производительность по сливу принимается из водно-щламовой схемы – 215,91 т/ч, т.к. установлены две мельницы, производительность одной секции составит – 215,91/2=107,95 т/ч;
– крупность слива составляет $\beta_{сл}^{-74}$ = 45 %;
– содержание твердого в сливе – 38 %.

Поправочные коэффициенты и производительность спирального классификатора составит: m = 2, k_β = 1,87, k_δ = 1,02, $k_с$ = 0,8, k_α = 1,12.

Q =4,56·2·1,87·1,02·0,8·1,12·$3^{1,765}$= 108,35 т/ч,

С производительностью 107,95 т/ч справиться классификатор 2КСН-30. К установке рекомендуется два классификатору 2КСН-30 по одному в каждой секции измельчения.

Исходные данные для расчета контрольной классификации в гидроциклоне:
- объем пульпы в гидроциклонирование – 441,68 $м^3$ч;
- содержание твердого в питание гидроциклона – 37,29 %;
- содержание класса –0.074 мм в сливе – 70 %.

На одну секцию измельчения объем пульпы в питании составит:

$V_{СЕКЦ} = V_П/N$ = 441,68/2 = 220,84 $м^3$/ч.

Рассчитаем остаток на сите класса более 74 мкм, номинальную крупность слива, граничную крупность разделения по формулам (15, 16, 17)

$$R_{+74} = 100 - \beta_c^{-74}, \%, \quad (15)$$

$$d_н = \frac{96,274}{2 - lgR_{+74}}, мкм, \quad (16)$$

$$d_г = \frac{d_н}{1,75}, \text{мкм.} \quad (17)$$

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

и составит: $R_{+74} = 100 - 70 = 30$ %, $d_н = \frac{96,274}{2-lg30} = 184$ мкм, $d_г = \frac{184}{1,75} = 105$ мкм.

Такую граничную крупность обеспечивает гидроциклон с D = 360 мм.

Рассчитаем объемную производительность гидроциклона и выполним проверку граничной крупности и удельной нагрузки по пескам по формулам (18, 19, 20):

$$V = 3 \cdot K_\alpha \cdot K_d \cdot d_п \cdot d_с \cdot P_0^{0.5}, \text{м}^3/\text{ч}, \quad (18)$$

$$d_г = 1.5 \cdot \sqrt{\frac{D \cdot d_с \cdot T_п}{\Delta \cdot k_D \cdot P_0^{0.5} \cdot (\delta_т - 1)}}, \text{мкм}, \quad (19)$$

$$q = \frac{Q_п \cdot 4}{N \cdot \pi \cdot \Delta^2}, \text{т/см}^2 \cdot \text{ч}, \text{ должна находится в пределе 0,5-2,5 т/ч.} \quad (20)$$

где: V – объемная производительность гидроциклона, $м^3$/ч;
K_α – поправка на угол конусности.
Для α = 20° K_α = 1.0, для α = 10° K_α = 1.15;
K_D – поправка на диаметр гидроциклона;
$d_П$ – эквивалентный диаметр питающего отверстия, см;
$d_С$ – диаметр сливного отверстия, см;
P_0 – рабочее давление пульпы на входе в гидроциклон, МПа;
$d_Г$ – граничная крупность слива, мкм;
D – диаметр гидроциклона, см;
$T_П$ – содержание твердого в питании гидроциклона, %;
Δ – диаметр песковой насадки, см;
$\delta_Т$ – плотность твердого в пульпе, т/$м^3$;
q – удельная нагрузка по пескам, т/($см^2$·ч);
$Q_П$ – песковая нагрузка по твердому, т/ч;
N – количество рабочих гидроциклонов на одну секцию, шт.

Рассчитываем:

$$V = 3 \cdot 1 \cdot 1,06 \cdot 9 \cdot 11,5 \cdot 0,12^{0,5} = 114 \text{ м}^3/\text{ч},$$

Количество гидроциклонов на одну секцию составит: 220,84/114=2 шт.

$$d_г = 1.5 \cdot \sqrt{\frac{36 \cdot 11,5 \cdot 37,29}{7,5 \cdot 1,06 \cdot 0,12^{0,5} \cdot (2,75-1)}} = 85 \text{ мкм, что меньше 105 мкм.}$$

$q = \frac{46,535 \cdot 4}{2 \cdot 3,14 \cdot 7,5^2} = 0,53$ т/см^2 · ч, что находится в допустимом пределе.

С учетом двух резервных гидроциклонов в каждой секции устанавливается по 4 ГЦ-360.

3.10.5 Оборудование для гравитационного обогащения методом отсадки

Руда после измельчения в мельнице поступает на отсадочную машину для выделения свободного золота. Подбор отсадочных машин производится по удельной производительности. Рекомендуемые удельные производительности отсадочных машин при извлечении золота из коренных руд составляют 20-50 т/м^2·ч. Принимается величина 32 т/м^2·ч. в одной секции измельчения нагрузка на отсадочную машину составит 371,50/2=185,75 т/ч.

Необходимая площадь отсадочного решета рассчитывается по формуле (21):

$$S = \frac{Q}{q_0}, \text{м}^2 \quad (21)$$

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

q_0 – удельная производительность отсадочной машины, т/м^2·ч.

и составит: $S = \frac{185,75}{32} = 5,8$ м^2.

К установке рекомендуется отсадочная машина МОД-3М с площадью отсадки 6 м^2, в количестве двух штук по одной на каждую секцию измельчения.

3.10.6 Оборудование для гравитационного обогащения методом концентрации на столе

Производительность Q (т/ч) концентрационного стола любого размера при обогащении руд рассчитывают по эмпирической формуле предлагаемой И.Н. Исаевым (22):

$$Q = 10^{-4} \cdot \rho_{\text{р}} \cdot m \cdot \left(F \cdot d_{\text{ср}} \frac{\rho_{\text{т}} - 1000}{\rho_{\text{л}} - 1000}\right)^{0,6}, \text{т/ч} \quad (22)$$

где: $\rho_{\text{р}}$, $\rho_{\text{т}}$, $\rho_{\text{л}}$ –плотность соответственно руды, тяжелых и легких минералов, кг/м^3;

m – число дек;
F – площадь одной деки, $м^2$;
$d_{ср}$ – средний диаметр зерен в обогащаемом классе, мм.

Исходные данные для расчета: $\rho_р$ = 2750; $\rho_т$ = 5500; $\rho_л$ = 2600; m = 2; F = 7,5; $d_{ср}$ = 0,8.

Производительность стола составит:

$$Q = 10^{-4} \cdot 2750 \cdot 2 \cdot \left(7{,}5 \cdot 0{,}8 \cdot \frac{5500 - 1000}{2600 - 1000}\right)^{0{,}6} = 3{,}03 \text{ т/ч}$$

Количество концентрационных столов составит: 15,12/3,03 = 5 шт.

Принимаем к установке двухъярусный концентрационный стол типа СКО-15, в количестве 5 штук.

3.10.7 Оборудование для флотационного обогащения

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

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

Объем пульпы $V_п$ ($м^3$/ч или $м^3$/сут) в операции принимается в соответствии с данными, полученными при расчете водно-шламовой схемы. Расчет осуществляется в следующем порядке:

1. По объему пульпы в операции определяется минутный дебит ($м^3$/мин) по формуле (23):

$$W_п = \frac{V_п}{60}, \text{ м}^3\text{/мин} \quad (23)$$

2. Определяется необходимое число камер в каждой операции по формуле (24):

$$n = W_п \cdot t / V_п \cdot k, \text{ м}^3 \quad (24)$$

где t – время флотации в операции, мин;
k – коэффициент заполнения камеры, равный 0,8…0,85 (используется при расчете малообъемных машин).

Исходные данные для операции основной флотации:

– объем пульпы в операции 411,96 м^3/ч;
– время флотации – 7 мин;
– типоразмер выбранных флотационных машин ФМ-16 С с объемом камеры 16 м^3.

Минутный дебит составит: $W_п = \frac{411,96}{60} = 6,866$ м^3/мин.

Число камер составит: $n = \frac{6,866 \cdot 7}{16 \cdot 0,85} = 4$ шт.

Исходные данные для операции контрольной флотации:
– объем пульпы в операции 382,18 м^3/ч;
– время флотации – 10 мин;
– типоразмер выбранных флотационных машин ФМ-16 С с объемом камеры 16 м^3.

Минутный дебит составит: $W_п = \frac{382,18}{60} = 6,37$ м^3/мин.

Число камер составит: $n = \frac{6,37 \cdot 10}{16 \cdot 0,85} = 6$ шт

3.10.8 Оборудование для обезвоживания концентратов

Сгущению подвергается флотационный концентрат в количестве 12,92 т/ч. Требуемая площадь сгущения S (м^2) и число сгустителей N определяются по принятой удельной производительности по формуле (25):

$$S = \frac{Q}{q}, \text{ м}^2 \qquad (25)$$

где: Q – производительность по концентрату, т/ч;
q – удельная производительность, т/(м^2· час), q=0,025.

Требуемая площадь сгущения составит: $S = \frac{12,92}{0,0625} = 207$ м^2.

Принимаем к установке сгуститель с центральным приводом СЦ-18 с площадью сгущения 250 м^2 в количестве 1 штука.

Фильтрованию подвергается гравитационный и флотационные концентраты, производительность по гравитационному концентрату 3,15 т/ч, по флотационному 12,92 т/ч.

По требуемой производительности по концентрату Q (т/ч) и удельной производительности q [т/(м^2·ч)] определяют общую площадь фильтрования S (м^2) по формуле (26):

$$S = \frac{Q}{q}, \text{ м}^2 \qquad (26)$$

где: Q – производительность по концентрату, т/ч;
q – удельная производительность дискового вакуум фильтра, т/(м^2·час), для гравитационного концентрата q=0,2, для флотационного q=0,15.

Требуемая площадь фильтрования для гравитационного концентрата составит: $S = \frac{3,15}{0,2} = 16$ м^2.

Принимаем к установке дисковый вакуум фильтр типа ДОО 16 с площадью фильтрования 16 м^2 в количестве 1 штука.

Требуемая площадь фильтрования для флотационного концентрата составит: $S = \frac{12,92}{0,15} = 87$ м^2.

Принимаем к установке дисковый вакуум фильтр типа ДОО 100 с площадью фильтрования 100 м^2 в количестве 1 штука.

3.10.9 Оборудование для перекачки пульпы

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

Производительность насоса определяется по формуле (26):

$$V_{H2O} = V_П \cdot (1+T_П) \qquad (26)$$

где $V_П$ – объемная производительность насоса по пульпе, м^3/ч;
$T_П$ – содержание твердого в пульпе, д.е..

Исходные данные для расчета насоса перекачки слива классификатора в гидроциклоны:
- объем перекачиваемой пульпы 441,68 м^3/ч, на одну секцию – 441,68/2=220,84 м^3/ч;

- содержание твердого в пульпе 37,29 %.

Рассчитаем производительность насоса: V_{H2O}=220,84·(1+0,3729)=304 м^3/ч.

Принимаем к установке насос типа ГРА-350/40 с производительностью 350 м^3/ч в количестве 2 штуки по одному на секцию.

Исходные данные для расчета насоса перекачки гравитационного концентрата на процесс фильтрования:
- объем перекачиваемой пульпы 5,88 м^3/ч;
- содержание твердого в пульпе 40 %.

Рассчитаем производительность насоса: V_{H2O}=5,88·(1+0,4)=9 м^3/ч.

Принимаем к установке насос типа П–12.5/12.5 с производительностью 12,5 м^3/ч в количестве 1 штука.

Исходные данные для расчета насоса перекачки флотационного концентрата на процесс фильтрования:
- объем перекачиваемой пульпы 15,27 м^3/ч;
- содержание твердого в пульпе 55 %.

Рассчитаем производительность насоса: V_{H2O}=15,27·(1+0,55)=24 м^3/ч.

Принимаем к установке насос типа ПР–63/22.5 с производительностью 63 м^3/ч в количестве 1 штука.

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

В соответствии с полученным заданием разработан проект обогатительной фабрики с производительностью 1000000 тонн руды в год по переработке золотосодержащей руды месторождения Бестобе.

Проектом предусмотрено:

– трехстадиальное дробление с предварительным грохочением во второй и третьей стадии дробления до номинальной крупности 12 мм;

– одностадиальное измельчение с двухстадиальной классификацией, первая в спиральном классификаторе, вторая в гидроциклоне до крупности 70 % класса менее 74 мкм;

– гравитационное выделение крупного золота процессом отсадки с получением золотой головки на концентрационных столах;

– основную флотацию с получением флотационного концентрата золота и контрольную флотацию с получением отвальных хвостов обогащения;

– обезвоживание гравитационного концентрата в одну стадию фильтрованием на дисковом вакуум-фильтре и флотационного концентрата в две стадии сгущением и фильтрованием на дисковом вакуум-фильтре.

На проектируемой фабрике приняты следующие основные технологические показатели:

– содержание золота в гравитационном концентрате – 90 г/т;

– содержание золота во флотационном концентрате – 20 г/т;

– извлечение золота в гравитационный и флотационный концентраты – 86 %;

– количество гравитационного концентрата – 23750 т/г;

– количество флотационного концентрата – 97375 т/г.

СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННОЙ ЛИТЕРАТУРЫ

1. Gold Focus 2020. Valcambi Suisse. URL: https://www.metalsfocus.com/wp-content/uploads/2020/11/GOLDFOCUS- 2020.pdf (дата обращения: 23.11.2021).

2. В рейтинге стран по запасам золота Казахстан на 16-м месте // Центр деловой информации Kapital.kz. URL: https://kapital.kz/finance/82629/v-reytinge-stran-po-zapasamzolota-kazakhstan-na-16-m-meste.html (дата обращения: 23.11.2021).

3. Годовой отчет // АО «ГМК Казахалтын», 2018. – 131 с.

4. https://www.bibliofond.ru/view.aspx?id=528638

5. Амангельдыкызы, Алтынай. Рудоносность глубоких горизонтов золоторудного месторождения Бестобе / Алтынай Амангельдыкызы, А. М. Нурламбекова, Д. Н. Аманбаев. — Текст : непосредственный // Молодой ученый. – 2016. - №5 (109). – С. 241-244. – URL: https://moluch.ru/archive/109/26448/ (дата обращения: 11.01.2022).

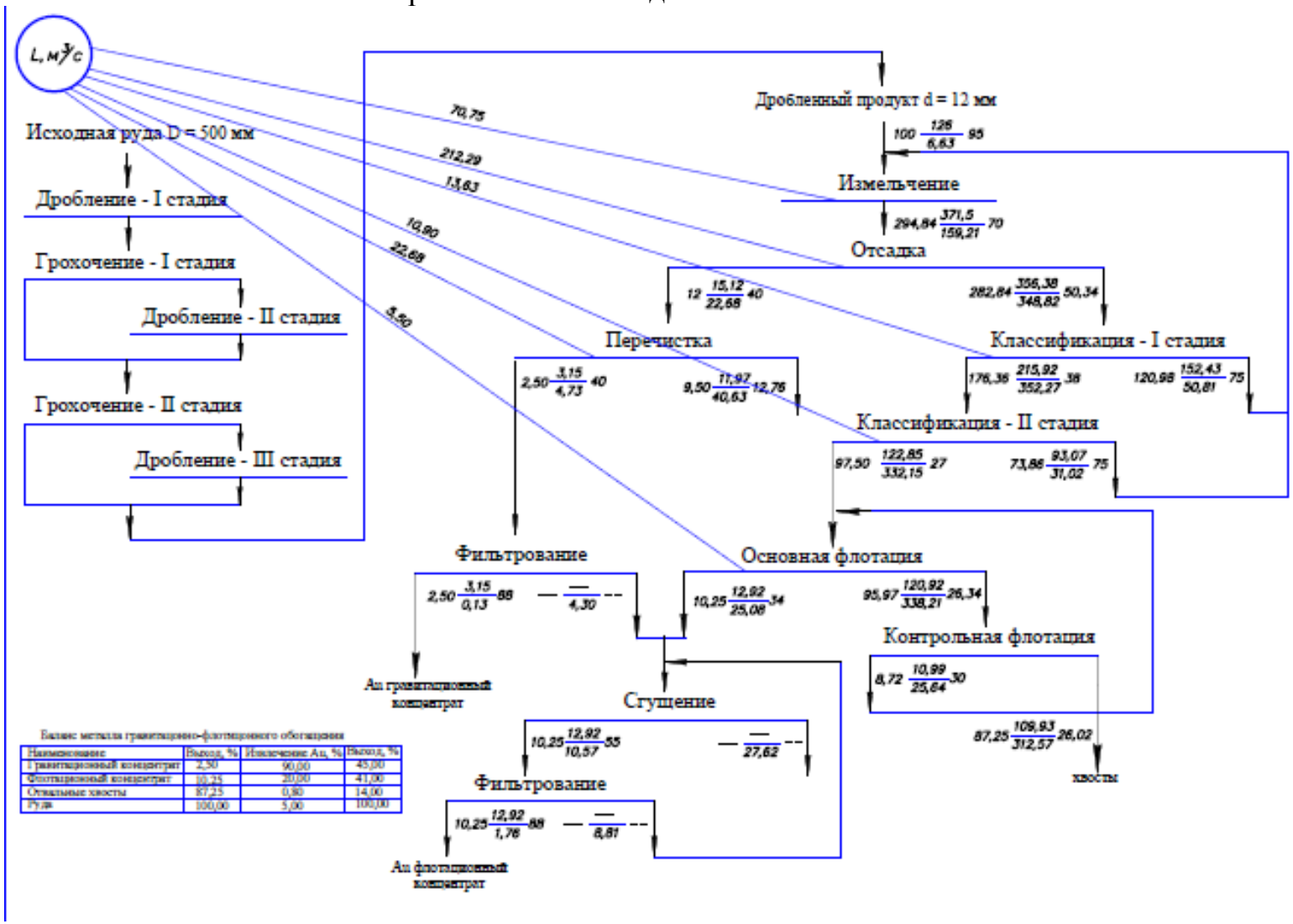
6. Адамов Э.В. Основы проектирования обогатительных фабрик. – М. : Изд. Дом МИСиС, 2012. – 647 с.

Приложение А

№ поз.	Тип, марка	Наименование	Кол.	Примечание
17	ДОО 100	Вакуум-фильтр дисковый	1	
16	ДОО 16	Вакуум-фильтр дисковый	1	
15	СЦ-25	Сгуститель	1	
14	ПР–63/22.5	Агрегат электронасосный	1	
13	П–12.5/12.5	Агрегат электронасосный	1	
12	ГРА-350/40	Агрегат электронасосный грунтовый	1	
11	ФМ-16 С	Машина флотационная	10	
10	ГЦ-360	Батарея гидроциклонов d = 360 мм	8	
9	2КСН-30	Спиральный классификатор	2	
8	СКО-15	Концентрационный стол	5	
7	МОД-3М	Отсадочная машина	2	
6	МШЦ–3200х4500	Мельница шаровая	2	
5	КИД – 1750	Дробилка конусная	1	
4	ГИТ – 51А	Грохот	1	
3	КСД – 1200 Гр	Дробилка конусная	1	
2	ГИТ – 31	Грохот	1	
1	ЩДС 6х9	Дробилка щековая	1	

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	СПЕЦИФИКАЦИЯ 6В07203 – Металлургия и обогащение полезных ископаемых			
					Схема цепи аппаратов	Лит.	Масса	Масш
Разработал		Ожогин				У		
Проверил		Мотовилов						
Руководит.		Мотовилов				Лист	Листов	
					Проект обогатительной фабрики по переработке золотосодержащей руды месторождения «Бестобе» с производительностью 1 000 000 тонн руды в год	Satbayev University		

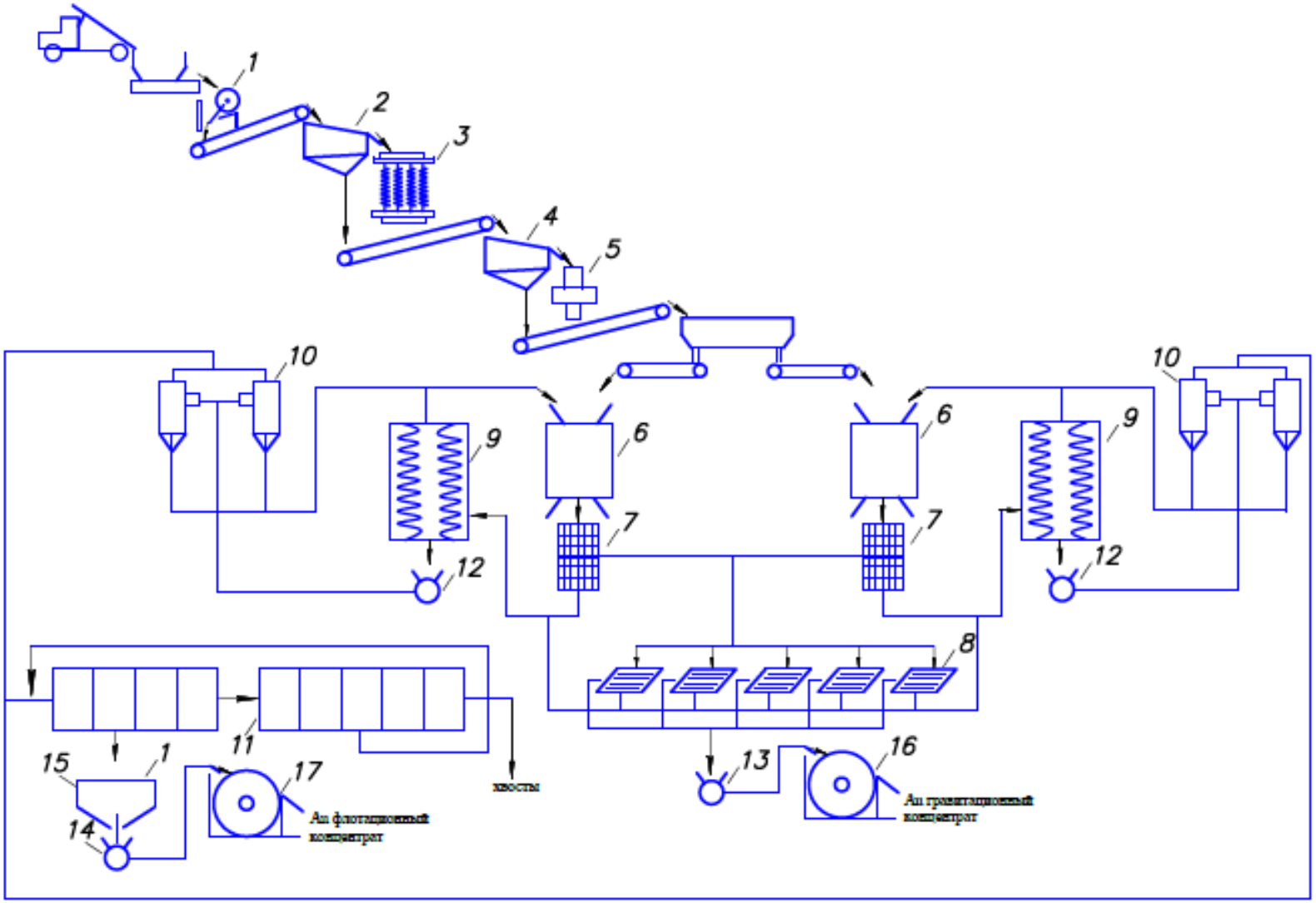
Приложение Б – Водно-шламовая схема



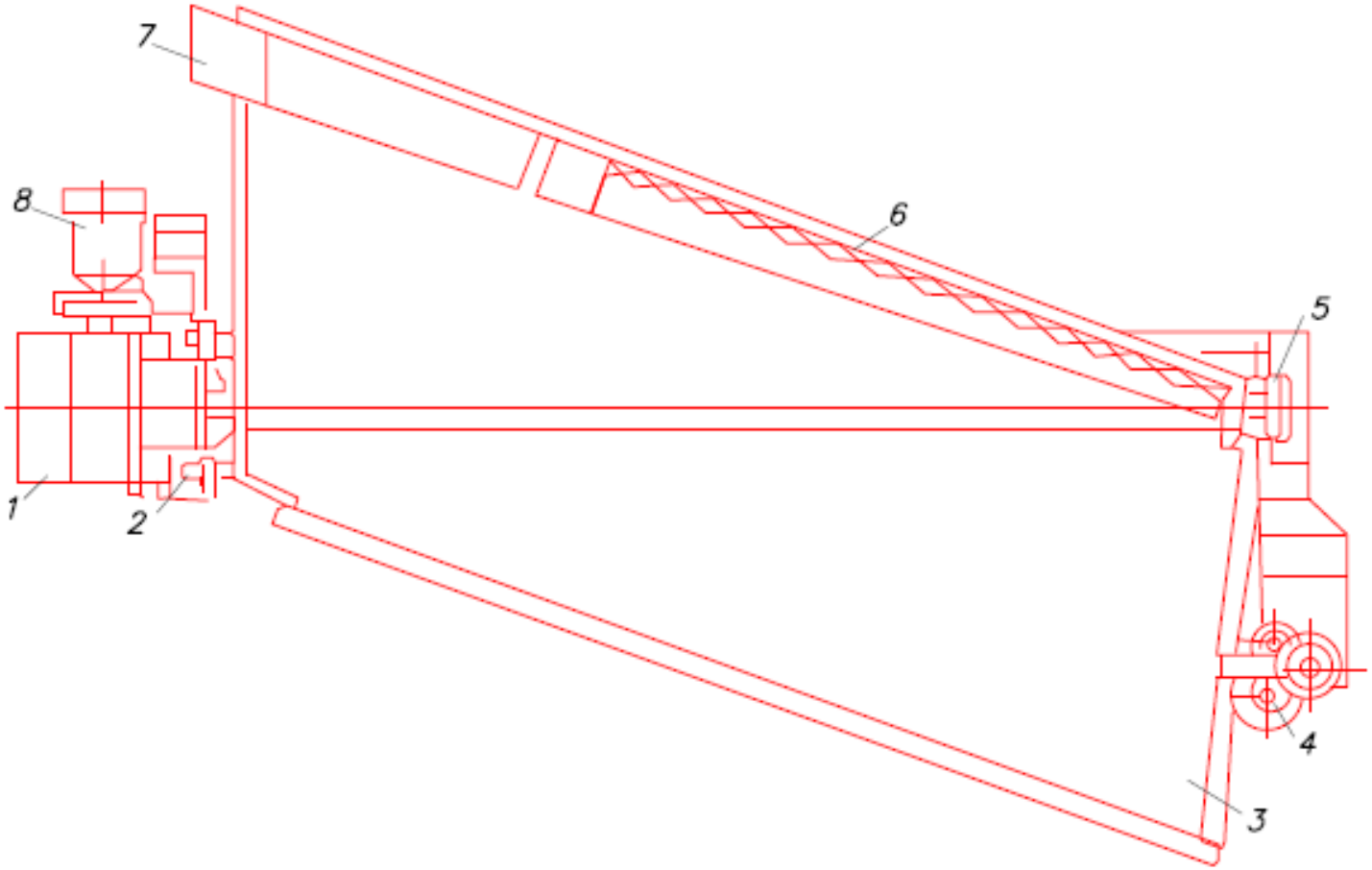
Баланс металла гравитационно-флотационного обогащения

Наименование	Выход, %	Извлечение Au, %	Выход, %
Гравитационный концентрат	2,50	90,00	45,00
Флотационный концентрат	10,25	20,00	41,00
Отвальные хвосты	87,25	0,80	14,00
Руда	100,00	5,00	100,00

Приложение В – Схема цепи аппаратов



Приложение Г – Чертеж концентрационного стола



StrikePlagiarism.com SATBAYEV UNIVERSITY

Дата отчета 1/14/2022
Дата редактирования ---

Отчет не был оценен.

Метаданные

Название
Проект обогатительной фабрики по переработке золотосодержащей руды месторождения «Бестобе» с производительностью 1 000 000 тонн руды в год

Автор
Ожогин М.Г.

Научный руководитель
Игорь Мотовилов

Подразделение
Г_М_И

Список возможных попыток манипуляций с текстом

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

Замена букв	ß	69
Интервалы	A→	0
Микропробелы		7
Белые знаки	ß	0
Парафразы (SmartMarks)	a	38

Объем найденных подобий

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

18.87% (18.87%) КП1	4.92% (4.92%) КП2	1.73% (1.73%) КЦ
25	**3880**	**26360**
Длина фразы для коэффициента подобия 2	Количество слов	Количество символов

Подобия по списку источников

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

10 самых длинных фраз — Цвет текста

ПОРЯДКОВЫЙ НОМЕР	НАЗВАНИЕ И АДРЕС ИСТОЧНИКА URL (НАЗВАНИЕ БАЗЫ)	КОЛИЧЕСТВО ИДЕНТИЧНЫХ СЛОВ (ФРАГМЕНТОВ)	
1	http://altyn.roitop.kz/about/	37	0.95 %
2	https://www.bibliofond.ru/view.aspx?id=56123	35	0.90 %
3	http://www.geokniga.org/bookfiles/geokniga-raschety-rudopodgotovki-obogatitelnyh-fabrik-sazhin-yug.doc	33	0.85 %
4	http://www.geokniga.org/bookfiles/geokniga-raschety-rudopodgotovki-obogatitelnyh-fabrik-sazhin-yug.doc	33	0.85 %
5	https://static.caspianworld.com/catalogue/2016/AMM2016.pdf	27	0.70 %

Протокол анализа Отчета подобия Научным руководителем

Заявляю, что я ознакомился(-ась) с Полным отчетом подобия, который был сгенерирован Системой выявления и предотвращения плагиата в отношении работы:

Автор: Ожогин М.Г.

Название: Проект обогатительной фабрики по переработке золотосодержащей руды месторождения «Бестобе» с производительностью 1 000 000 тонн руды в год

Координатор:Игорь Мотовилов

Коэффициент подобия 1:18.9

Коэффициент подобия 2:4.9

Замена букв:69

Интервалы:0

Микропробелы:7

Белые знаки: 0

После анализа Отчета подобия констатирую следующее:

- ☑ обнаруженные в работе заимствования являются добросовестными и не обладают признаками плагиата. В связи с чем, признаю работу самостоятельной и допускаю ее к защите;
- ☐ обнаруженные в работе заимствования не обладают признаками плагиата, но их чрезмерное количество вызывает сомнения в отношении ценности работы по существу и отсутствием самостоятельности ее автора. В связи с чем, работа должна быть вновь отредактирована с целью ограничения заимствований;
- ☐ обнаруженные в работе заимствования являются недобросовестными и обладают признаками плагиата, или в ней содержатся преднамеренные искажения текста, указывающие на попытки сокрытия недобросовестных заимствований. В связи с чем, не допускаю работу к защите.

Обоснование:
Признаков плагиата не выявлено допускаю к защите.

17.01.2022 .....

Дата

.....

Подпись Научного руководителя

Протокол анализа Отчета подобия

заведующего кафедрой / начальника структурного подразделения

Заведующий кафедрой / начальник структурного подразделения заявляет, что ознакомился(-ась) с Полным отчетом подобия, который был сгенерирован Системой выявления и предотвращения плагиата в отношении работы:

Автор: Ожогин М.Г.

Название: Проект обогатительной фабрики по переработке золотосодержащей руды месторождения «Бестобе» с производительностью 1 000 000 тонн руды в год

Координатор: Игорь Мотовилов

Коэффициент подобия 1:18.9

Коэффициент подобия 2:4.9

Замена букв:69

Интервалы:0

Микропробелы:7

Белые знаки:0

После анализа отчета подобия заведующий кафедрой / начальник структурного подразделения констатирует следующее:

☑ обнаруженные в работе заимствования являются добросовестными и не обладают признаками плагиата. В связи с чем, работа признается самостоятельной и допускается к защите;

☐ обнаруженные в работе заимствования не обладают признаками плагиата, но их чрезмерное количество вызывает сомнения в отношении ценности работы по существу и отсутствием самостоятельности ее автора. В связи с чем, работа должна быть вновь отредактирована с целью ограничения заимствований;

☐ обнаруженные в работе заимствования являются недобросовестными и обладают признаками плагиата, или в ней содержатся преднамеренные искажения текста, указывающие на попытки сокрытия недобросовестных заимствований. В связи с чем, работа не допускается к защите.

Обоснование:

Плагиата не выявлено

Барменшинова М.Б.

18.01.2022

Дата *Подпись заведующего кафедрой /*

начальника структурного подразделения

Окончательное решение в отношении допуска к защите, включая обоснование:

Допускается к защите. планы выполнено

Бармашинова М.В.

18.01.2022

Дата *Подпись заведующего кафедрой /*

начальника структурного подразделения

МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ И НАУКИ РЕСПУБЛИКИ КАЗАХСТАН
СӘТБАЕВ УНИВЕРСИТЕТІ

РЕЦЕНЗИЯ

на дипломный проект
Ожогина Максима Геннадьевича

по специальности 6В07203 – Металлургия и обогащение полезных ископаемых
на тему: Проект обогатительной фабрики по переработке золотосодержащей руды месторождения «Бестобе» с производительностью 1 000 000 тонн руды в год

Выполнено:
а) графическая часть на 12 слайдах
б) пояснительная записка на 47 страницах

ХАРАКТЕРИСТИКА ДИПЛОМНОГО ПРОЕКТА:

Актуальность темы дипломного проекта: Республика Казахстан по результатам 2019 г. страна занимает 13-е место в мире (77 т производства золота в год) среди ведущих стран-золотодобытчиков. С 2018 года добыча золота выросла на 9 т, что вывело РК на 3-е место среди стран СНГ после России и Узбекистана. Планы развития производства золота в Казахстане связаны, в первую очередь, с решением сырьевой проблемы за счет расширения ряда действующих добывающих предприятий и вовлечения в эксплуатацию новых месторождений золотосодержащих руд, а также с рационализацией эксплуатации месторождений со стороны недропользователей. Тема дипломного проекта отвечает требованию увеличению производительности действующего предприятия, что делает ее актуальной.

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

Возможность внедрения проекта в производство: в случае увеличения добычи руды на руднике Бестобе до 1000000 тонн руды в год, расчеты, приведенные в дипломном проекте, могут быть использованы для составления технологического регламента.

Качество графической части проекта (работы): высокое.

МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ И НАУКИ РЕСПУБЛИКИ КАЗАХСТАН
СӘТБАЕВ УНИВЕРСИТЕТІ

ЗАМЕЧАНИЯ К РАБОТЕ

К дипломному проекту имеется замечание:
1) Работу можно было дополнить технико-экономическими расчетами

ОЦЕНКА РАБОТЫ

Выполненные расчеты в дипломном проекте сравнимы с достаточными знаниями в области проектирования обогатительных фабрик для присвоения автору – Ожогину М.Г. степени бакалавра по специальности 6В07204 – Металлургия и обогащение полезных ископаемых и заслуживает оценки (90 баллов).

Рецензент _____ Суримбаев Бауржан Нуржанович

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

Подпись Суримбаева Б. заверяю
Ученый секретарь филиала РГП НЦ
КПМС РК ГНПОПЭ «Казмеханобр»
«13» 01 2022 г.

«13» 01 2022 г.

Ф КазНИТУ 706-17. Рецензия

МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ И НАУКИ РЕСПУБЛИКИ КАЗАХСТАН
СӘТБАЕВ УНИВЕРСИТЕТІ

ОТЗЫВ
НАУЧНОГО РУКОВОДИТЕЛЯ

На дипломный проект
(наименование вида работы)
Ожогина Максима Геннадьевича
(Ф.И.О. обучающегося)
6В07203 – Металлургия и обогащение полезных ископаемых
(шифр и наименование специальности)

Тема: Проект обогатительной фабрики по переработке золотосодержащей руды месторождения «Бестобе» с производительностью 1 000 000 тонн руды в год

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

В процессе выполнения дипломного проекта студент выполнил расчет схем дробления, измельчения, гравитационного и флотационного обогащения и обезвоживания продуктов переработки, а также водно-шламовой схемы. Правильно выбрано основное технологическое оборудование и правильно оформлена графическая часть дипломного проекта

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

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

Дипломная работа допущена к защите и заслуживает оценки «Хорошо» (85 баллов), а студент Ожогин М.Г. заслуживает присвоения квалификации «бакалавр» по специальности 6В07203 – Металлургия и обогащение полезных ископаемых

.

Научный руководитель
Ассистент профессор, доктор PhD
(должность, уч. степень, звание)

Мотовилов И.Ю.
(подпись)
«18» января 2022 г.

Ф КазНИТУ 704-21. Отзыв научного руководителя