

МИНИСТЕРСТВО НАУКИ И ВЫСШЕГО ОБРАЗОВАНИЯ РЕСПУБЛИКИ  
КАЗАХСТАН

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

Горно-металлургический институт им.О.А.Байконурова

Кафедра «Металлургия и обогащение полезных ископаемых»

6В07203 – Metallургия и обогащение полезных ископаемых

Абушахманов Айдос Кызатович

Проект обогатительной фабрики по переработке золотосодержащей руды  
месторождения «РайГородок» с производительностью 5 000 000 тонн руды в  
год

**ПОЯСНИТЕЛЬНАЯ ЗАПИСКА**  
к дипломному проекту

ОП 6В07203 – Metallургия и обогащение полезных ископаемых

Алматы 2024

МИНИСТЕРСТВО НАУКИ И ВЫСШЕГО ОБРАЗОВАНИЯ РЕСПУБЛИКИ КАЗАХСТАН

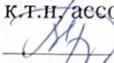
«Казахский национальный исследовательский технический университет»  
имени К.И.Сатпаева

Горно-металлургический институт имени О.А. Байконурова

Кафедра «Металлургия и обогащение полезных ископаемых»

**ДОПУЩЕН К ЗАЩИТЕ**

Заведующая кафедрой  
«Металлургия и обогащение  
полезных ископаемых»,  
к.т.н./ассоц.проф.

 М.Б. Барменшинова

« 01 » 06 2024 г.

**ПОЯСНИТЕЛЬНАЯ ЗАПИСКА**

к дипломному проекту

На тему: Проект обогатительной фабрики по переработке золотосодержащей руды  
месторождения «Райгородок» с производительностью 5 000 000 тонн руды в год

ОП 6В07203 – Metallургия и обогащение полезных ископаемых

Выполнил

Абушахманов А.К.

Рецензент,  
Заместитель начальника  
производственно-технического отдела  
ГОК «Пустынное», магистр техн. наук

 Кучербаев Б.Р.

« 3 » 06 2024 г.

Научный руководитель,  
Ассоциированный профессор,  
PhD-доктор

 Мотовилов И.Ю.

« 3 » 06 2024 г.



Алматы 2024

МИНИСТЕРСТВО НАУКИ И ВЫСШЕГО ОБРАЗОВАНИЯ РЕСПУБЛИКИ  
КАЗАХСТАН

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

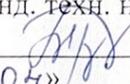
Горно-металлургический институт им.О.А.Байконурова

Кафедра «Металлургия и обогащение полезных ископаемых»

6В07203 – Metallургия и обогащение полезных ископаемых

**УТВЕРЖДАЮ**

Заведующая кафедрой «Металлургия  
и обогащение полезных ископаемых»  
канд. техн. наук, ассоц. профессор

 М.Б. Барменшинова  
« 04 » 06 2024 г.

**ЗАДАНИЕ**

**на выполнение дипломного проекта**

Обучающемуся Абушахманову Айдосу Кызатовичу

Тема: Проект обогатительной фабрики по переработке золотосодержащей руды  
месторождения «РайГородок» с производительностью 5 000 000 тонн руды в год  
Утверждена приказом ректора университета №548-П/Ө от «4» декабря 2023 г.

Срок сдачи законченной работы: «15» мая 2024 г.

Исходные данные к дипломному проекту:

Перечень подлежащих разработке в дипломном проекте вопросов:

- а) Разработка технологических решений;
- б) Выбор и расчет основного и вспомогательного оборудования;
- в) Разработка мероприятий по безопасному ведению технологических процессов.

Перечень графического материала (с точным указанием обязательных  
чертежей):

представлены \_\_\_\_\_ слайдов презентации работы

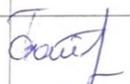
Рекомендуемая основная литература:

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

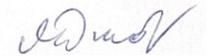
**ГРАФИК**  
подготовки дипломного проекта

Наименование разделов, перечень разрабатываемых вопросов	Сроки представления научному руководителю	Примечание
Вводная часть	01.02.2024 – 30.02.2024	
Основная часть	01.03.2024 – 30.03.2024	
Технологическая часть	01.04.2024 – 30.04.2024	
Заключение	01.05.2024 – 13.05.2024	

**Подписи**  
консультантов и норм контролера на законченный дипломный проект с указанием относящихся к ним разделов проекта

Наименование разделов	Консультанты, И.О.Ф. (уч. степень, звание)	Дата подписания	Подпись
Технологическая часть работы	Ассоц. профессор PhD-доктор Мотовилов И.Ю.	3.06.2024	
Нормоконтролер	Таймасова А.Н. магистр технических наук	04.06.2024	

Научный руководитель



Мотовилов И.Ю.

Задание принял к исполнению обучающийся



Абушахманов А.К.

Дата

« 03 » 06 2024

## АНДАТПА

Дипломдық жобаны шығару объектісінің негізі құрамында алтын кендерін өңдеу бойынша "RG Gold" компаниясының тау-кен металлургиялық кешенінің жобасы болып табылады.

Жобада байытудың технологиялық схемасы қабылданды, оған екінші және үшінші сатыларда алдын-ала елеуі қосылған үш сатылы ұсақтау, өнімдерді екі сатылы ұнтақтау және әрбір сатысында жіктеу және сорбциялық цианизация, содан кейін негізгі компонентті алу кіреді.

Тау-кен металлургия кешенінің өнімі құрамында 80% - дан астам алтын және 15% - дан кем емес күміс бар "Доре" қорытпасы болып табылады.

Жылдық өнімділігі жылына 5 000 000 тонна кен, бөліп алу дәрежесі 90%.

## АННОТАЦИЯ

За основу объекта выполнения дипломного проекта является проект горно-металлургического комплекса компании «RG Gold» по переработки золотосодержаще руды.

В проекте принята технологическая схема обогащения включающая в себя трехстадийное дробления с предварительным грохочением во второй и третьей стадии, двухстадийное измельчение с классификацией измельченных продуктов в обеих стадиях и сорбционным цианированием, с последующим извлечением основного компонента.

Продукцией горно-металлургического комплекса является сплав «Доре» с содержанием золота более 80% и серебра не менее 15%.

Годовая производительность 5 000 000 т. руды в год с извлечением 90%.

## ANNOTATION

The basis for the object of the graduation project is the project of the mining and metallurgical complex of the company "RG Gold" for the processing of gold ore.

The project adopted a technological enrichment scheme including three-stage crushing with preliminary screening in the second and third stages, two-stage crushing with classification of crushed products in both stages and sorption cyanidation, followed by extraction of the main component.

The products of the mining and metallurgical complex are the Dore alloy with a gold content of more than 80% and silver of at least 15%.

## СОДЕРЖАНИЕ

	Введение	8
1	Краткая характеристика предприятия	9
1.1	Основные проектные решения	9
2	Генеральный план, транспорт и рекультивация земель	11
2.1	Перечень зданий и сооружений. Описание планировочных решений	11
2.2	Решения по инженерным сетям и коммуникациям	11
2.3	Транспорт	12
2.4	Озеленение и благоустройство фабрики	12
2.5	Рекультивация нарушенных земель	12
3	Технология производства	13
3.1	Исходные данные и обоснования проектируемого предприятия	13
3.2	Минералогический состав руды месторождения «РайГородок»	13
3.3	Описание основных технологических процессов	15
3.3.1	Рудоподготовка и складирование	15
3.3.2	Измельчение и классификация	15
3.3.3	Цианирование измельченной руды	16
3.3.4	Регенерация активированного угля	17
3.3.5	Электролиз	17
3.3.6	Термическая реактивация угля	17
3.3.7	Сушка и плавка катодов	18
3.3.8	Обезвреживание промышленных стоков фабрики	18
3.4	Расчет технологической схемы	19
3.4.1	Расчет схемы дробления	19
3.4.2	Расчет схемы измельчения	24
3.5	Расчет водно-шламовой схемы	26
3.6	Предварительный баланс по золоту	28
3.6.1	Цианирование и сорбция хвостов гравитации руды месторождения «РайГородок»	28
3.7	Расчет потока угля в сорбции	30
3.9	Технологический расчет и выбор основного оборудования	31
3.9.1	Оборудование для дробления	31
3.9.2	Оборудование для грохочения	34
3.9.3	Оборудование для измельчения	35
3.9.4	Выбор классифицирующего оборудования	39
3.9.5	Выбор оборудования для гравитационной концентрации	42
3.9.6	Расчет пачука сорбционного выщелачивания	42
3.9.7	Оборудование для обезвоживания	43
3.10	Выбор и расчет вспомогательного оборудования	43
3.10.1	Выбор и расчет насосов	43

3.10.2	Выбор и расчет бункера	44
3.10.3	Выбор и расчет транспортеров	44
3.10.4	Выбор воздуходувок	45
3.11	Ремонтное хозяйство предприятия	45
3.12	Хвостовое хозяйство	46
3.13	Водоснабжение и канализация предприятия. Источники водоснабжения	47
3.13.1	Описание системы водоснабжения	47
3.13.2	Описание системы канализации	47
3.14	Теплоснабжение предприятия	48
	Заключение	49
	Список использованной литературы	50
	Приложение А – Спецификация к схеме цепи аппаратов	51
	Приложение Б – Схема цепи аппаратов	52

## ВВЕДЕНИЕ

В сфере развития экономики Казахстана играет ключевую роль золотодобывающая промышленность, которая должна сосредоточиться на увеличении добычи и переработке золотосодержащего сырья, а также на улучшении использования недр при соблюдении экологических норм. Достижение этих целей возможно благодаря техническому совершенствованию отрасли, включая модернизацию процессов переработки руды, открытие новых месторождений и строительство перерабатывающих заводов. Кроме того, важно стимулировать производство золота путем установления различных цен на продукцию в зависимости от содержания золота и других компонентов.

Казахстан обладает значительными запасами золота, преимущественно распределенными между средними и мелкими месторождениями. Однако большинство руд содержат невысокие концентрации золота, а также сложные для обогащения компоненты. Несмотря на это, страна занимает ведущие позиции в мире по объемам изученных запасов золота.

В данной работе представлен проект по созданию обогатительного завода для переработки золотосодержащей руды с использованием сорбционного выщелачивания на месторождении "РайГородок" с годовой производительностью 5 миллионов тонн. Обеспечение непрерывной работы завода и производства сплава "Доре" достигается за счет комплекса мероприятий, включающего в себя внедрение системы управления качеством, мотивацию персонала, модернизацию оборудования и автоматизацию технологических процессов.

## **1 Краткая характеристика предприятия**

Золотоизвлекательное предприятие, планируемое к развертыванию в Акмолинской области, предназначено для обогащения золото-кварцево-сульфидной руды с месторождения «РайГородок» на годовую производительностью 5 000 000 тонн. Оно будет обеспечено транспортной доступностью через автомобильную трассу Петропавловск-Астана .

Структура предприятия включает в себя следующие компоненты:

- 1) Приемную воронку;
- 2) Конвейерные линии;
- 3) Бункер дробленной руды;
- 4) Главный корпус;
- 5) Корпус среднего и мелкого дробления;
- 6) Прилегающая к ЗИФ лаборатория;
- 7) Вахтовый городок на 300 мест;
- 8) Административно-бытовой корпус;
- 9) Корпус приготовления реагентов;
- 10) Корпус сгущения;
- 11) Вспомогательные корпуса;
- 12) Складские помещения;
- 13) Насосная станция;
- 14) Резервуар для оборотной воды;
- 15) Резервуар для ливневых стоков.

### **1.1 Основные проектные решения**

Основная технология извлечения золота на золотоизвлекательной фабрике разработана на основе научных исследований и анализа существующего предприятия, использующего технологию сорбционного цианирования.

Объекты общей и горной инфраструктуры, которые включают в себя вахтовый поселок, пожарное депо, ремонтно-механические мастерские, объекты технической поддержки горного оборудования месторождения, склады и автозаправочный пункт.

В главном корпусе фабрики располагается оборудование для измельчения, цианирования, сорбции и элюирования, а также отделение для электролиза и плавки золота, которое часто называют "Золотой комнатой".

Главный корпус включает в себя здание с двумя мельницами, классификационным оборудованием, участком сорбции золота и регенерации активированного угля, а также электротехническую базу, сантехнические помещения и операторскую.

Перед цианированием пульпа сгущается в сгустителе , расположенном возле главного корпуса. Приготовление реагентов также происходит в главном корпусе, где имеется склад для необходимых реагентов.

Лабораторные анализы и исследования будут проводиться в лаборатории существующего предприятия. Для бытовых нужд рабочих и размещения административного персонала предусмотрено двухэтажное здание непосредственно рядом с золотоизвлекательным заводом.

Предусмотрен вахтовый городок на 300 мест с расположенной в ней столовой, прачечной, спортивного зала и библиотеки. Городок находится вне досягаемости шума и влияния технологических процессов на рабочих предприятия во время отдыха и личного досуга.

Хвостовая пульпа после сорбции, содержащая малое количество золота, направляется на очистку от цианидов и мышьяка в специальное отделение обезвоживания, также расположенное возле главного корпуса.

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

### **2.1 Перечень зданий и сооружений. Описание планировочных решений**

В соответствии с законодательством Республики Казахстан, выбранная площадка для строительства золотоизвлекательного завода учитывает законы о водных ресурсах, недрах и охране окружающей среды. Месторасположение предприятия сосредотачивается рядом с месторождением руды, что обеспечивает доступ к энергетическим и водным ресурсам. При этом строго соблюдаются санитарные нормы по выбросам вредных веществ в атмосферу. Площадка также обеспечена автомобильными и, возможно, железнодорожными магистралями.

На проектируемом предприятии размещаются следующие здания и сооружения:

- 1) Приемная воронка – 300 м<sup>2</sup>;
- 2) Конвейерные линит – 4000 м<sup>2</sup>;
- 3) Бункер силосного типа – 4500 м<sup>2</sup>;
- 4) Главный корпус – 13060 м<sup>2</sup>;
- 5) Административно-бытовой корпус – 6000 м<sup>2</sup>;
- 6) Корпус приготовления реагентов – 1200 м<sup>2</sup>;
- 7) Вспомогательные корпуса – 1200 м<sup>2</sup>;
- 8) Складские помещения – 1500 м<sup>2</sup>;
- 9) Насосная станция оборотной воды – 250 м<sup>2</sup>;
- 10) Резервуар оборотной воды – 380 м<sup>2</sup>;
- 11) Корпус среднего и мелкого дробления – 900 м<sup>2</sup>;
- 12) Площадка с козловым краном – 850 м<sup>2</sup>;
- 13) Резервуар ливневых стоков – 1000 м<sup>2</sup>;
- 14) Вахтовый городок – 1000 м<sup>2</sup>.

Общая площадь, занимаемая под строительство предприятия, составляет 40000 м<sup>2</sup>.

### **2.2 Решения по инженерным сетям и коммуникациям**

Электрический ток подводится к встроенным трансформаторным подстанциям через подземные кабели с напряжением 6/0,4 кВ. Все инженерные коммуникации размещены в проходных каналах для удобства доступа и обслуживания.

При строительстве использовано около 380 км электрических кабелей. Весь периметр фабрики обеспечен полным заземлением.

## **2.3 Транспорт**

Для перемещения дробленого сырья по предприятию используются конвейерные линии. Автомобили доставляют материалы, конструкции среднего диаметра, реагенты, оборудование, шары для мельниц и бытовые принадлежности.

На территории фабрики проложена сеть автодорог третьей категории с асфальтовым покрытием, спроектированных для обеспечения передвижения между зданиями и сооружениями на предприятии. Эти дороги также учитывают потребности в противопожарной безопасности.

## **2.4 Озеленение и благоустройство фабрики**

На территории предприятия по извлечению золота предусмотрены асфальтированные пешеходные дорожки вдоль автомагистралей и между зданиями и сооружениями. Рядом с главным сооружением установлена автостоянка для специального и личного транспорта. Незанятые участки земли используются для посадки деревьев и декоративных растений.

## **2.5 Рекультивация нарушенных земель**

В процессе строительства и эксплуатации фабрики нарушаются различные земельные участки, включая те, которые используются для общего строительного производства, сооружений, дорог и т. д.

Перед началом строительства производится удаление культурного слоя плодородной почвы с помощью бульдозера. Этот слой сохраняется в виде крупных куч и в конце строительства переносятся на нарушенные участки земли для их рекультивации и озеленения.

### 3 Технология производства

#### 3.1 Исходные данные и обоснования проектируемого предприятия

- 1) Годовая производительность – 5 000 000 т/год;
- 2) Характеристика руды – золото – сульфидно - кварцевая руда;
- 3) Максимальный кусок в питании – 700 мм;
- 4) Номинальная крупность дробленного продукта – 10 мм;
- 5) Коэффициент крепости по шкале Протоdjeяконова – 14;
- 6) Насыпная плотность руды – 2,75 т/м<sup>3</sup>;
- 7) Плотность руды – 1,6 г/т;
- 8) Влажность руды – 5 %.

Цех дробления работает 365 дня в году в 3 смены по 8 часов.

Суточная производительность цеха дробления составит:

Часовая производительность вычисляется по формуле:

$$Q_{\text{час}} = \frac{Q_{\text{г}}}{N \cdot m \cdot n \cdot K_{\text{в}}}, \text{ т/час} \quad (1)$$

где N – число рабочих дней в году;

m – число рабочих смен в сутки;

n – число рабочих часов в смену;

K<sub>в</sub> – коэффициент использования оборудования равный 0,95

$$Q_{\text{час}} = \frac{5000000}{365 \cdot 3 \cdot 8 \cdot 0,8} = 713 \text{ т/час}$$

Главный корпус работает 365 дней в году в 3 смены по 8 часов:

$$Q_{\text{час}} = \frac{5000000}{365 \cdot 3 \cdot 8 \cdot 0,95} = 600 \text{ т/час.}$$

#### 3.2 Минералогический состав руды месторождения «РайГородок»

Руды месторождения представлены минерализованными магматическими и скарнированными разнообломочными терригенными породами. В целом это типичный штокверк, обусловленный совмещением разновозрастных и разноориентированных кварц-сульфидных, кварцевых, кварц-карбонатных, кварц-калишпатовых, кварц-карбонат-хлоритовых, эпидотовых и гранат-эпидотовых прожилков. Распределение сульфидов в прожилках крайне неравномерное — от гнездовых выделений до массивных скоплений.

Минеральный состав руд месторождения не отличается большим разнообразием. Основные рудные минералы представлены пиритом и

халькопиритом. Микроскопически диагностируются золото, борнит, арсенопирит, галенит, сфалерит, блеклая руда, пирротин и молибденит. Редко встречаются субмикроскопические выделения минералов висмута и теллура. Основные нерудные минералы представлены кварцем, кальцитом, доломитом, реже сидеритом, серицитом, хлоритом. Часто в ассоциации с ними встречаются эпидот и калишпат. Некоторые структурные взаимоотношения рудных и нерудных минералов месторождения приведены на рис. 11. Пиритовая минерализация представлена разнообразно, являясь сквозной в длительном процессе рудоотложения на месторождении. Наиболее ранний кластогенный и биогенный пирит встречается в цементе терригенных пород и в углеродистокремнистых гальках конгломератов. Образование последующих генераций пирита связано со скарнированием, пропилитизацией и березитизацией. Содержание золота в мономинеральных фракциях пирита различных морфологических разностей из поздних прожилковых руд варьирует в широких пределах ( $n=100$ .  $n$  г/т). Из примесей в пирите часто присутствуют Co (до десятых долей %) и As (до 1%).

Сфалерит, галенит, блеклая руда, золото и более редкие PbAg-Bi-Te-минералы характеризуют на месторождении позднюю полисульфидную минеральную ассоциацию. Они встречаются в виде ксеноморфных и прожилковых выделений в кварц-карбонатной жильной массе либо выполняют прожилки в катаклазированных агрегатах пирита, либо замещают ранее отложенный халькопирит. Сфалерит представлен низкотемпературной клейофановой разностью с содержанием Fe 0.26—2.33 и Cd 0.26—0.69 мас. %. Блеклые руды представлены тетраэдритом (Sb — 29.6 мас. %) и реже теннантитом (As — 20.3 мас. %). Характерен частый парагенезис галенита с сульфовисмутитами меди и свинца, теллуридами и сульфотеллуридами серебра и висмута. Химический состав установленных минералов этой группы приведен в табл. 2. Для этой минеральной ассоциации часто отмечаются реакционные структуры замещения и структуры распада.

Золоторудная минерализация на месторождении Райгородок представлена исключительно самородным золотом, хотя ранее описывались и теллуриды золота: петцит, нагиагит, калаверит, сивьянит, креннерит. Свободное золото в протоlochках руд встречается редко. В виде сыпи мелких зерен и более крупных вкраплений размером до десятков микрон оно встречается в породах пропилитовой ассоциации. Зерна золота имеют комковатую или дендритовидную форму, чешуйчато-пластинчатое строение и часто содержат включения эпидота, альбита, калишпата и карбоната. Основная масса золота на месторождении связана с пиритом и халькопиритом. В пирите золото представлено в виде каплевидных, округлых или идиоморфных вкраплений размером 1—10 мкм, сетчатых, лестничных и цепочечных микропрожилков. Выделены две продуктивные ассоциации золота: 1) ранняя золото-халькопирит-пиритовая с молибденитом; 2) поздняя золото-пирит-полисульфидная с кварцем, карбонатом и Ag-Te-Bi-минералами.

Основная масса золота руд месторождения имеет светло-желтую окраску и содержит серебро в количестве 8—25 мас. %. Редко встречаются зерна с содержанием серебра — 0—3.4 мас. % (высокопробное золото) и до 33.2 мас. % (электрум). Золото участка Северный Райгородок характеризуется более широким интервалом значений пробности.

Таким образом, на месторождении золото отлагалось как на раннем этапе в виде рассеянной бедной вкрапленности, так и на позднем этапе в виде двух минеральных ассоциаций жильной золотопродуктивной сульфидно-кварцевой минерализации.

### **3.3 Описание основных технологических процессов**

#### **3.3.1 Рудоподготовка и складирование**

Исходный материал, подаваемый на щековую дробилку (ЩДП 15×21), имеет размеры кусков до 700 мм, которые дробятся до крупности не более 290 мм. После этапа крупного дробления куски руды размером 290 мм поступает на конвейерную систему, которая доставляет её на открытый склад с запасом в 285 м<sup>3</sup> (с запасом на 1 час). Далее руда транспортируется с этого склада ленточным конвейером в корпус для среднего и мелкого дробления.

На второй стадии дробления в корпусе для среднего дробления используется конусная дробилка КСД – 2200, для получения крупности не более 80 мм. Для оптимизации процесса дробления в этом корпусе устанавливается предварительный грохот ГИТ – 61А с площадью поверхности 8 м<sup>2</sup>.

Аналогичные операции выполняются в корпусе для мелкого дробления, где устанавливаются три конусные дробилки для мелкого дробления (КМД – 2200). Дробление происходит до получения крупности класса 10 мм. Перед этапом дробления устанавливаются три предварительных инерционных грохота тяжелого типа (ГСТ – 81Р) с общей площадью поверхности 24 м<sup>2</sup>.

#### **3.3.2 Измельчение и классификация**

На золотодобывающей фабрике предусмотрено двухэтапное измельчение дробленой руды. Для этого на первом и втором этапах используются шаровые мельницы с разгрузкой через решетку. Для повышения эффективности измельчения применяется замкнутый цикл с использованием гидроциклонов, где размер получаемого продукта составляет около 80% от размера частиц не более -0,074 мм.

Несмотря на интенсивный метод измельчения, золото не переходит в нижний класс крупности, так как золотины приобретают уплощенный вид, при этом все сульфиды, а также оксиды измельчаются до 10–30 микрон и в процессе обесшламливания удаляются из схемы.

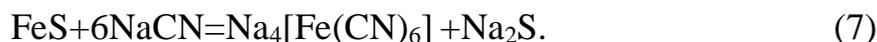
### 3.3.3 Цианирование измельченной руды

Перед процессом цианирования, концентрат сначала подвергается сгущению до содержания твердых веществ в пульпе до 40%. Затем этот концентрат направляется на цианирование в пачуки для сорбционного выщелачивания.

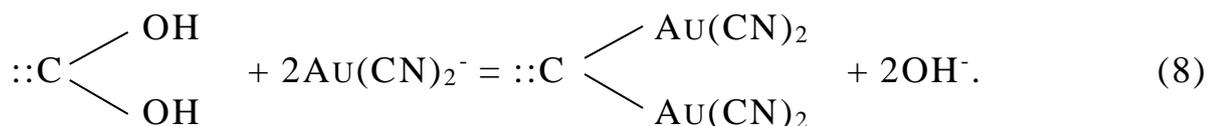
Процесс цианирования угля в пульпе включает последовательность шагов, которые должны быть строго соблюдены. Золото выщелачивается разбавленным раствором цианистых солей щелочных металлов в присутствии кислорода из воздуха. Растворенное золото немедленно абсорбируется активированным углем. В процессе цианирования золото окисляется кислородом из воздуха в форме иона  $[\text{Au}(\text{CN})_2]^-$  по химической реакции:



В золотых рудах малоактивные минералы не проявляют сильной взаимодействия с цианистыми растворами, в отличие от минералов железа и меди, которые активно взаимодействуют с цианидами и кислородом. Это приводит к побочным реакциям, которые увеличивают расход цианида, снижают эффективность извлечения золота в раствор и могут привести к "утомлению" растворов:



Для цианирования концентрата используется расход цианида, определенный на основе данных, полученных от действующей фабрики. Затем происходит процесс сорбции золота с использованием активированного угля.



Насыщенный уголь, который прошел через первый аппарат сорбции, направляется в узел десорбции и реактивации. В этом узле происходит извлечение золота из угля и электролиз элюатов. Катодные осадки,

образующиеся в процессе десорбции, подвергаются сушке и плавке в плавильном отделении для получения сплава ДОРЕ.

### **3.3.4 Регенерация активированного угля**

После сорбции золота активированный уголь проходит процесс регенерации для повторного использования. Этот процесс включает несколько этапов:

- 1 Грохочение насыщенного угля для удаления частиц щепы и илов.
- 2 Отмывка угля от остаточных загрязнений в промывочных колоннах с использованием технической воды при температуре 18°C.
- 3 Кислотная обработка с применением 3%-го раствора серной кислоты для удаления ионов цинка, частичных ионов никеля и цианидных ионов.
- 4 Нейтрализация с использованием 1%-го раствора NaOH и 5%-го раствора NaCN в водной среде.
- 5 Элюирование угля в колоннах, наполненных раствором содержащим 1% NaCN и 1% NaOH, для извлечения ртути, золота и серебра из угля.

### **3.3.5 Электролиз**

Электролиз с использованием нерастворимых анодов проводится с использованием богатого золотом элюата. Процесс осуществляется в ваннах, имеющих форму цилиндра, где катод и анод размещены концентрически и отделены перфорированным пластиковым цилиндром. Катод, выполненный в виде катушки и обмотанный коррозионностойкой сталью, находится в центре ванны, обеспечивая большую катодную поверхность для увеличения эффективности электролиза. Анод представляет собой сетку из коррозионностойкой стали и расположен снаружи перфорированного цилиндра.

Процесс электролиза выполняется в трех последовательно соединенных электролизерах. Золотосодержащий элюат подается в первый электролизер, а обеззолоченный элюат выходит из последнего. Катодный осадок периодически удаляется из ванн и направляется на плавку. Полученный после электролиза черновой металл затем разливают в слитки и отправляют на аффинаж.

### **3.3.6 Термическая реактивация угля**

Уголь подвергается термической реактивации во вращающейся печи, которая имеет диаметр 2 м и длину 10,6 м. Производительность печи составляет 0,87 тонн в час. Процесс проводится при температуре от 600 до 700 градусов Цельсия.

### **3.3.7 Сушка и плавка катодов**

Влажные катодные осадки выгружают на противень из нержавеющей стали и затем помещают в сушильный шкаф. Толщина слоя осадков на противне составляет 100-150 мм. После этого осадки переносят в камерную прокалочную печь и нагревают вместе с материалом до 500-600 градусов Цельсия в течение 2-3 часов. После сушки осадки извлекают из печи и направляют на плавку.

Плавка сухих катодных осадков осуществляется в индукционной плавильной печи с использованием графитовых тиглей. Температура плавки составляет 1200-1250 градусов Цельсия. Приготовление шихты производится путем взвешивания компонентов и последовательной загрузки в тигель катодных осадков и смеси флюсов.

После завершения плавки расплав сливают в чугунную изложницу. Затвердевший шлак и слитки сплава золота вынимают из изложницы и разделяют на границе.

Слитки золота механически очищают от шлака и других примесей, а затем на верхней плоскости каждого слитка наносят номер с помощью цифрового шрифта.

Стандартная и наиболее распространенная технологическая схема переработки катодных и цементационных осадков, получаемых на золотоизвлекательных фабриках (ЗИФ), установках кучного выщелачивания (КВ), включает две основные операции:

- прокалку (или окислительный обжиг) при  $t = 400 \div 700$  °С;
- последующую плавку на лигатурное золото.

В процессе обжига концентратов протекают полная дегидратация материала, окисление неблагородных металлов, разложение сульфидов и выгорание углерода.

В случаях, когда исходные цементационные осадки характеризуются весьма высоким содержанием цветных металлов, вводится дополнительная операция кислотного выщелачивания. Исходные осадки выщелачивают в растворе кислоты, преимущественно серной, с переводом в раствор основной доли меди, цинка и других неблагородных металлов. Отфильтрованные и отмытые осадки затем обжигают и плавят

### **3.3.8 Обезвреживание промышленных стоков фабрики**

Хвосты цианирования, содержащие свободный цианид, комплексные цианиды железа, меди и цинка, представляют собой один из видов экологически опасных стоков, выделяемых золотоизвлекательной фабрикой.

Обезвреживание цианидных стоков осуществляется путем использования газообразного хлора и известкового молока.

### 3.4 Расчет технологической схемы

#### 3.4.1. Расчет схемы дробления

На проектируемой золотодобывающей фабрике применяется трехстадиальная схема дробления с предварительным грохочением на второй и третьей стадиях. Этот выбор обоснован следующими параметрами:

- Исходная крупность руды составляет 700 мм, а требуемая конечная крупность - 10 мм.
- Крепость руды по шкале Протоdjeяконова составляет 14.
- Плотность руды составляет 2,75 г/т, а насыпная плотность - 1,6 г/т.
- Влажность руды - 5%.

С учетом этих данных становится очевидно, что невозможно достичь требуемой крупности класса 10 мм за две стадии дробления. В связи с этим на третьей стадии дробления устанавливается дробилка КМД, что исключает необходимость установки поверочного грохочения дробленой руды.

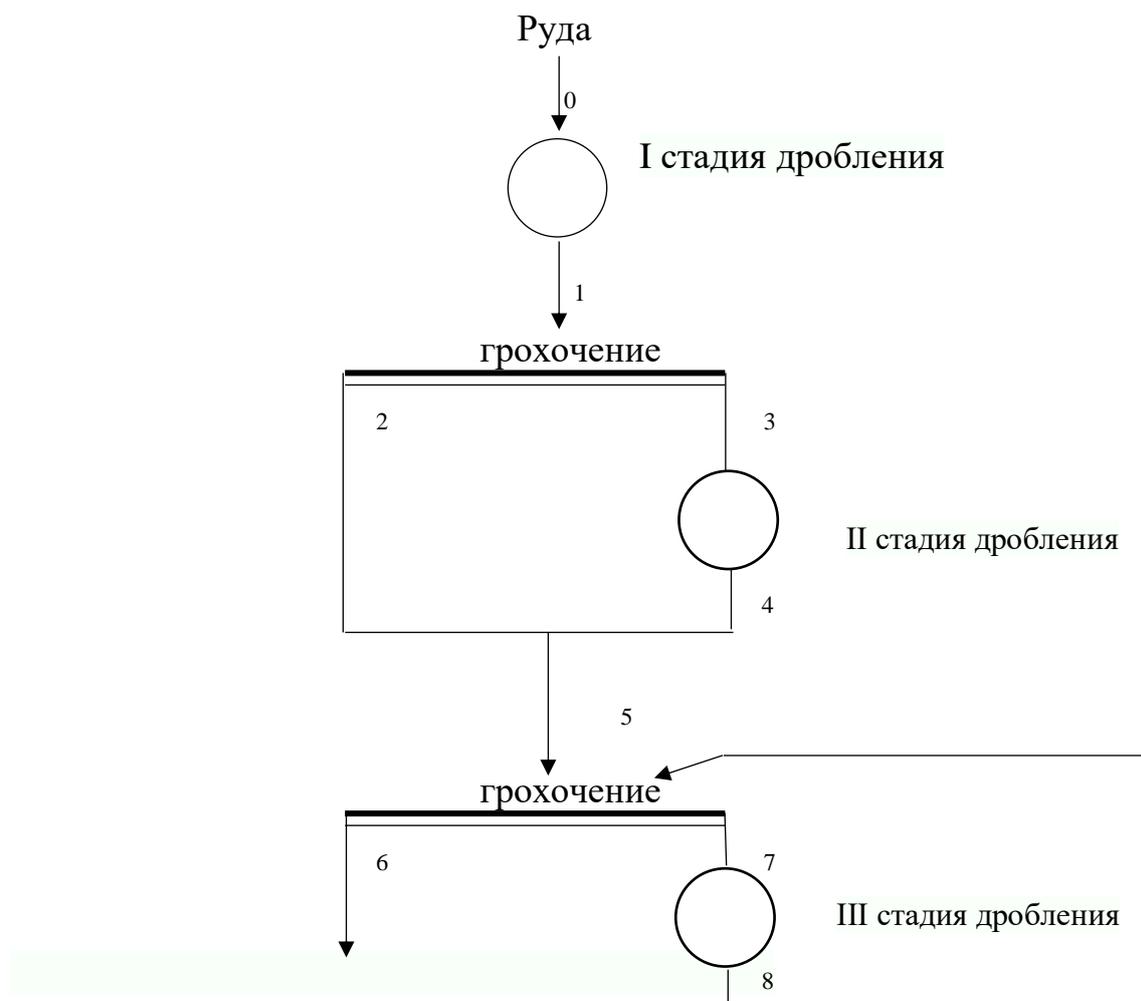


Рисунок 3.1 – Проектируемая схема дробления.

Рассчитываем схему дробления.

Общая степень дробления будет равна:

$$S_{\text{общ}} = \frac{D_{\text{max}}}{d_{\text{ном}}} = \frac{700}{10} = 70 \text{ мм};$$

Частные степени дробления будут равны:

$$S_{\text{общ}} = 70;$$

$$S_{\text{I}} = 2,41;$$

$$S_{\text{II}} = 3,63;$$

$$S_{\text{III}} = 8.$$

Номинальная крупность продуктов дробления равна:

$$\text{после I стадии } d_1 = D_{\text{max}}/S_{\text{I}} = 700/2,41 = 290 \text{ мм};$$

$$\text{после II стадии } d_2 = d_1/S_{\text{II}} = 290/3,63 = 80 \text{ мм};$$

$$\text{после III стадии } d_3 = d_2/S_{\text{III}} = 80/8 = 10 \text{ мм}.$$

Размер щелей дробилок равен:

$$i_1 = d_1/Z_1 = 290/1,5 = 193 \text{ мм};$$

$$i_2 = d_2/Z_2 = 80/2,1 = 38 \text{ мм};$$

где  $Z$  – относительная максимальная крупность куска разгрузочной щели выраженная в долях единицах и принимается исходя из крепости руды для определенных типов дробилок.

Для первой стадии дробления выбираем дробилку ЩДП-1500×2100. Часовая производительность цеха дробления равна 713 т/час. Производительность дробилки составляет 250,2 т/час. Коэффициент загрузки равен 0,8.

Таблица 3.2 – Типовая характеристика крупности продукта 0 ( $d_{\text{н}}=290$  мм,  $i_{\text{р}}=193$  мм).

Определяемый класс, в долях	Крупность класса, мм	Выход класса по «+», %	Выход класса по «-», %
$0,2 \cdot i_{\text{р}}$	38,5	85	15
$0,4 \cdot i_{\text{р}}$	77	70	30
$0,8 \cdot i_{\text{р}}$	154	40	60
$1,2 \cdot i_{\text{р}}$	231	15	85
$Z_1 \cdot i_{\text{р}}$	290	5	95

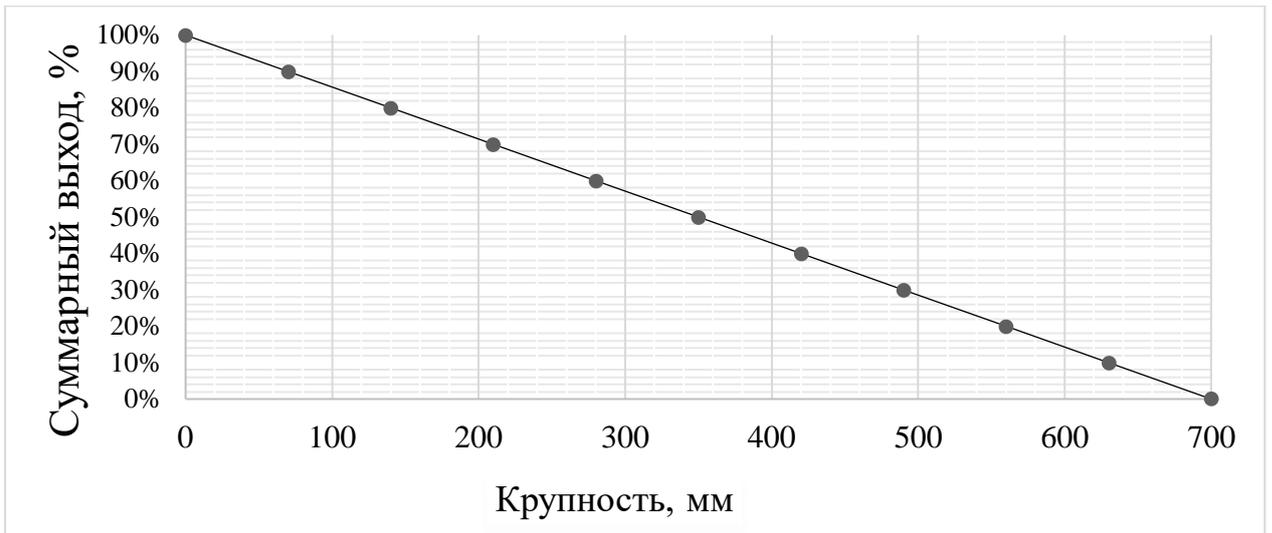


Рисунок 3.2 – Характеристика крупности исходной руды

Для второй стадии дробления используется конусная дробилка среднего дробления КСД-2200-Гр. Отсеваемый класс  $d_{II}$  равен 80 мм. Содержание отсеваемого класса в продукте 4 составляет  $\beta_4^{-80}=34\%$ . Массу отсеваемого класса находим по формуле:

$$Q_5 = Q_4 \cdot \beta_4^{-80} \cdot E_{II}, \text{ т/час}, \quad (9)$$

где  $E_{II}$  – эффективность грохочения II стадии дробления, равная 0,8.

$$Q_5 = 713 \cdot 0,34 \cdot 0,8 = 194 \text{ т/час.}$$

Загрузка дробилки составит:

$$Q_6 = Q_4 - Q_5 \text{ т/час} \quad (10)$$

$$Q_6 = 713 - 194 = 519 \text{ т/час.}$$

Размер разгрузочного отверстия дробилки  $i_p$  равен 38 мм. Производительность дробилки КСД-2200-Гр равна 683 т/час.

Устанавливаем дробилку во II стадии дробления в количестве 1 шт.

Коэффициент загрузки равен 0,76.

Таблица 3.3 – Расчетная характеристика крупности продукта 1

Крупность класса, мм	Расчетный выход класса по «-», %	Выход класса по «+», %
38,5	$\beta_1^{-38,5} = \beta_0^{-38,5} + b_0^{+193} \cdot \beta_0^{-38,5} = 4,5 + 0,73 \cdot 15 = 15,5$	84,5
77	$\beta_1^{-77} = \beta_0^{-77} + b_0^{+193} \cdot \beta_0^{-77} = 11 + 0,73 \cdot 30 = 33$	67
154	$\beta_1^{-154} = \beta_0^{-154} + b_0^{+193} \cdot \beta_0^{-154} = 22 + 0,73 \cdot 60 = 66$	34

Продолжение Таблицы 3.3

Крупность класса, мм	Расчетный выход класса по «-», %	Выход класса по «+», %
231	$\beta_1^{-231} = \beta_0^{-231} + b_0^{+231} \cdot \beta_0^{-231} = 33 + 0,67 \cdot 85 = 90$	10
290	$\beta_1^{-290} = \beta_0^{-290} + b_0^{+290} \cdot \beta_0^{-290} = 42 + 0,58 \cdot 95 = 97$	3

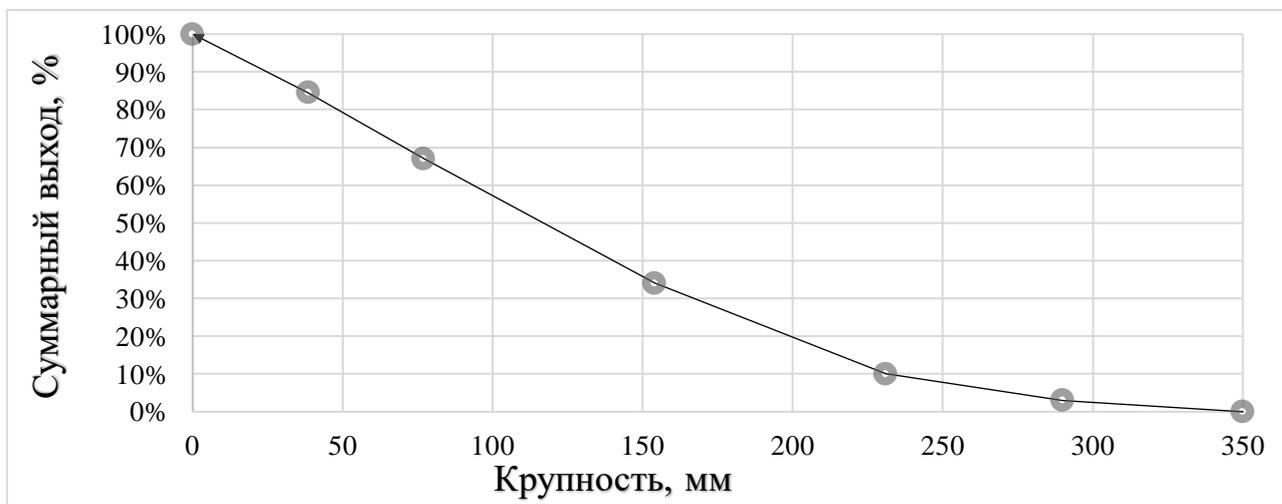


Рисунок 3.3 – Характеристика крупности продукта 1

Для третьей стадии дробления устанавливаем конусную инерционную дробилку КМД-2200 в количестве 3 шт.. Отсеиваемый класс  $d_H$  равен 10 мм. Масса отсеиваемого класса равна 243 т/час. Производительность дробилки составляет 490 т/час.

Массу отсеиваемого класса находим по формуле:

$$Q_5 = Q_4 \cdot \beta_{11}^{-10} \cdot E_{III}, \text{ т/час}, \quad (11)$$

где  $E_{III}$  – эффективность грохочения III стадии дробления, равная 0,8.

$$Q_5 = 713 \cdot 0,34 \cdot 0,8 = 194 \text{ т/час.}$$

Загрузка дробилки составит:

$$Q_6 = Q_4 - Q_5 \text{ т/час} \quad (12)$$

$$Q_6 = 713 - 194 = 519 \text{ т/час.}$$

Размер разгрузочного отверстия дробилки  $i_p$  равен 38 мм. Производительность дробилки КСД-2200-Гр равна 683 т/час.

Устанавливаем дробилку во II стадии дробления в количестве 1 шт. Коэффициент загрузки равен 0,76.

Устанавливаем в количестве 3 шт. Коэффициент загрузки равен 0,85.

Таблица 3.4 – Типовая характеристика крупности продукта 4 (d<sub>П</sub>=80 мм.)

Определяемый класс, в долях	Крупность класса, мм	Выход класса по «+», %	Выход класса по «-», %
0,2· d <sub>П</sub>	16	66	34
0,4· d <sub>П</sub>	32	42	58
0,8· d <sub>П</sub>	48	23	77
1,2· d <sub>П</sub>	64	10	90
1,0· d <sub>П</sub>	80	5	95

Таблица 3.5 – Расчетная характеристика крупности продукта 5

Крупность класса, мм	Расчетный выход класса по «-», %	Выход класса по «+», %
16	$\beta_5^{-16} = \beta_1^{-16} + b_1^{+38} \cdot \beta_4^{-16} = 5 + 0,87 \cdot 34 = 34,5$	65,5
32	$\beta_5^{-32} = \beta_1^{-32} + b_1^{+38} \cdot \beta_4^{-32} = 13 + 0,87 \cdot 58 = 63,5$	36,5
48	$\beta_5^{-48} = \beta_1^{-48} + b_1^{+48} \cdot \beta_4^{-48} = 19 + 0,81 \cdot 77 = 81,5$	19,5
64	$\beta_5^{-64} = \beta_1^{-64} + b_1^{+64} \cdot \beta_4^{-64} = 26 + 0,74 \cdot 90 = 92,5$	7,5
80	$\beta_5^{-80} = \beta_1^{-80} + b_1^{+80} \cdot \beta_4^{-80} = 34 + 0,66 \cdot 95 = 97$	3

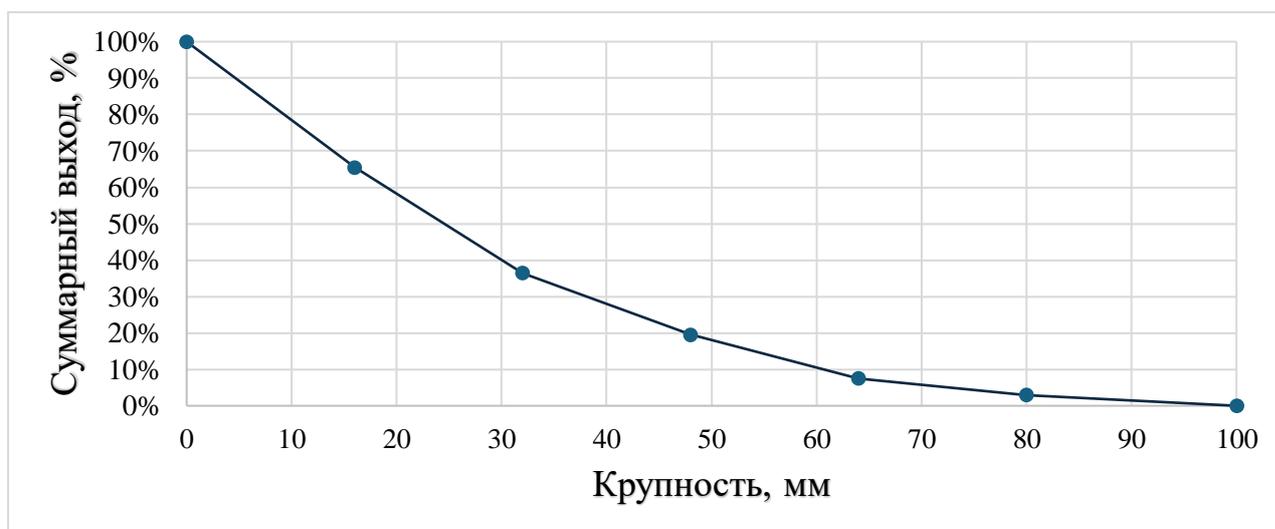


Рисунок 3.4 – Характеристика крупности продукта 5

Таблица 3.6 – Результаты расчета схемы дробления

Показатели	Стадии дробления		
	I	II	III
Крупность максимальных кусков в питании, мм	700	290	75
Ширина разгрузочной щели дробилки, мм	193	75	10
Требуемая производительность, т/ч	713	713	713

### 3.4.2 Расчет схемы измельчения

На проектируемой фабрике для цеха измельчения производительность равна:

$$Q_{\text{сут}}=14400 \text{ т/сут};$$

$$Q_{\text{час}}=600 \text{ т/час}.$$

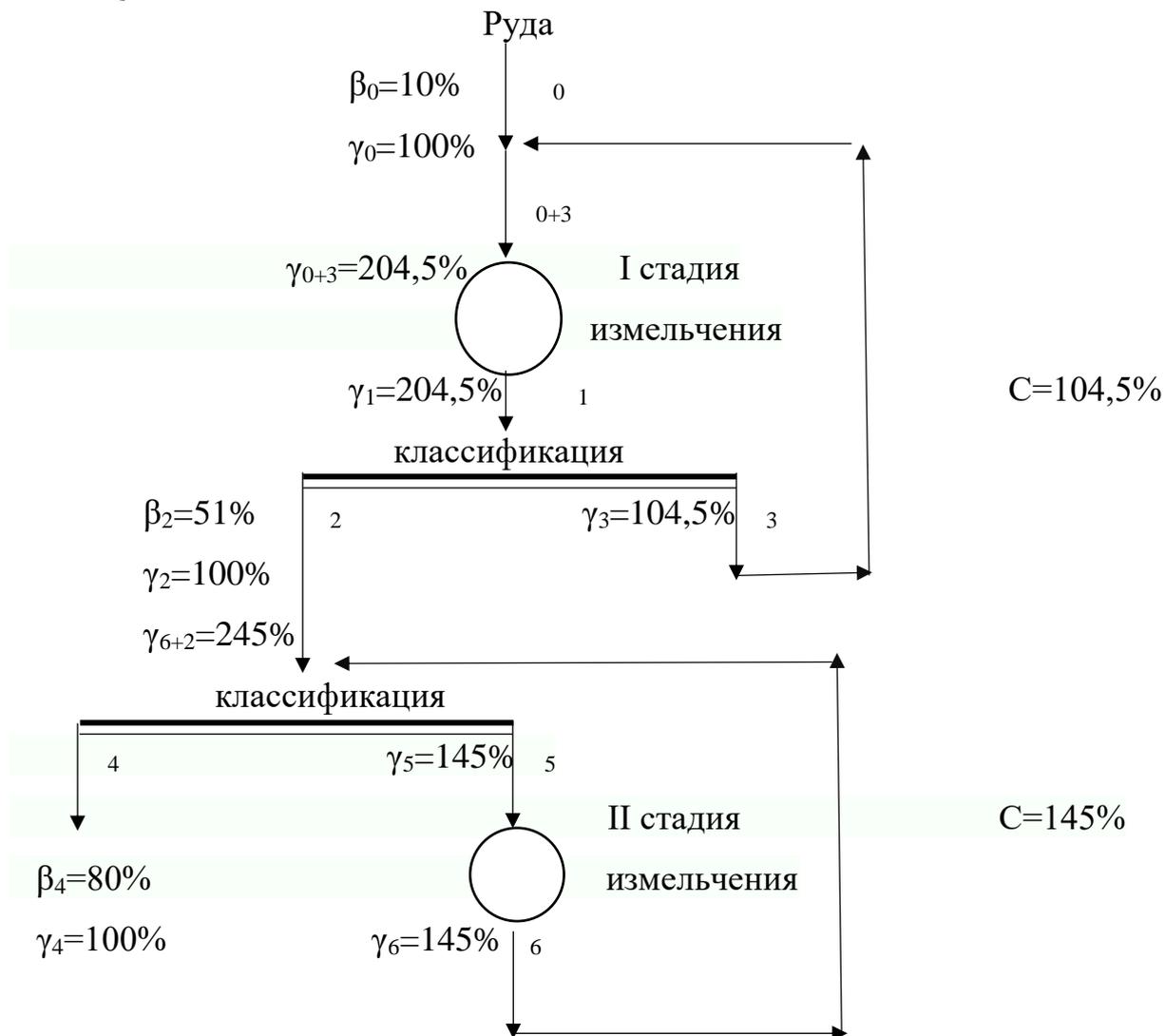


Рисунок 3.5 – Схема измельчения

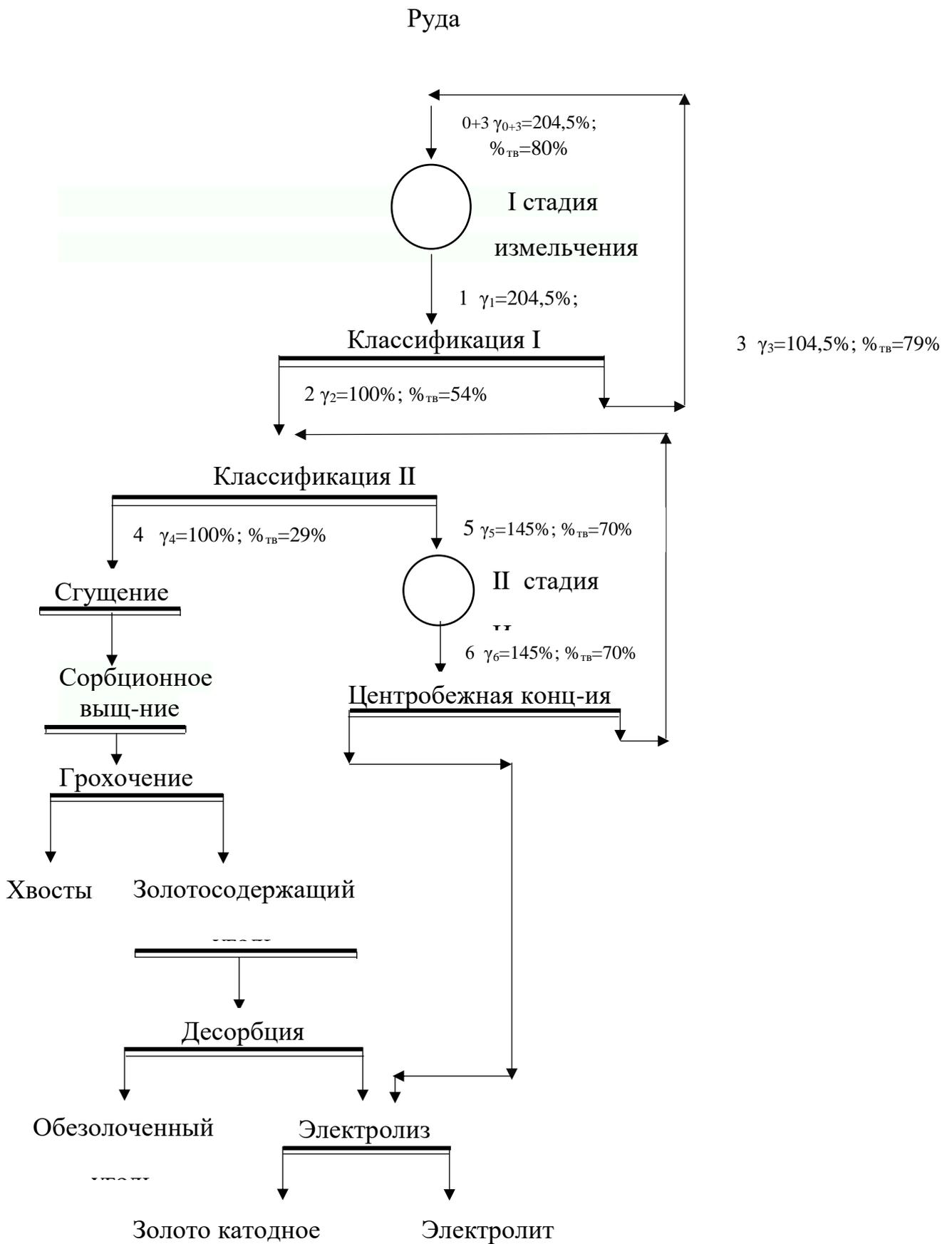


Рисунок 3.6 – Принципиальная схема переработки руды месторождения РайГородок

### 3.5 Расчет водно-шламовой схемы

Водно-шламовая схема разработана с учетом производительности главного корпуса в 600 тонн в час. Выходные и содержательные параметры твердых отходов представлены на Рисунке 6. Для удобства решения задачи водно-шламовой схемы проведем пересчет в таблицу значения продуктов.

Таблица 3.7 – Значения продуктов измельчения

Содержание класса –74 мкм, %	Выход продукта, %	Масса продукта, т/ч	Содержание твердого, %	Масса воды в продукте, т/ч	Объем пульпы, м <sup>3</sup> /ч
10	100	600	95	31,5	249,7
28	204,5	1227	80	306,8	753
51	100	600	54	511	729,2
6	104,5	627	79	166,7	394,7
80	100	600	29	1469	1687,2
20	145	870	70	372,9	689,3
40	145	870	70	372,9	689,3

Таблица 3.8 – Баланс воды водно – шламовой схемы

ПОСТУПАЕТ		ВЫХОДИТ	
Наименование продуктов	Масса продукта в, т/ч	Наименование продуктов	Масса продуктов, т/ч
Вода с рудой	31,5	Вода со сливом гидроциклона–II	1469
Вода в измельчение I стадии	108,6		
Вода в классификацию I стадии измельчения	370,9		
Вода в классификацию II стадии измельчения	958		
Вода в измельчение II стадии	0		
Итого	1469	Итого	1469

Таблица 3.9 – Водно – шламовая схема

ПОСТУПАЕТ						ВЫХОДИТ					
Наименование продуктов	Выход, %	Масса твердого, т/ч	Содержание твердого, %	Масса воды, т/ч	Объем пульпы, м <sup>3</sup> /ч	Наименование продуктов	Выход, %	Масса твердого, т/ч	Содержание твердого, %	Масса воды, т/ч	Объем пульпы, м <sup>3</sup> /ч
I. Измельчение I стадии											
Руда	100	600	95	31,5	249,7	Слив мельницы -1	204,5	1227	80	306,8	753
Пески гидроциклона- I	104,5	627	79	166,7	394,7						
Вода	-	-	-	108,6	108,6						
Итого	204,5	1227	80	306,8	753	Итого	204,5	1227	80	306,8	753
II. Классификация I стадии измельчения											
Слив мельницы I стадии	204,5	1227	80	306,8	753	Слив гидроциклона-1	100	600	54	511	729,2
Вода	-	-	-	370,9	370,9	Пески гидроциклона-1	104,5	627	79	166,7	394,7
Итого	204,5	1227	64,4	677,7	1123,9	Итого	204,5	1458,1	64,4	677,7	1123,9
III. Классификация II стадии измельчения											
Слив гидроциклон - I	100	600	54	511	729,2	Слив гидроциклона– II	100	600	29	1469	1687,2
Слив мельницы II стадии	145	870	70	372,9	689,3	Пески гидроциклона– II	145	870	70	372,9	689,3
Вода	-	-	-	958	958	-	-	-	-	-	-
Итого	245	1470	44,4	1841,9	2376,5	Итого	245	1470	44,4	1841,9	2376,5
IV. Измельчение II стадии											
Пески гидроциклона–II	145	870	70	372,9	689,3	Слив мельницы II стадии	145	870	70	372,9	689,3
Вода	-	-	-	0	0						
Итого	145	870	70	372,9	689,3	Итого	145	870	70	372,9	689,3

### 3.6 Предварительный баланс по золоту

По данным основных показателей месторождения Ашиктас составим предварительный баланс по золоту.



Рисунок 3.7 – Схема обогащения руд месторождения «РайГородок»

Таблица 3.10 – Предварительный металлургический баланс по золоту руды месторождения РайГородок

Наименование продуктов	Выход		Содержание золота, г/т	Масса золота, г	Масса золота в сутки	Извлечение золота, %
	%	т				
Грави.конц-т	0,225	1,60425	200	320,85	7700,4	30
Хвосты	99,775	711,39575	1,05237	748,651	17 967,6	70
Руда	100	713	1,5	1069,5	25668	100

#### 3.6.1 Цианирование и сорбция хвостов гравитации руды месторождения «РайГородок»

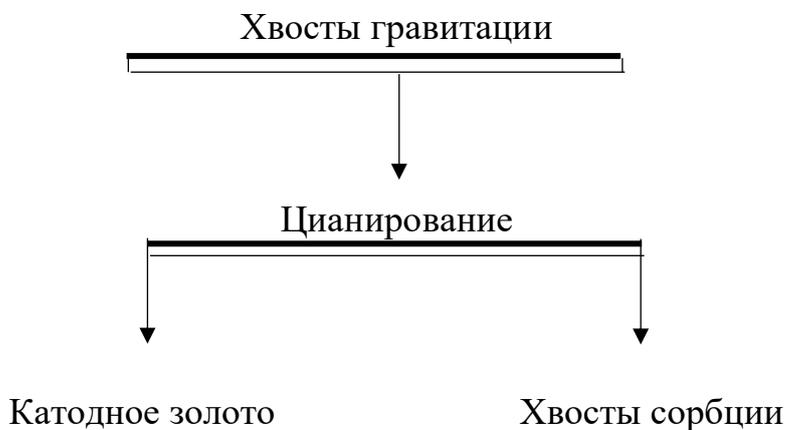


Рисунок 3.8 – Схема извлечения золота руды месторождения «РайГородок»

На проектируемой золотоизвлекательной фабрики, чтобы рассчитать конечный металлургический баланс необходимы следующие исходные данные:

Производительность по твердому 713 т/час;

Содержание золота в руде 1,5г/т;

Содержание золота в хвостах гравитации 1,0527 г/т;

Содержание золота в хвостах сорбции хвостов гравитации 0,1 г/т;

Содержание золота в жидкой фазе хвостов сорбции 0,01 г/т;

Плотность пульпы в сорбции 45%;

Растворится золота из хвостов гравитации:

$$711,39575 \cdot (1,05237 - 0,1) = 677,512 \text{ г};$$

Потери растворенного золота в жидкой фазе общих хвостов сорбции составит:

$$\frac{711,39575 \cdot (100 - 45)}{45} \cdot 0,01 = 8,7 \text{ г};$$

Сорбируется золота на уголь  $677,512 - 8,7 = 668,812$ г.

Таблица 3.11 – Окончательный баланс по золоту

Наименование продуктов	Выход		Содержание золота, г/т	Масса золота, г/т	Масса золота в сутки, г	Распределение золота, %
	%	т				
Извлекается:						
С гравитационном к-том	0,225	1,60425	200	320,85	7700,4	30
Сорбция на угле	–	–	–	668,812	16051,49	62,5
Теряется:						
С хвостами сорбции	99,775	711,39575	0,1	71,139575	1707,35	6,65
С жидкой фазой хвостов сорбции	–	–	–	8,7	208,8	0,85
Руда	100	713	1,5	1069,5	25668	100

### 3.7 Расчет потока угля в сорбции

$$Q \cdot (\alpha_0 - \alpha_{\text{хв}}) = q(a_{\text{н}} - a_{\text{от}}) \cdot \delta_{\text{н}}, \text{ л/час}; \quad (13)$$

где  $Q$  – количество твердого, т/час;  
 $\alpha_0, \alpha_{\text{от}}$  – содержание золота в твердой фазе в исходном и хвостах сорбции, г/т;  
 $q$  – поток угля, л/ч;  
 $a_{\text{н}}, a_{\text{от}}$  – емкость насыщенного и отрегенированного угля, мг/г;  
 $\delta_{\text{н}}$  – насыпная плотность угля.

Принимается:

$$\begin{aligned} Q &= 713 \text{ т/час}; & a_{\text{н}} &= 3,5 \text{ мг/г}; \\ \alpha_0 &= 1,05237 \text{ г/т}; & a_{\text{от}} &= 0,15 \text{ мг/г}; \\ \alpha_{\text{хв}} &= 0,1 \text{ г/т}; & \delta_{\text{н}} &= 0,51 \text{ кг/л} \end{aligned}$$

$$q = \frac{713 \cdot (1,05237 - 0,1)}{(3,5 - 0,15) \cdot 0,51} = 397,45 \text{ л/ч, или}$$

$$q = \frac{397,45}{1000} = 0,39745 \text{ м}^3/\text{ч} \text{ и } 9,5388 \text{ м}^3/\text{сут.}$$

Промышленность выпускает пачуки с рабочим объёмом 16 м<sup>3</sup>. Принимаем решение - установить пачуки в 2 линии размером ДхН = 2,2 x 3,7 в количестве – 3 · 2 = 6 шт.

Процесс обезвреживания цианистых промышленных отходов на предприятии осуществляется путем применения газообразного хлора и известкового молока. При этом, через взаимодействие с известковым молоком, образуется гипохлорид кальция,



который далее используется для окисления цианидов.



Сначала готовится раствор гипохлорида кальция, который затем дозируется в специальный резервуар, где происходит обработка цианистых хвостов. Гипохлорид кальция воздействует на цианиды, превращая их в соответствующие продукты безопасной реакции.

Полученный результат включает в себя гидроксиды металлов и аммиак, которые являются менее опасными соединениями по сравнению с цианидами. Лишний хлор используется для окисления образовавшихся цианидов или гидролиза, чтобы обеспечить полную нейтрализацию опасных соединений.

Расчеты показывают, что для данного процесса потребуется определенное количество хлора, учитывая коэффициент избытка, что гарантирует эффективное превращение цианидов и безопасную обработку промышленных отходов.

Расход хлора составляет 710 кг. С учетом коэффициента избытка 1,1 расход хлора составит 780 кг. На одну тонну руды расход жидкого хлора составит 1,3 кг.

### 3.9 Технологический расчет и выбор основного оборудования

#### 3.9.1 Оборудование для дробления

На проектируемой золотоизвлекательной фабрике для первичной стадии дробления выбрана щековая дробилка крупного типа (ЩДП – 15×21) с максимальным диаметром материала  $D_{max} = 700$  мм и плотностью материала  $\delta_n = 1,6$  г/т.

Основные параметры дробилки указаны в «таблице 3.10».

Таблица 3.12 – Основные параметры дробилки ЩДП

Типоразмер дробилки	$D_{max}$ в питании, мм	Номинальная ширина разгрузочного отверстия, мм	Пределы регулирования разгрузочного отверстия, мм	Изменение производительности, м <sup>3</sup> /ч	Мощность двигателя, кВт	Масса дробилки, т
ЩДП-1500×2100	1200	180	135–225	450-750	250	250,2

Поправочные коэффициенты для условия дробления:

$$K_f = 1,0; K_k = 1,0; K_w = 1,0;$$

$$Q_p = Q_0 / 0,85; \quad (16)$$

где  $Q_p$  – расчетная производительность;

$Q_0$  – часовая производительность цеха дробления.

$$Q_{сут} = \frac{Q_{год}}{365}, \text{ т/сут} \quad (17)$$

$$Q_{\text{сут}} = \frac{5000000}{365} = 13\,698,63 \text{ т/сут}$$

Разгрузочное отверстие дробилки определяется по формуле:

$$i_p = i_{\min} + \frac{Q_p \cdot K_f \cdot K_k \cdot K_w \cdot \delta_n \cdot q_{\min}}{(q_{\max} \cdot q_{\min}) \cdot K_f \cdot K_k \cdot K_w \cdot \delta_n} \cdot (i_{\max} - i_{\min}), \text{ мм} \quad (18)$$

принимает равным  $i_p = 193$  мм.

Чтобы определить подходящий коэффициент загрузки определим расчетную производительность. Она определяется по формуле:

$$Q_p = K_f \cdot K_k \cdot K_w \cdot [q_{\min} + \frac{q_{\max} - q_{\min}}{i_{\max} - i_{\min}} \cdot (i_p - i_{\min})] \cdot \delta_n, \text{ т/ч}, \quad (19)$$

$$Q_p = 1 \cdot 1 \cdot 0,95 \cdot [450 + \frac{750 - 450}{225 - 135} \cdot (235 - 193)] \cdot 1,6 = 891 \text{ т/ч},$$

находим коэффициент загрузки:

$$K_z = 713/891 = 0,80.$$

Устанавливается в количестве 1 шт.

Для среднего дробления применима конусная дробилка среднего дробления (КСД – 2200 Гр). Параметры указаны в «таблице 3.11».

Таблица 3.13 – Основные параметры дробилки КСД

Типоразмер дробилки	Ширина приемной щели (В), мм	Наибольший размер куска в питании, мм	Диаметр основания дробящего конуса, мм	Размер разгрузочной щели, мм	Производительность, м <sup>3</sup> /ч	Мощность двигателя, кВт	Масса дробилки, т
КСД – 2200 – Гр	350	300	2200	30 – 60	80 – 120	75	23,2

Для дробилки КСД – 2200 – Гр рассчитываем размер разгрузочного отверстия по формуле:  $i_p = d_2/Z_2$ ,  $d_2 = 80$  мм,  $Z_2 = 2,1$ , отсюда следует, что  $i_p = 80/2,1 = 38$  мм. Расчетную производительность конусной дробилки находим аналогично, как для щековой дробилки.

$$Q_p = 1 \cdot 1 \cdot \left[ 360 + \frac{610 - 30}{60 - 30} \cdot (38 - 30) \right] \cdot 1,6 = 682,6 \text{ т/ч.}$$

Коэффициент загрузки равен 0,76, устанавливается в количестве 1 шт.

Для мелкого дробления, где  $d_n = 10$  мм, устанавливается конусная дробилка (КМД – 2200). Параметры дробилки приведены в «таблице 3.12».

Таблица 3.14 – Основные параметры дробилки КМД

Типоразмер	Производительность, м <sup>3</sup> /ч	Крупность исходного питания, мм	Номинальная крупность исходного продукта, мм	Мощность двигателя, кВт	Масса, т
КМД-2200	220-260	110	10-20	250	87,7

#### Расчет нагрузок на дробилку КМД-2200

Для дробилки КМД–2200–Гр по таблице А.2 приложения А для  $i_p = 10$  мм номинальная крупность продукта в разгрузке дробилки составит  $d_n = 38$  мм. Отношение  $a_{ш}/d_n = 10/30 = 0.33$ . Выход класса с таким соотношением составит 50 %, т.е.  $\beta_{11}^{-10} = 50$  %;

по характеристике крупности продукта  $8 - \beta_8^{+12} = 75$  %.

Тогда по формуле :

$$Q_{8C} = 713 \cdot (1/0,8 + 75/50) = 1961 \text{ т/ч.}$$

Загрузка дробилки составит  $Q_{10} = 1961 - 713 = 1244$  т/ч;

Расчетная производительность дробилки КМД – 2200 рассчитывается по формуле:

$$Q_p = K_c \cdot K_f \cdot [q_{\min} + (q_{\max} - q_{\min} / i_{\max} - i_{\min}) \cdot (i_p - i_{\min})] \cdot \delta_n \quad (20)$$

$$Q_p = 1,39 \cdot 1 \cdot (220 + 220 - 160 / 20 - 10 \cdot (10 - 10)) \cdot 1,6 = 489,3 \text{ т/ч.}$$

Кол-во дробилок:  $N = 1244 / 489,3 = 3$  шт.

Коэф-т загрузки:  $K_3 = 1244 / (489,3 \cdot 3) = 0,85$

Принимаем 3 дробилки КМД-2200-Гр с  $K_3 = 0,85$

### 3.9.2 Оборудование для грохочения

Для среднего и мелкого грохочения принимаются к установке вибрационные грохоты тяжелого типа. Площадь грохотов рассчитывается по формуле:

$$F_p = \frac{Q_{p \text{ др}}}{q_0 \cdot \delta_n \cdot K \cdot L \cdot M \cdot N \cdot O \cdot P}, \text{ м}^2 \quad (21)$$

где  $Q_{p \text{ др}}$  – расчетная производительность цеха дробления, равная 132 т/ч;  
 $q_0$  – удельная производительность грохотов на  $1 \text{ м}^2$  поверхности сита,  $\text{м}^3/\text{м}^2 \cdot \text{ч}$ ;

$K$  – 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.

Расчетная производительность грохотов рассчитывается по формуле:

$$Q_p = q_0 \cdot F_p \cdot \delta_n \cdot K \cdot L \cdot M \cdot N \cdot O \cdot P, \text{ т/ч.} \quad (22)$$

Расчет все рабочей площади сита рассчитывается следующим образом:

1) при расчете схемы дробления определяется размер отверстий сетки грохота, где  $a_2=80$  мм,  $q_0=55$  т/( $\text{м}^3 \cdot \text{ч}$ );

2) все поправочные коэффициенты табличные значения:  $K_k=80/2=40$  мм,  $\beta_1^{-40} = 15\%$ ;  $K=0,55$ ;

3) для коэффициента  $L$ ,  $a=80$  мм,  $\beta_1^{+80}=66\%$ ,  $L=1,46$ ;

4) значение коэффициента  $M$  принимается исходя из эффективности грохочения, которое равно 80%,  $M=1,35$ ;

5) для коэффициентов  $N$ ,  $O$ ,  $P$  значение равно 1, т.к. эффективность грохочения составляет 80%.

$$F_p = \frac{713}{55 \cdot 1,6 \cdot 0,55 \cdot 1,46 \cdot 1,35 \cdot 1 \cdot 1 \cdot 1} = 7,48 \text{ м}^2.$$

Наиболее подходящий грохот для этой площади ГИТ – 61А,  $F=8 \text{ м}^2$ .

Производительность этого грохота составит:

$$Q_p = 55 \cdot 8 \cdot 1,6 \cdot 0,55 \cdot 1,46 \cdot 1,35 \cdot 1 \cdot 1 \cdot 1 = 1187 \text{ т/ч}$$

Для мелкого дробления грохот рассчитывается аналогично, при  $a=10$  мм,  $q_0=19$  т/(м<sup>3</sup>·ч);  $K=0,65$  при содержании класса  $\beta_4^{-5}=22,5\%$ , где  $10/2=5$  мм.  $L=1,3$  при содержании класса  $\beta_4^{+10}=59\%$ . Эффективность грохочения для мелкого дробления составит 80%, исходя из этого  $M=1,35$ ; а  $N, O, P=1$ .

$$F_p = \frac{1961}{19 \cdot 1,6 \cdot 0,65 \cdot 1,3 \cdot 1,35 \cdot 1 \cdot 1 \cdot 1} = 57 \text{ м}^2.$$

Принимаем к каждой дробилки КМД по одному грохоту:

$$F_p/N = 57/3 = 19 \text{ м}^2$$

К установке принимаем 3 грохота ГСТ – 81Р,  $F=24$  м<sup>2</sup>.

По одному на каждую дробилку КМД-2200

### 3.9.3 Оборудование для измельчения

На золототзвлекательной фабрике используются шаровые мельницы с разгрузкой через решето на первой и второй стадиях измельчения, опираясь на удельную производительность при расчете их характеристик.

За эталонную мельницу принимаем мельницу МШР – 32×31 Зырянской обогатительной фабрики со следующими данными:

- 1) крупность питания мельницы рудой равна 16 мм;
- 2) крупность измельчения руды в первой стадии равна 50% класса – 0,074 мм;
- 3) крупность измельчения руды во второй стадии равна 85% класса – 0,074 мм;
- 4) крепость руды по шкале М. Протоdjяконова равна 10;
- 5) удельная производительность мельницы первой стадии равна 1,73 т/(м<sup>3</sup>·ч), а во второй стадии равна 1,27 т/(м<sup>3</sup>·ч) (для мельницы МШЦ – 21×30).

Данные проектируемого предприятия нужные для расчета:

- 1) часовая производительность измельчительного передела равна 600 т/ч;
- 2) крупность питания мельницы равна 10 мм;
- 3) крупность измельчения руды в первой стадии равна 51% класса – 0,074 мм;
- 4) крупность измельчения во второй стадии равна 80 % класса – 0,074 мм;
- 5) крепость руда по шкале М. Протоdjяконова равна 14;
- 6) содержание класса – 0,074 мм в дробленной руде составляет 10%.

В начале найдем типоразмеры сравнительных мельниц по ориентировочному объему ( $V_{op}$ ):

$$V_{op} = Q_0 / (2,5 \div 3), \text{ м}^3 \tag{13}$$

$$V_{op} = 600 / (2,5 \div 3) = 240 \div 200 \text{ м}^3.$$

Для сравнения рассчитываем 4 мельницы приближенные по номинальному объему барабана. Основные параметры мельниц указаны в «таблице 3.13».

Таблица 3.15 – Основные параметры шаровых мельниц с разгрузкой через решетку

Типоразмер мельниц	Номинальный объем барабана, м <sup>3</sup>
МШР – 4500×6500	86
МШР – 4500×6700	91
МШР – 5500×6500	141
МШР – 6000×8000	208

Для каждой мельницы рассчитываем удельную производительность по формуле:

$$q_{-74}=q_{\text{э}} \cdot K_{\text{И}} \cdot K_{\text{К}} \cdot K_{\text{Т}} \cdot K_{\text{D}} \cdot K_{\text{L}} \cdot K_{\text{Ф}} \cdot K_{\text{П}}, \text{ т}/(\text{м}^3 \cdot \text{ч}), \quad (14)$$

$$K_{\text{И}}= K_{\text{ф пр}}/K_{\text{ф эт}}; \quad (15)$$

$$K_{\text{К}}=m_2/m_1; \quad (16)$$

$$K_{\text{D}}= \sqrt{\frac{D_{\text{пр}}-0,15}{D_{\text{эт}}-0,15}}; \quad (17)$$

$$K_{\text{L}}=\left(\frac{L_{\text{пр}}}{L_{\text{эт}}}\right)^{0,15}; \quad (18)$$

где  $q_{\text{э}}$  – удельная производительность эталонной мельницы;

$K_{\text{И}}$  – коэффициент измельчаемости, численно равный отношению удельных производительностей мельницы на проектируемой руде к эталонной (определяется в промышленных или лабораторных условиях). При наличии коэффициента крепости руды равный 14 средней крепости руда  $K_{\text{ф пр}}= 1,1$ ;

$K_{\text{ф пр}}$  – коэффициент измельчаемости для проектированной руды;

$K_{\text{ф эт}}$  – коэффициент измельчаемости для эталонной руды;

$K_{\text{И}}= 1,1/1,41=0,78$ ;

$K_{\text{К}}$  – коэффициент, учитывающий различие в крупностях питания и измельчения для руды, проектируемой к эталонной руде.

$m_2$  – относительная удельная производительность проектируемой мельницы, принятая по расчетному классу запроектованной крупности в питании и измельчении. Смотря на содержание класса  $-0,074$  мм в конечном продукте  $\beta_4^{-74}=80\%$ ,  $d_{\text{н}}=10$  мм,  $m_2=1,02$ ;

$m_1$  – относительная удельная производительность эталонной мельницы;

$$K_K=1,02/0,975=1,05;$$

$K_T$  – коэффициент, учитывающий различие в типах мельницы, т.к. проектируемые мельницы и эталонная мельница одноступенчатые  $K_T=1$ ;

$K_D$  – коэффициент, учитывающий различие в диаметрах барабана проектируемой и эталонной мельниц;

$D_{пр}$  – диаметр барабана проектируемой мельницы, м;

$D_{эт}$  – диаметр барабана эталонной мельницы, м;

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

$L_{пр}$  – длина барабана проектируемой мельницы, м;

$L_{эт}$  – длина барабана эталонной мельницы, м;

$K_\phi$  – коэффициент, учитывающий заполнение мельниц шарами;

$K_\psi$  – коэффициент, учитывающий различие в частоте вращения барабана проектируемой и эталонной мельниц.

Коэффициенты  $K_\phi$  и  $K_\psi$  принимаются равными 1, т.к. учитывается, что проектируемая мельница работает в режиме эталонной.

1) Для мельницы МШР – 45×65:

$$K_{И}=0,78; K_K=1,05; K_T=1,0; K_\phi=1,0; K_\psi=1,0;$$

$$K_D=\sqrt{\frac{4,5-0,15}{3,2-0,15}}=1,19;$$

$$K_L=\left(\frac{6,5}{3,1}\right)^{0,15}=1,12$$

$$q_{-74}=1,73 \cdot 0,62 \cdot 1,015 \cdot 1,0 \cdot 1,19 \cdot 1,12 \cdot 1,0 \cdot 1,0 = 1,45 \text{ т}/(\text{м}^3 \cdot \text{ч}).$$

2) Для мельницы МШР – 45×67 рассчитывается аналогичным образом:

$$K_D=\sqrt{\frac{4,5-0,15}{3,2-0,15}}=1,19;$$

$$K_L=\left(\frac{6,7}{3,1}\right)^{0,15}=1,123;$$

$$q_{-74}=1,73 \cdot 0,62 \cdot 1,015 \cdot 1,0 \cdot 1,19 \cdot 1,123 \cdot 1,0 \cdot 1,0 = 1,5 \text{ т}/(\text{м}^3 \cdot \text{ч}).$$

3) Для мельницы МШР – 55×65 рассчитывается аналогичным образом:

$$K_D=\sqrt{\frac{5,5-0,15}{3,2-0,15}}=1,32;$$

$$K_L = \left(\frac{6,5}{3,1}\right)^{0,15} = 1,12;$$

$$q_{-74} = 1,73 \cdot 0,62 \cdot 1,015 \cdot 1,0 \cdot 1,32 \cdot 1,12 \cdot 1,0 \cdot 1,0 = 1,61 \text{ т}/(\text{м}^3 \cdot \text{ч}).$$

4) Для мельницы МШР – 60×80 рассчитывается аналогичным образом:

$$K_D = \sqrt{\frac{6,0 - 0,15}{3,2 - 0,15}} = 1,385;$$

$$K_L = \left(\frac{8,0}{3,1}\right)^{0,15} = 1,147;$$

$$q_{-74} = 1,73 \cdot 0,62 \cdot 1,015 \cdot 1,0 \cdot 1,385 \cdot 1,147 \cdot 1,0 \cdot 1,0 = 2,25 \text{ т}/(\text{м}^3 \cdot \text{ч}).$$

Определяем расчетную производительность мельниц по формуле:

$$Q_p = \frac{q_{-74} \cdot V}{\beta_k^{-74} - \beta_n^{-74}} = \text{т}/\text{ч}, \quad (19)$$

где  $q_{-74}$  – удельная производительность проектируемой мельницы, т/(м<sup>3</sup>·ч);

$V$  – объем мельниц, м<sup>3</sup>;

$\beta_k^{-74}$  – содержание класса -0,074мм в конечном продукте, мм;

$\beta_n^{-74}$  – содержание класса -0,074 мм в начальном продукте, мм.

1) Для мельницы МШР – 45×65:  $V=86 \text{ м}^3$ ;  $q_{-74}=1,45 \text{ т}/(\text{м}^3 \cdot \text{ч})$ ;  $\beta_k^{-74}=51\%$ ;  $\beta_n^{-74}=10\%$ .  
 $Q_p = (1,45 \cdot 86) / (0,51 - 0,1) = 304,5 \text{ т}/\text{ч}.$

2) Для мельницы МШР – 45×67:  $V=91 \text{ м}^3$ ;  $q_{-74}=1,5 \text{ т}/(\text{м}^3 \cdot \text{ч})$ ;  $\beta_k^{-74}=51\%$ ;  $\beta_n^{-74}=10\%$ .  
 $Q_p = (1,5 \cdot 91) / (0,51 - 0,1) = 332,9 \text{ т}/\text{ч}.$

3) Для мельницы МШР – 55×65:  $V=141 \text{ м}^3$ ;  $q_{-74}=1,61 \text{ т}/(\text{м}^3 \cdot \text{ч})$ ;  $\beta_k^{-74}=51\%$ ;  $\beta_n^{-74}=10\%$ .  
 $Q_p = (1,61 \cdot 141) / (0,51 - 0,1) = 553,4 \text{ т}/\text{ч}.$

4) Для мельницы МШР – 60×80:  $V=208 \text{ м}^3$ ;  $q_{-74}=2,25 \text{ т}/(\text{м}^3 \cdot \text{ч})$ ;  $\beta_k^{-74}=51\%$ ;  $\beta_n^{-74}=10\%$ .  
 $Q_p = (2,25 \cdot 208) / (0,51 - 0,1) = 1141,5 \text{ т}/\text{ч}.$

Рассчитываем количество мельниц по формуле:

$$N = Q_0 / Q_p. \quad (20)$$

1) Для мельницы МШР – 45×65:  $N=600/304,5=2$  шт;

2) для мельницы МШР – 45×67:  $N=600/332,9=1$  шт;

- 3) для мельницы МШР – 55×65:  $N=600/553,4=1$  шт;  
 4) для мельницы МШР – 60×80:  $N=600/1141,5=1$  шт.

Рассчитываем коэффициент загрузки проектируемых мельниц по формуле:

$$K_3 = \frac{Q_0}{(N \cdot Q_p)}; \quad (21)$$

- 1) для мельницы МШР – 45×65:  $K_3=600/(2 \cdot 304,5)=0,985$ ;  
 2) для мельницы МШР – 45×67:  $K_3=600/(2 \cdot 332,9)=0,92$ ;  
 3) для мельницы МШР – 55×65:  $K_3=600/(2 \cdot 553,4)=0,54$ ;  
 4) для мельницы МШР – 60×80:  $K_3=600/(1 \cdot 1141,5)=0,525$ .

Сравним коэффициенты загрузки с оптимальными значениями  $K_3$  равные от 0,85 до 0,96. В допускаемые пределы входит только одна мельница типа МШР – 45×67 и устанавливается в количестве 1шт, для первой стадии измельчения.

Проверим нашу мельницу на пропускную способность:  $600 \cdot (1+2,8)/2 \cdot 91 = 11,8$  ( $11,8 < 12$ ). Мельница полностью удовлетворяет всем аспектам.

Для второй стадии измельчения рассчитаем рекомендуемую мельницу типа МШР – 45×67.

Производительность для второй стадии измельчения рассчитывается по формуле:

$$Q_p = \frac{q_{-74} \cdot V \cdot m}{\beta_k^{-74} - \beta_n^{-74}}; \quad (22)$$

где  $q_{-74}$  – удельная производительность проектируемой мельницы, т/(м<sup>3</sup>·ч);  
 $m$  – отношение удельных производительностей мельниц второй стадии к первой, принятое в расчете схем измельчения. Его значение принимается в интервале от 0,6 до 0,8. Принимаем равным среднему значению 0,7;

$V$  – объем мельниц, м<sup>3</sup>;

$\beta_k^{-74}$  – содержание класса -0,074мм в конечном продукте, равный 80%, мм;

$\beta_n^{-74}$  – содержание класса -0,074 мм в начальном продукте, равный 51%, мм.

$$Q_p = 1,5 \cdot 0,7 \cdot 91 / 0,8 - 0,51 = 433 \text{ т/ч};$$

$$N = 600 / 433 = 2 \text{ шт};$$

$$K_3 = 600 / 2 \cdot 433 = 0,7$$

### 3.9.4 Выбор классифицирующего оборудования

На проектируемой золотоизвлекательной фабрике устанавливаются в первой и во второй стадиях измельчения гидроциклоны.

Объемная производительность гидроциклонов рассчитывается по формуле:

$$V=3 \cdot K_{\alpha} \cdot K_D \cdot d_n \cdot d_c \cdot P_0^{0,5}, \text{ м}^3/\text{ч}. \quad (23)$$

Граничная крупность слива определяется по формуле:

$$d_r=1,5 \cdot \sqrt{\frac{D \cdot d_c \cdot T_n}{\Delta \cdot K_D \cdot P_0^{0,5} \cdot (\delta-1)}}, \text{ мкм} \quad (24)$$

Удельная нагрузка по пескам определяется по формуле:

$$q=\frac{Q_n \cdot 4}{N \cdot \pi \cdot \Delta^2}, \text{ т}/(\text{см}^2 \cdot \text{ч}). \quad (25)$$

где  $V$  – объемная производительность гидроциклона,  $\text{м}^3/\text{ч}$ ;

$K_{\alpha}$  – поправка на угол конусности, для  $\alpha=20^\circ$ ,  $K_{\alpha}=1,0$ ;

$K_D$  – поправка на диаметр гидроциклона, принимаем равным для I стадии:  $D=1000$  мм,  $K_D=0,91$ , а для II стадии:  $D=360$  мм,  $K_D=1,06$ ;

$d_n$  – эквивалентный диаметр питающего отверстия, см;

$d_c$  – диаметр сливного отверстия, см;

$P_0$  – рабочее давление пульпы на входе в гидроциклон, МПа;

$d_r$  – граничная крупность слива, мкм;

$D$  – диаметр гидроциклона, см;

$T_n$  – содержание твердого в гидроциклоне, %;

$\Delta$  – диаметр песковой насадки, см;

$\delta_T$  – плотность твердого в пульпе,  $\text{т}/\text{м}^3$ ;

$q$  – удельная нагрузка по пескам,  $\text{т}/(\text{см}^2 \cdot \text{ч})$ ;

$Q_n$  – песковая нагрузка по твердому, т/ч;

$N$  – количество гидроциклонов на одну секцию, шт.

Удельная песковая нагрузка по твердому должна находиться в пределах от 0,5 до 2,5  $\text{т}/(\text{см}^2 \cdot \text{ч})$  на  $1 \text{ см}^2$  площади песковой насадки.  $P_0=0,1$  стоит в пределах замкнутого цикла.

Для I стадии измельчения:

$d_n=10$  мм;

$\beta_n^{-74}=51\%$ ;

$d_r=168$  мкм;

$D=500$  мм;

$V_{II}=667,8$   $\text{м}^3/\text{ч}$ ;

$\%_{\text{ТВ}}=64,4\%$ .

Для II стадии измельчения:

$d_n=10$  мм;

$\beta_k^{-74}=80\%$ ;

$d_r=71$  мкм;

$D=360$  мм;

$V_{II}=1411,6$   $\text{м}^3/\text{ч}$ ;

$\%_{\text{ТВ}}=44,4\%$ .

Основные параметры выбранных гидроциклонов представлены в «таблице 3.14».

Таблица 3.16 – Параметры гидроциклонов

Типоразмер	Эквивалентный диаметр питательного отверстия, мм	Диаметр сливного отверстия, мм	Диаметр пескового отверстия, мм	Габариты, мм		
				длина	ширина	высота
I стадия						
ГЦ – 500	130	160	48,75,96,150	900	1000	2500
II стадия						
ГЦ – 360	90	115	36, 48, 75, 96	700	7500	1900

Для I стадии:

$$V=3 \cdot 1 \cdot 1 \cdot 13 \cdot 16 \cdot 0,1^{0,5}=197,4 \text{ м}^3/\text{ч};$$

$N=667,8/197,4= 4$  шт, с учетом четырех запасных гидроциклонов к установке принимается 8 гидроциклона ГЦ – 500.

Принимаем диаметр песковой насадки равный  $\Delta=7,5$  см:

$$d_r= 1,5 \cdot \sqrt{\frac{50 \cdot 16 \cdot 64,4}{7,5 \cdot 1 \cdot 0,1^{0,5} \cdot (2,75-1)}}=168 \text{ мкм};$$

$$q= \frac{372,55 \cdot 4}{2 \cdot 3,14 \cdot 7,5^2}= 2,11 \text{ т}/(\text{см}^2 \cdot \text{ч}).$$

Для II стадии:

$$V=3 \cdot 1 \cdot 1,06 \cdot 9 \cdot 11,5 \cdot 0,25^{0,5}=164,56 \text{ м}^3/\text{ч};$$

$N=1411,6/164,57= 8$  шт, с учетом девяти резервных гидроциклонов к установке принимается 16 гидроциклонов ГЦ – 360.

Принимаем диаметр пескового насадка равным  $\Delta=7,5$  см:

$$d_r= 1,5 \cdot \sqrt{\frac{36 \cdot 11,5 \cdot 44,4}{7,5 \cdot 1,06 \cdot 0,25^{0,5} \cdot (2,75-1)}}= 71 \text{ мкм};$$

$$q= \frac{516,5 \cdot 4}{9 \cdot 3,14 \cdot 7,5^2}= 1,3 \text{ т}/(\text{см}^2 \cdot \text{ч}).$$

Удельные песковые нагрузки по твердому первой и второй стадии входят в допускаемые пределы от 0,5 до 2,5.

### 3.9.5 Выбор оборудования для гравитационной концентрации

Для первой стадии гравитационного обогащения принимаем концентратор “Knelson-QS48” с производительностью 700 м<sup>3</sup>/ч по пульпе . Аналогично, для второй стадии гравитационного обогащения принимаем “Knelson-QS40” с производительностью 340 м<sup>3</sup>/ч по пульпе.

### 3.9.6 Расчет пачука сорбционного выщелачивания

Для процесса цианирования используется пачук сорбционного выщелачивания, который предназначен для извлечения благородных металлов (золота и серебра) с помощью сорбента из жидкой фазы цианистых пульп, либо для одновременного выщелачивания и сорбции золота и серебра.

Объем пачука рассчитывается по формуле:

$$V_{\text{п}} = \Pi \cdot \pi \cdot D^2 / 12 \cdot (3H/D_n - \text{tg}\alpha). \quad (26)$$

где  $V_{\text{п}}$  – объем пачука, м<sup>3</sup>;

$\Pi$  – часовой поток пульпы, м<sup>3</sup>/ч;

$D_n$  – диаметр сечения пачука, м;

$H$  – высота пачука, м;

$\alpha$  – угол конусности пачука, град.

$H/D$  – принимается для пачуков диаметром  $D_n$  (1,0÷3,2) и изменяется от 3 до 3,85. Для пачуков с  $D_n > 3,2$  м изменяется от 3,5 до 4,9.

Диаметр пачука определяют из выражения:

$$D_n = \sqrt[3]{\frac{12 \cdot \Pi}{\pi \cdot H - \text{tg}\alpha}}, \text{ м} \quad (27)$$

Для  $H/D=3,2$  и  $\alpha=45^\circ$  будет равно:

$$D_n = \sqrt[3]{\frac{12 \cdot 195}{3,14 \cdot 3,2 - 1}} = 10 \text{ м.}$$

Для  $H/D=4$  и  $\alpha=45^\circ$  будет равно:

$$D_n = \sqrt[3]{\frac{12 \cdot 195}{\frac{3,14 \cdot 4}{2,4} - 1}} = 9,2 \text{ м.}$$

Принимается  $D_n = 5$  м, а высота пачука при  $H/D = 3,5$  составит:  $H = 3,5 \cdot 5 = 17,5$  м. Полная высота пачука принимается на 1 метр больше расчетной и будет равна  $H = 18,5$ . Окончательные размеры пачука равны:  $D \times H = 5 \times 18,5$  м.

Количество пачуков устанавливаются исходя из продолжительности сорбции (8 часов).

### 3.9.7 Оборудование для обезвоживания

Часовая производительность передела золотоизвлекательной фабрики равна 600 т/ч. Потребная площадь сгущения определяется по формуле:

$$S = Q \cdot S_{уд}, \text{ м}^2. \quad (28)$$

где  $Q$  – производительность фабрики, т/ч;  
 $S_{уд}$  – удельная площадь сгущения, т/(м<sup>2</sup>·ч). Для золотосодержащей руды  $S_{уд} = 4$ .

$$S = 600 \cdot 4 = 2400 \text{ м}^2.$$

Для сгущения к установке принимаем сгуститель типа СЦ – 50 в количестве 2 шт.

1 СЦ-50 сгущает хвосты, 2-ой СЦ-50 сгущает концентрат.

## 3.10 Выбор и расчет вспомогательного оборудования

### 3.10.1 Выбор и расчет насосов

При проектировании ЗИФ производится расчёт насосов для перекачки пульпы и водяных насосов, используя данные о объемной производительности и содержании твердых частиц в пульпе.

Производительность насоса по пульпе рассчитывается по формуле:

$$V_{п} = V_{H_2O} / (1 + T_{п}), \text{ м}^3/\text{ч}. \quad (29)$$

где  $V_{п}$  – объемная производительность насоса по пульпе, м<sup>3</sup>/ч;

$V_{H_2O}$  – объемная производительность насоса по воде, м<sup>3</sup>/ч;

$T_{п}$  – содержание твердого в пульпе, %.

$$V_{хв.} = 667,8 \cdot (1 + 0,644) = 1097,9 \text{ м}^3/\text{ч}.$$

Аналогично проводятся расчеты остальных насосов. Результаты приведены в «таблице 3.15.

Таблица 3.17 – Сводная таблица устанавливаемых насосов

Наименование операции	Типоразмер	Количество		Производительность		Мощность двигателя, кВт
		рабочих	резервных	фактическая	необходимая	
Из хвостов концентратора на классификацию II	ГРА – 1400/40	1	1	1400	1097,9	500
Из сорбционного выщелачивания на классификацию II	ГРАУ – 2000/63	1	1	2000	1988,4	800
Из слива мельницы на классификацию-I	ГРА – 1400/40	1	1	1400	923,85	500

### 3.10.2 Выбор и расчет бункера

Бункеры на ЗИФе предназначены для хранения руды, учитывая неравномерную подачу материала, также иметь возможность запаса руды на подачу в дробильные установки. Для этого используются бункеры прямоугольной формы, обеспечивающие запас на 1 час работы установок. Емкость бункера определяется специальной формулой:

$$N = \frac{Q \cdot t_3}{S_n \cdot K}, \text{ м}^3. \quad (30)$$

Где Q – часовая производительность цеха дробления, т/ч;

$t_3$  – время запаса, мин;

$S_n$  – насыпная плотность руды, т/м<sup>3</sup>;

K – коэффициент заполнения бункера.

$$N = \frac{713 \cdot 1}{2,75 \cdot 0,9} = 285 \text{ м}^3.$$

### 3.10.3 Выбор и расчет транспортеров

Для проектируемой фабрики расчет транспортеров проводится по стандартной методике. В первую очередь определяем мощность электродвигателя транспортера:

$$N = \frac{(K_D \cdot L + 1,2) \cdot K_1 \cdot K_2 \cdot K_3 \cdot K_4 \cdot K_5 \cdot L}{10000}; \text{ кВт.} \quad (31)$$

где  $K_D$  – коэффициент, зависящий от ширины ленты;  
 $K_1$  – коэффициент, запаса мощности двигателя;  
 $K_2$  – коэффициент, учитывающий цену конвейера;  
 $K_3$  – коэффициент, учитывающий перегибы конвейера;  
 $K_4$  – коэффициент, условий работы конвейера;  
 $K_5$  – коэффициент, используемый в формуле, если есть тележка  
 $L$  – длина навески ленты, м.

$$B = 60 \cdot (Q / K_y \cdot v \cdot \delta_n)^{0,5} + 75, \text{ м.} \quad (32)$$

где  $B$  – ширина ленты, м;  
 $Q$  – перемещаемая масса, равная 713 т/ч;  
 $K_y$  – коэффициент, учитывающий угол наклона конвейера равный 1,1;  
 $v$  – скорость движения ленты, равная 1,5 м/с;  
 $\delta_n$  – плотность руды равная 1,6 т/м<sup>3</sup>.

$$B = 60 \cdot \left( \frac{713}{1,1 \cdot 1,5 \cdot 1,6} \right)^{0,5} + 75 = 1061 \text{ м;}$$

$$N = \frac{(110 \cdot 7,8 + 1,2) \cdot 1,22 \cdot 1,19 \cdot 1,1 \cdot 1,2 \cdot 1,2}{10000} = 20 \text{ кВт.}$$

### 3.10.4 Выбор воздуходувок

На сорбцию расходуется большое количество воздуха, расчет выполняется по формуле:

$$\alpha_v = q_0 \cdot \pi \cdot D_n^2 / 4 \cdot N. \quad (33)$$

где  $q_0$  – удельный расход воздуха, составляющий от 0,3 до 0,4 м<sup>3</sup>/мин·м<sup>2</sup>.  
 Для  $q_0 = 0,35$  м<sup>3</sup>/мин·м<sup>2</sup>:  
 $\alpha_v = 0,35 \cdot 3,14 \cdot 5^2 / 4 \cdot 12 = 57,2$  м<sup>3</sup>/мин.

Принимаем к установке воздуходувку типа ВВН – 40 с продолжительностью 60 м<sup>3</sup>/мин. Количество воздуходувок:  $N = 57,2 / 60 = 0,95$ ; 1 штуки. Устанавливаем 1 воздуходувку и одну резервную.

### 3.11 Ремонтное хозяйство предприятия

Ремонтное хозяйство на ЗИФе играет ключевую роль и включает в себя несколько основных компонентов:

- 1) Ремонтный пункт для дробильного отделения.
- 2) Ремонтная площадка измельчительного корпуса, включая установку пересортировки шаров.
- 3) Ремонтно-механическая мастерская, оборудованная всем необходимым станочным оборудованием для капитального ремонта оборудования всех типов, с отделениями: сварочным, слесарно-механическим, электронным для ремонта автоматики и КИП, инструментальным, а также складом запчастей и материалов.
- 4) Ремонтные площадки для отделения гравитационного обогащения.
- 5) Ремонтное отделение для обезвоживания.

Ремонт проводится поузловым методом, а для выбора подъемно-транспортного оборудования произведены расчеты. Плановый ремонт включает в себя ремонт дробильного корпуса, измельчительного отделения, грави.концентраторов и оборудования для цианирования (сорбции), элюирования. Капитальный ремонт проводится с определенной периодичностью для различных видов оборудования, с остановкой на определенное количество часов.

Предусмотрена также ежегодная остановка всей фабрики для профилактического ремонта и осмотра.

### 3.12 Хвостовое хозяйство

Для проектируемого ЗИФа количество хвостов, которые требуется складировать, составляет более 4,9 миллионов тонн в год. Для их складирования было построено хвостохранилище, расположенное в 4 км от предприятия с подветренной стороны. Хвостохранилище расположено на равнине и ограничено дамбами, высота которой колеблется от 7 до 12 метров, а её длина составляет 5000 метров.

Хвосты с ЗИФ поступают в хвостохранилище через насосную станцию по трубопроводу, затем они откачиваются насосами в хвостопровод и, через выпуски хвостопровода, размещенные на дамбе хвостохранилища, направляются внутрь. После этого песками намывается экран хвостохранилища и основные дамбы. Чтобы найти объем хвостохранилища, идет расчет по формуле:

$$V = \frac{Q \cdot \Pi}{\eta \cdot \delta (1 - m)}, \text{ м}^3. \quad (34)$$

где  $Q$  – вес хвостов, укладываемый за год, т;

$\Pi$  – число лет эксплуатации фабрики;

$\eta$  – коэффициент заполнения хвостохранилища, равный 0,84

$\delta$  – плотность твердой фазы хвостов, т/м<sup>3</sup>;

$m$  – пористость отложения хвостов, равный 0,45.

$$V = \frac{4985000 \cdot 30}{0,84 \cdot 2,75 \cdot (1 - 0,45)} = 117710000 \text{ м}^3.$$

Для сброса осветленных вод из хвостохранилища используются сбросные колодцы. Затем эти воды обязательно проходят процесс очистки для последующего повторного использования на предприятии в качестве технической воды.

### **3.13 Водоснабжение и канализация предприятия. Источники водоснабжения**

Обеспечение водоснабжения на золотодобывающей фабрике осуществляется из подземных источников, с учетом соблюдения законодательства о водных ресурсах.

Кроме того, на фабрике используется оборотная вода, которая поступает из отчисленных сооружений и хвостового хозяйства через насосы в специальный резервуар для оборотной воды. Для обеспечения бытовых нужд сотрудников используется сеть хозяйственного водопровода на предприятии.

#### **3.13.1 Описание системы водоснабжения**

На ЗИФ свежая вода подается через крупный магистральный трубопровод диаметром 700 мм. Очищенная вода из отчисленных сооружений хвостового хозяйства поступает в резервуар для оборотной воды при помощи хвостовых насосов, которые обеспечивают гидроуплотнение. Из этого резервуара оборотная вода поступает в главный корпус через разводящую сеть трубопроводов диаметром 400 мм. Эта оборотная вода также используется для различных технологических нужд, таких как для компрессоров, маслоохладителей и воздуходувок.

Подача воды для бытовых нужд осуществляется через стальные трубы диаметром 50 мм. Хозяйственный трубопровод подключен к общефабричному хозяйственному трубопроводу и представляет собой тупиковую сеть.

Для пожаротушения используется наружная сеть производственных трубопроводов, и необходимый напор воды для пожаротушения создается за счет насосов через пожарные гидранты..

#### **3.13.2 Описание системы канализации**

Для утилизации технологических отходов, таких как хвосты, на предприятии используется специальная система гидротранспорта. Для сброса

всех стоков с производственных и бытовых помещений используется коллектор, выполненный из чугунных труб диаметром 70 мм, который подключен к общей сети канализации предприятия.

Для отвода дождевых и атмосферных вод с внутренних и наружных водостоков всех корпусов используется система, направляющая их в резервуар оборотной воды предприятия для последующего повторного использования.

### **3.14 Теплоснабжение предприятия**

Основной задачей фабрики является разработка системы теплоснабжения. Тепловая сеть фабрики организована по принципу двухтрубной кольцевой схемы. Большая часть внутриплощадных и магистральных трубопроводов, а также некоторые внутриплощадные трубопроводы тепловой сети обязательно проложены под землей, а другая часть внутриплощадных трубопроводов находится в железобетонных каналах.

Практически все здания фабрики являются потребителями тепла и подключены к тепловой сети. Источником тепла служит котельная на территории фабрики. Горячая вода для горячего водоснабжения отводится из системы теплоснабжения, некоторые участки также используют открытую схему. Теплоносителем в системе теплоснабжения выступает вода с температурой от 150 до 200 градусов Цельсия.

## ЗАКЛЮЧЕНИЕ

Проект обогатительной фабрики для переработки золотосодержащей руды месторождения РайГородок предусматривает ряд этапов обработки:

1 Трехстадиальное дробление с предварительным грохочением до крупности 10 мм на второй и третьей стадиях.

2 Двухстадиальное измельчение с последующей классификацией гидроциклоне до требуемого содержания класса .

3 Гравитационное выделение золота с последующим получением концентрата золото на центробежном концентраторе с дальнейшим электролизом концентрата .

4 Обезвоживание гравитационного концентрата и раствора с использованием дисковых вакуум-фильтров.

Основные технологические показатели:

- Содержание золота в гравитационном концентрате: 200 г/т.
- Извлечение золота в гравитационный концентрат: 88%.
- Количество гравитационного концентрата: 14053 т/г.
- Количество сплава «Доре»: 4,5 т/г.

## СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННОЙ ЛИТЕРАТУРЫ

- 1 Проект ГКМ «RGGold». URL: [https://www.rggold.kz/?page\\_id=544](https://www.rggold.kz/?page_id=544) (дата обращения: 02.03.2024)
- 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: 17.03.2024).
- 3 ШТОКВЕРКОВОЕ ЗОЛОТО-СУЛЬФИДНО-КВАРЦЕВОЕ МЕСТОРОЖДЕНИЕ РАЙГОРОДОК СЕВЕРО-КАЗАХСТАНСКОЙ ЗОЛОТОРУДНОЙ ПРОВИНЦИИ . К.Р. Ковалев, С.О. Сыздыков, Ю.А. Калинин, Е.А. Наумов, В.В. Баранов, В.П. Сухоруков, А.С. Гладков, Ф.И. Жимулев. — Текст : непосредственный //Геология и геофизика, . – 2018. - т. 59, № 11, с. 1852—1869.
- 4 Адамов Э.В. Основы проектирования обогатительных фабрик. – М. : Изд. Дом МИСиС, 2012. – 647 с
- 5 Лодейщиков В.В. Технологическая оценка некоторых растворителей золота// Цветная металлургия 1967.– №24.– С. 8-10.
- 6 Пат. 1788768Российская Федерация, МПК С22В3/04.Способ извлечения золота из золотосодержащих продуктов выщелачиванием/ В.А. Гронь, 1993.
- 7 Коростовенко В.В., Гронь В.А., Капличенко Н.М. Особенности вещественного состава золотосодержащих руд Енисейского и Южно-Енисейского районов и опробование способов их переработки// Цветные металлы-2011.Сб. матер. 3Междун. конгр. (6-10 сентября 2011г.)– Красноярск, 2011.- С. 255–259.
- 8 Коростовенко В.В., Гронь В.А., Степанов А.Г. Возможности переработки золотоносного труднообогатимого глинистого сырья// Техника и технология, №5(7). Красноярск. СФУ, 2012.- С. 771-776
- 9 Коростовенко В.В., Гронь В.А., Капличенко Н.М. Изыскание и оценка новых перспективных растворителей благородных металлов из глинистых труднообогатимых песков// Цветные металлы -2012.Сб. матер. 4Междун. конгр. Красноярск, 2012.- С. 255–259.



## ПРИЛОЖЕНИЕ Б – Схема цепи аппаратов

