

Министерство науки и высшего образования Российской Федерации
Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение
высшего образования
АМУРСКИЙ ГОСУДАРСТВЕННЫЙ УНИВЕРСИТЕТ
(ФГБОУ ВО «АмГУ»)

Факультет Инженерно-физический
Кафедра Геологии и природопользования
Специальность 21.05.04 – Горное дело

ДОПУСТИТЬ К ЗАЩИТЕ
Зав. кафедрой
_____ Д.В. Юсупов
«__» _____ 2020 г.

ДИПЛОМНЫЙ ПРОЕКТ

на тему: Проектирование обогатительной фабрики на базе Куранахского месторождения. Спецчасть: совершенствование технологической схемы переработки золотосодержащей руды в отделение сорбции(сгущение).

Исполнитель
студент группы 415-ос 2

(подпись, дата)

А.С. Саркисов

Руководитель
доцент, к.г.-м.н

(подпись, дата)

Д.В. Юсупов

Консультанты:
по разделу безопасность
и экологичность проекта
профессор, д.г.-м.н.

(подпись, дата)

Т.В. Кезина

по разделу технологическая
часть, доцент, к.т.н

(подпись, дата)

Л.Г. Никитина

Нормоконтроль

(подпись, дата)

С.М. Авраменко

Рецензент

(подпись, дата)

Е.С. Сбитнев

Благовещенск 2020

Министерство науки и высшего образования Российской Федерации
Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение
высшего образования
АМУРСКИЙ ГОСУДАРСТВЕННЫЙ УНИВЕРСИТЕТ
(ФГБОУ ВО «АмГУ»)

Факультет Инженерно-физический
Кафедра Геологии и природопользования

УТВЕРЖДАЮ
Зав. кафедрой
_____ Д.В. Юсупов
«__» _____ 2020 г.

ЗАДАНИЕ

К выпускному квалификационному проекту студента Саркисов Артур Суренович

1. Тема выпускного квалификационного проекта: Проектирование обогатительной фабрики на базе Куранахского месторождения
2. Срок сдачи студентом законченного проекта: февраля 2020 года
3. Исходные данные к выпускному квалификационному проекту: $Q=5000$ т/сут, $\alpha = 1,3г/т$
4. Содержание выпускного квалификационного проекта: Общие сведения о предприятии, геологическая часть, технологическая часть, выбор и расчет основного и вспомогательного оборудования, вспомогательные службы, безопасность и экологичность проекта, экономика, специальная часть
5. Перечень материалов приложений: Приложение А – Технологическая часть, приложение Б – спецификация.
6. Консультанты к выпускному квалификационному проекту: Юсупов Д.В., Кезина Т.В., Никитина Л.Г.

Дата выдачи задания: сентября 2019 года

Руководитель выпускного квалификационного проекта:

Задание принял к исполнению (дата): сентября 2019 года

РЕФЕРАТ

Дипломный проект содержит 116 с., 6 рисунков, 42 таблицы, 1 приложение, 32 источника

СЫРЬЕВАЯ БАЗА, МЕСТОРОЖДЕНИЕ, ЗОЛОТО, СОРБЦИЯ, РЕГЕНЕРАЦИЯ, БАЛАНС МЕТАЛЛОВ, ОБОГАЩЕНИЕ, ИЗВЛЕЧЕНИЕ, ЗОЛОТОИЗВЛЕКАТЕЛЬНАЯ ФАБРИКА, ЦИАНИРОВАНИЕ, ЭЛЕКТРОЛИЗ, МЕЛЬНИЦА, СМОЛА

Целью дипломного проекта является проектирование золотоизвлекательной фабрики на базе месторождения Куранах.

Для достижения поставленной цели необходимо решить следующие задачи: выбор и обоснование схемы обогащения, расчёт качественно-количественной и водно-шламовой схем, выбор и расчёт основного и вспомогательного оборудования, расчёт технико-экономических показателей, разработка мероприятий по безопасности жизнедеятельности и охраны окружающей среды, выполнение графической части.

В специальной части дипломного проекта рассмотреть совершенствование технологической схемы переработки золотосодержащей руды в отделение сорбции.

СОДЕРЖАНИЕ

| | |
|---|----|
| Введение | 7 |
| 1 Общие сведения о предприятии и его географическое местоположение | 9 |
| 2 Геологическая часть | 11 |
| 2.1 Вещественный состав руд | 12 |
| 3 Технологическая часть | 18 |
| 3.1 Выбор и обоснование технологической схемы и ее описание | 18 |
| 3.2 Реагентный режим | 25 |
| 3.3 Технология сорбционного извлечения золота | 25 |
| 3.4 Расчет качественно-количественной схемы | 29 |
| 3.5 Расчет водно-шламовой схемы | 32 |
| 4 Выбор и расчет основного и вспомогательного технологического оборудования | 36 |
| 4.1 Общие положения при выборе основного оборудования | 36 |
| 4.2 Выбор и расчет оборудования для крупного дробления | 36 |
| 4.3 Выбор и расчет оборудования для измельчения | 38 |
| 4.3.1 Выбор и расчет мельницы для первой стадии измельчения | 39 |
| 4.3.2 Выбор и расчет оборудования для второй стадии измельчения | 41 |
| 4.4 Выбор и расчет оборудования для классификации | 45 |
| 4.4.1 Выбор и расчет спирального классификатора | 45 |
| 4.4.2 Выбор и расчет гидроциклонов | 46 |
| 4.5 Выбор и расчет оборудования для сгущения | 49 |
| 4.6 Выбор и расчет оборудования для цеха гидрометаллургии | 50 |
| 4.6.1 Выбор и расчет оборудования для грохочения | 50 |
| 4.6.2 Расчет оборудования для процесса цианирование и сорбция | 52 |
| 4.6.3 Расчет потока смолы | 53 |
| 4.6.4 Отделение десорбции и регенерации ионообменной смолы | 55 |
| 4.6.5 Расчет и выбор оборудования для электролиза | 56 |
| 4.7 Выбор и расчет вспомогательного оборудования | 57 |

| | | |
|-------|---|----|
| 4.7.1 | Выбор и расчет пластинчатого питателя | 57 |
| 4.7.2 | Выбор и расчет ленточных конвейеров | 59 |
| 4.7.3 | Выбор и расчет песковых насосов | 60 |
| 4.7.4 | Выбор подъемно-транспортных устройств | 61 |
| 5 | Вспомогательные службы | 62 |
| 5.1 | Электроснабжение | 62 |
| 5.2 | Теплоснабжение | 62 |
| 5.3 | Водоснабжение и канализация | 62 |
| 5.4 | Реагентное хозяйство | 63 |
| 5.5 | Ремонтно-механическая служба | 62 |
| 5.6 | Хвостовое хозяйство | 66 |
| 6 | Безопасность и экологичность проекта | 68 |
| 6.1 | Электрическая безопасность | 68 |
| 6.2 | Пожарная безопасность | 68 |
| 6.3 | Охрана труда | 69 |
| 6.3.1 | Запыленность воздуха рабочей зоны | 70 |
| 6.3.2 | Санитарно-гигиенические условия труда | 72 |
| 6.3.3 | Освещенность | 72 |
| 6.3.4 | Шум и вибрации | 74 |
| 6.4 | Охрана окружающей среды | 75 |
| 6.4.1 | Охрана атмосферного воздуха от загрязнения | 75 |
| 6.4.2 | Охрана поверхностных и подземных вод | 76 |
| 6.4.3 | Охрана почв от отходов производства | 78 |
| 6.4.5 | Рекультивация нарушенных земель | 78 |
| 7 | Специальная часть «Совершенствование технологической схемы переработки золотосодержащей руды в отделение сорбции» | 80 |
| 7.1 | Новые направления переработки золотосодержащих руд | 80 |
| 7.2 | Технологические решения по совершенствованию технологий обогащения золотосодержащих руд Куранахского рудного поля | 87 |
| 8 | Экономическая часть | 94 |

| | |
|---|-----|
| 8.1 Режим работы, график сменности, баланс рабочего времени | 95 |
| 8.2 Производственная мощность, производственная программа и товарная продукция фабрики | 96 |
| 8.3 Численность трудящихся | 97 |
| 8.4 Производительность труда | 99 |
| 8.5 Заработная плата | 99 |
| 8.6 Основные фонды | 105 |
| 8.6.1 Стоимость зданий и сооружений | 105 |
| 8.6.2 Стоимость оборудования | 105 |
| 8.7 Амортизация | 106 |
| 8.8 Эффективность использования основных фондов | 107 |
| 8.9 Оборотные фонды | 107 |
| 8.10 Себестоимость | 108 |
| 8.11 Прибыль и рентабельность | 109 |
| 8.12 Определение платы за загрязнение окружающей среды и размещение отходов | 109 |
| 8.13 Показатели экономической эффективности | 110 |
| Заключение | 112 |
| Библиографический список | 114 |
| Приложение А Спецификация | |

ВВЕДЕНИЕ

Золото всегда вызывало актуальный интерес всех народов и поколений. Почему именно этот металл заинтересовал так серьезно и завоевал внимание человека? А все потому, что золото создано самой природой для чеканки монет, для изготовления различных необходимых электронных деталей. Оно встречается исключительно в чистом виде, пластично и устойчиво к коррозии, ковко, однородно, компактно, его можно расплющивать в тончайшие листики, оно настолько тонко, что пропускает лучи света (зеленые); равным образом золото можно протягивать в тончайшую проволоку.

Золото относят к благородным металлам. Благородным он назван за то, что обладает целым комплексом уникальных физических и химических свойств, которыми не обладают никакие другие металлы. Он отличается высокой стойкостью к воздействию агрессивных сред, имеет самую высокую среди всех других металлов электро- и теплопроводность.

Сейчас золото уже утратило свою былую роль инструмента внутреннего и международного денежного обращения, однако те же качества, которые в далеком прошлом сделали золото деньгами, и сегодня, когда оно уже перестало быть ими, дают основание считать золото особым товаром среди всех других товаров. Оно пользуется повышенным по сравнению с другими товарами спросом и поэтому легко продается за валюту любой страны. Добыча золота является одним из наиболее прибыльных видов ведения экономической деятельности.

Основными сырьевыми источниками золотодобывающей отрасли являются россыпные и коренные (рудные) месторождения золота. Примерно три четверти золотого потенциала России (в том числе 90 % запасов коренного золота) приходится на районы Сибири и Дальнего востока.

Целью дипломного проекта является проектирование золотоизвлекательной фабрики на базе месторождения Куранах.

Для решения поставленной цели необходимо решить следующие задачи:

- на основании вещественного состава руд выбрать и обосновать техноло-

гическую схему обогащения;

- рассчитать качественно-количественную и водно-шламовую схемы обогащения;

- произвести выбор и расчёт основного и вспомогательного оборудования;

- разработать раздел безопасность и экологичность проекта;

- рассчитать экономическую рентабельность проекта.

В специальной части дипломного проекта рассмотреть вопрос о технологических решениях по сорбционному извлечению золота.

1 ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ О ПРЕДПРИЯТИИ И ЕГО ГЕОГРАФИЧЕСКОЕ МЕСТОПОЛОЖЕНИЕ

Куранахское рудное поле расположено в пределах Алданского золотоносного района в Республике Саха (Якутия), в 38 км к северо-востоку от г. Алдана – административного центра улуса. Куранахское рудное поле занимает площадь около 1500 км² на водоразделе рек Б. Куранах, Якокут, Селигдар, бассейна реки Алдан. Протяженность рудного поля с севера на юг составляет 50 км, с востока на запад – около 30 км. В пределах Куранахского рудного поля в настоящее время известны 8 месторождений: «Центральное», «Северное», «Порфиоровое», «Дэлбэ», «Канавное», «Новое», «Дорожное», «Боковое» и несколько рудопроявлений. В настоящее время руды данных месторождений перерабатываются на Куранахской ЗИФ, расположенной в пос. Нижний Куранах, который находится в 30 км к северу от г. Алдана [15].

Местоположение месторождения Куранах представлено на рисунке 1.



Рисунок 1 - Местоположение месторождения Куранах

Рельеф месторождений горно-таежный со сглаженными формами и абсолютными отметками 500 – 700 м, относительными превышениями водоразделов над поймами рек 150 – 200 м.

Климат района резко-континентальный и характеризуется продолжительной (7 – 8 месяцев) холодной зимой и прохладным летом. В декабре-январе минимальная температура ($-56\text{ }^{\circ}\text{C}$) бывает от 10 до 15 дней в году, а в летний период температура поднимается до $+35\text{ }^{\circ}\text{C}$, среднегодовая ($-7,3\text{ }^{\circ}\text{C}$). Мощность снежного покрова к весне достигает 1,0 м и более. Годовое количество осадков от 470 до 700 мм. Глубина сезонного промерзания колеблется от 0,5 до 3,0 м. Многолетняя мерзлота имеет островной характер.

В районе хорошо развита транспортная сеть. Через него проходит автомобильная дорога круглогодичного действия (Амуро-Якутская магистраль), пересекающая рудное поле на участках месторождений «Канавное» и «Дэлбэ». Кроме того, сообщение осуществляется по ж/д Байкало-Амурской Магистрали со ст. Тында – Беркакит – Алдан – Томмот и авиационным транспортом [15].

2 ГЕОЛОГИЧЕСКАЯ ЧАСТЬ

Месторождения Куранахского рудного поля относятся к месторождениям гидротермального происхождения и представлены выветрелой рыхлой песчано-глинистой массой с дресвой, обломками горных пород и редкими реликтами первичных руд. В качестве обломков первичных руд встречаются интенсивно окварцованные метасоматические породы, песчаники и известняки. Преобладают метасоматиты, кремнистые породы изменяющегося состава, фельзит-порфиры и кварц-адуляровые породы. Обломки песчаников и известняков составляют в рудах отдельных месторождений (Порфировое, Центральное, Новое и Боковое) примерно половину (а иногда и более) всего обломочного материала. Глинистый материал, составляющий по количеству в рудах различных месторождений до 30 % и более, представляет собой смеси продуктов механического разрушения, окисления и нерастворимых остатков карбонатных пород карста.

В целом все месторождения Куранахского рудного поля обладают общими чертами геологического строения, морфологии и литологии.

Результаты фазового анализа руд различных месторождений свидетельствуют о том, что преобладание форм упорного (не цианируемого) золота для различных месторождений отличается между собой. Так, для руд месторождений «Северное» и «Дэлбэ» основная доля не цианируемого золота покрыта непроницаемыми оксидными пленками. В руде месторождения «Дорожное» основное количество упорного золота распределено между золотом в пленках и нерастворимых в царской водке минералах. В руде месторождений «Порфировое» и «Боковое» большая часть упорного золота приурочена, соответственно, к минералам нерастворимым в царской водке и сульфидным минералам, а в руде месторождения «Южное» – к двум указанным формам нахождения золота. В руде месторождения «Канавное» упорное золото практически равномерно распределяется по всем трем формам (золото в пленках, в сульфидах и нерастворимых в царской водке минералах) [15].

Количество глинистой фракции в рудах различных месторождений находится в широком диапазоне (32,7-60,6 % по готовому классу -0,16 мм). При этом даже внутри одного месторождения наблюдается значительный разброс литологического состава руд (для месторождения «Северное» содержание класса -0,16 мм меняется от 32,7 до 48,6 %). Разнообразие литологического состава руд требует обязательного внедрения операции шихтования руд перед подачей их на Куранахскую ЗИФ.

2.1 Вещественный состав руд

Сырьевой базой Куранахской ЗИФ являются восемь ниже упомянутых золоторудных месторождений, которые имеют гидротермальное происхождение и образовались в процессе метасамотического замещения пород подконгломератовой толщи и коры выветривания.

Месторождения состоят из рудных залежей неправильной пластообразной формы, сформировавшиеся в депрессиях вблизи даек лампрофиров, фиксирующих рудоконтролирующие структуры. Рудные залежи преимущественно приурочены к линейно-вытянутым тектоническим зонам и повторяют слоистые конфигурации карстовых полостей. Руды являют собой рыхлую горную массу, состоящую из дресвы, песчано-глинистой смеси с включениями обломков кварц-лимонитовых руд, песчаников и известняков. В куранахских рудах отмечается две разновидности золота: ковкое и хрупкое, при этом основная масса золота - хрупкое. Оно представлено дендритовидными, пластинчатыми, чешуйчатыми и другими формами. Поверхность его губчатая, мелкопористая, но древатая. Пробность золота руд Куранахского поля - 870 – 925. Золото преимущественно микроскопическими (0,05 – 0,001 мм) и субмикроскопическими (менее 0,1 мкм) частицами, находится в свободном состоянии и генетически связано с сульфидами, гидроксидами железа и кварца. Ассоциации золота с указанными минералами не препятствуют его контакту с выщелачивающими растворами. Содержание золота в рудах, даже в пределах одного участка, колеблется в широких пределах. Подача на промплощадку Куранахской ЗИФ после реконструкции товарной руды предусматривается со средним со-

держанием золота 1,2 – 1,6 г/т. По минеральному составу руды всех месторождений Куранахского рудного поля однотипны и отличаются лишь по содержанию глини, карбонатов и оксидов железа. Основными нерудными минералами являются кварц и в меньшем количестве кальцит. Из рудных минералов преобладают гидроксиды железа. Руды Куранахского месторождения относятся к кварцево-пиритовому типу [15].

В целом все анализируемые месторождения обладают общими чертами геологического строения, морфологии и литологии. Минеральный состав руд приведен в таблице 1.

Таблица 1 - Минеральный состав руд различных месторождений Куранахского рудного поля, массовые доли в процентах

| Месторождение Куранахского рудного поля | Кварц и другие Si-минералы | Глинистые минералы | Гидроксиды железа | Карбонаты | Акцессорные минералы (флюорит, пирит, др.) | Итого |
|---|----------------------------|--------------------|-------------------|-----------|--|-------|
| Боковое | 70,00 | 18,00 | 8,3 | 0,8 | 0,01 | 97,1 |
| Дорожное | 42,00 | 39,10 | 17,3 | 1,5 | 0,05 | 100,0 |
| Порфиоровое | 63,00 | 17,00 | 17,2 | 2,7 | 0,005 | 99,9 |
| Центральное | 47,00 | 35,00 | 13,4 | 1,5 | 0,02 | 97,4 |
| Северное | 71,30 | 17,50 | 10,0 | 0,5 | р.з. | 99,5 |
| Канавное | 38,30 | 27,50 | 14,0 | 17,0 | р.з. | 95,8 |
| Новое | 73,20 | 14,50 | 10,0 | 1,5 | 0,01 | 99,2 |
| Дэлбэ | 46,30 | 33,70 | 18,3 | 1,5 | 0,1 | 99,6 |

Из приведенной таблицы видно, что состав упомянутых месторождений отличается содержанием составных компонентов. Руды сложены кварцем - 42 – 73 %, глинистыми минералами типа гидрослюда, реже каолинита 14 – 39 %, гидроксидными железами типа гидрогетита - 8 – 18 %, карбонатными минералами типа кальцита - 1 – 17 %. по количественному минералогическому анализу эти руды можно разделить на две основные группы: руды с содержанием глинистых минералов менее 20 % при содержании кремния более 60 % (месторождения Боковое, Порфиоровое, Северное, Новое), а также руды, состоящие на 30 % и более из глинистых минералов и на 47 % и менее из кремния (месторождения

Дорожное, Центральное, Канавное, Дэлбэ). Первая группа руд является более упорной к измельчению [17].

Главными составными минералами являются кварц и пирит, при этом золото преимущественно концентрируется в окисленных сульфидах. Наличие глинистых минералов в исходной руде является типичной особенностью Куранахского рудного поля и предопределяет повышенную влажность горной массы (12 % - 19 %), что подтверждается физическими характеристиками руды.

Значительная влажность и вязкость исходной руды затрудняет ее бункерование и внутри фабричный транспорт, грохочение и дробление, гидроклассификацию и гидрометаллургическую обработку.

В то же время предварительное обезливание горной массы с получением отвальных по золоту шламов практически исключается ввиду того, что золото находится в тонкодисперсном состоянии, представлено микроскопическими и субмикроскопическими частицами крупностью менее 5 микрон и в основном приурочено к тонким классам руды.

Разделение минеральных частиц такой дисперсности по плотности гравитационными методами и по смачиваемости флотацией малоэффективно, поэтому назначают прямое цианирование с головы рудоподготовки, так как ассоциация золота с сульфидами, гидроксидами железа и кварца не препятствует его контакту с выщелачивающими растворами, а гранулометрия исходного продукта способствует реализации этого процесса, о чем свидетельствуют результаты ситового анализа руды Куранахского поля, сведенные в таблицу 2.

Таблица 2 - Гранулометрическая характеристика исходной руды в процентах

| Классы крупности, мм | Выход классов руды, которая не отмыта от глины | Выход классов руды, которая отмыта от глины |
|-------------------------|---|--|
| 1 | 2 | 3 |
| +250 | 2,5 | 2,5 |
| -250 + 200 | 3,3 | 3,3 |
| -200 + 150 | 4,2 | 4,1 |
| -150 + 100 | 4,9 | 4,6 |
| -100 + 50 | 14,1 | 12,7 |
| -50 + 25 | 11,5 | 8,5 |
| -25 + 10 | 10,5 | 6,5 |

Продолжение таблицы 2

| 1 | 2 | 3 |
|---------------|-------|-------|
| -10 + 5 | | 2,5 |
| -5 + 2 | | 3,0 |
| -2 + 1 | | 1,5 |
| -1 + 0,6 | 49,0 | 1,8 |
| -0,6 + 0,3 | | 3,0 |
| -0,3 + 0,15 | | 3,4 |
| 0,15 + 0,024 | | 5,1 |
| -0,024 + 0,00 | | 37,5 |
| Итого: | 100,0 | 100,0 |

Распределение золота по классам крупности исходного продукта, представленное в таблице 2, показывает его приуроченность к сравнительно мелким классам. Содержание ценного компонента в крупных классах более 40 мм находится на уровне содержаний соответствующих зараженности вмещающих пород, которые находятся в контакте с истинными золоторудными. Распределение золота по классам крупности получено на четырех пробах исходной руды Куранахского рудного поля, представлено в таблице 3 [2].

Таблица 3 - Распределение золота по классам крупности исходной руды, поступающей на Куранахскую ЗИФ

| Класс крупности, мм | Проба | | | | | | | |
|------------------------|-------|------|------|------|------|------|------|------|
| | N 21 | N 22 | N 23 | N 24 | N 21 | N 22 | N 23 | N 24 |
| 40 | 0,9 | 0,5 | 0,9 | 0,5 | 10,3 | 2,9 | 14,7 | 7,8 |
| 8-40 | 2,9 | 2,6 | 1,6 | 1,1 | 28,3 | 13,9 | 8,2 | 10,1 |
| 30-8 | 2,8 | 5,8 | 2,5 | 2,2 | 10,3 | 7,5 | 5,3 | 6,4 |
| 0,63-3 | 2,9 | 7,7 | 2,0 | 3,6 | 19,1 | 18,9 | 21,4 | 36,7 |
| 0,35-0,6 | 2,1 | 4,7 | 2,3 | 3,7 | 0,1 | 3,1 | 1,7 | 2,0 |
| 0,08-0,35 | 2,3 | 2,6 | 1,2 | 1,9 | 4,9 | 3,8 | 5,3 | 5,9 |
| 0,0-0,08 | 4,3 | 6,2 | 6,2 | 1,6 | 23,4 | 41,6 | 38,6 | 15,5 |

Руда практически не содержит других ценных компонентов кроме золота и не может стать предметом комплексного использования.

Попутные компоненты типа ванадия, циркония, галлия, теллура по данным института ОАО «Ириредмет» промышленного значения не имеют. На рудах месторождений «Дэлбэ», «Канавное» и «Центральное» были определены коэффициенты измельчения и абразивности.

Принимая во внимание значение коэффициента крепости по М.М. Протодьяконову для рассматриваемых руд (4-5 ед.) и данные таблицы 6, приходим к заключению, что ни прочность руды, ни ее абразивность не окажут существенного влияния на эксплуатационные расходы по измельчению такого материала. Химический состав руд, поступающих на обогащение на Куранахскую ЗИФ приведен в таблице 4 [2].

Таблица 4 – Химический состав руд Куранахского рудного поля

| Компоненты | Массовая доля, в процентах, по месторождениям | | | | | | |
|--------------------------------|---|----------|-------------|-------------|----------|--------|----------|
| | Боковое | Дорожное | Порфиоровое | Центральное | Северное | Дэлбэ | Канавное |
| SiO ₂ | 76,47 | 64,40 | 77,62 | 79,35 | 85,30 | 67,92 | 67,92 |
| Al ₂ O ₃ | 7,17 | 11,44 | 4,46 | 6,01 | 4,26 | 6,39 | 8,72 |
| Fe ₂ O ₃ | 8,05 | 11,70 | 11,40 | 6,50 | 5,75 | 13,35 | 13,50 |
| CaO | 0,44 | 0,56 | 0,50 | 1,12 | 0,22 | 2,00 | 0,50 |
| MgO | 0,20 | 0,36 | 0,36 | 0,50 | 0,28 | 0,72 | 0,42 |
| K ₂ O | 2,21 | 5,15 | 1,58 | 1,52 | 0,42 | 3,19 | 4,6 |
| Na ₂ O | | 0,39 | | 0,076 | 0,019 | 0,41 | 0,22 |
| MnO ₂ | 0,095 | 0,58 | 0,36 | 0,20 | 0,18 | 0,32 | 0,62 |
| TiO ₂ | 0,30 | 0,04 | 0,20 | 0,006 | 0,006 | 0,01 | 0,016 |
| Cu | | 0,05 | | 0,01 | 0,02 | 0,20 | 0,04 |
| Zn | | 0,003 | | 0,0015 | 0,001 | 0,0026 | 0,0033 |
| Co | | 0,0048 | | | | 0,056 | 0,038 |
| Ni | | 0,08 | | 0,03 | 0,03 | 0,023 | 0,035 |
| S | | 0,0075 | | 0,022 | 0,037 | 0,022 | 0,03 |
| As | | 0,01 | | | 0,006 | | |
| Sb | | | | | | | |
| п.п.п. | | 4,8 | | 3,97 | 3,17 | 4,2 | 2,7 |

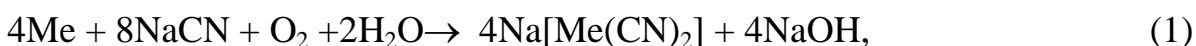
Из приведенных в таблице 4 данных заметна достаточная неравномерность распределения рудных ингредиентов в пределах Куранахского рудного поля. Особенно четко эта тенденция прослеживается для оксидов железа и по меди. Львиную долю в настоящей технологической пробе составляют оксиды кремния и алюминия, содержание которых колеблется в пределах 79,35 % – 67,92 % и 8,72 % – 4,26 %, соответственно. Доля оксидов щелочноземельных и щелочных элементов (оксиды кальция, магния, натрия и калия) незначительна. Массовая доля мышьяка, который является основной вредной примесью, со-

ставляет всего 0,006 %. Содержание цветных металлов типа цинка, кобальта, никеля не представляет практического интереса, доля которых на уровне сотых, тысячных процента. По содержанию золота Куранахское рудное поле заметно выдержанное и варьирует от 1,2 до 1,4 г/т.

3 ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ ЧАСТЬ

3.1 Выбор и обоснование технологической схемы и ее описание

Исходя из данных рационального анализа месторождение Куранах следует обогащать прямым цианированием. Выщелачивание пульп перемешиванием протекает быстрее и дает более высокое извлечение золота вследствие того что, при тонком измельчении руды до 95 % класса минус 0,074 мм создаются более благоприятные условия диффузионного подвода ионов CN^- и молекул растворенного кислорода к поверхности золотинок [2]. Этот процесс описывается следующей химической реакцией:



где Me – Au.

Цианирование перемешиванием обеспечивает извлечение золота до 95 %, а длительность процесса составляет от 6 до 30 часов.

Процесс цианирования руд перемешиванием ведут при концентрации NaCN , составляющей 0,05-0,1 %, и концентрации CaO , равной 0,01-0,03 % ($\text{pH}=9-11$). Поступающая вместе с рудой негашеная известь CaO в присутствии воды превращается в гашеную известь $\text{Ca}(\text{OH})_2$ по реакции:



которая в водной среде диссоциирует с образованием ионов гидроксила OH^- :



создающих щелочную среду (так называемая защитная щелочь) с $\text{pH} \geq 9$ для предотвращения образования летучей синильной кислоты HCN , являющейся сильным ядом, т.е. для подавления реакции гидролиза цианида натрия NaCN :



Кроме реагентного режима важным параметрами процесса цианистого выщелачивания золота является отношение Ж:Т в пульпе и продолжительность процесса [2]. Для обеспечения наилучших условий извлечения золота из кварц-уголосульфидных руд и руд с высоким содержанием окислов железа или глины требуется разжижение пульпы. Для таких руд принимают Ж:Т=2-2,5:1, для не-

которых руд требуется еще больше разжижение [2].

Кинетика выщелачивания золота из кварцево-пиритового типа с измельчением до 95 % класса минус 0,074 мм представлена в графическом виде на рисунке 2.

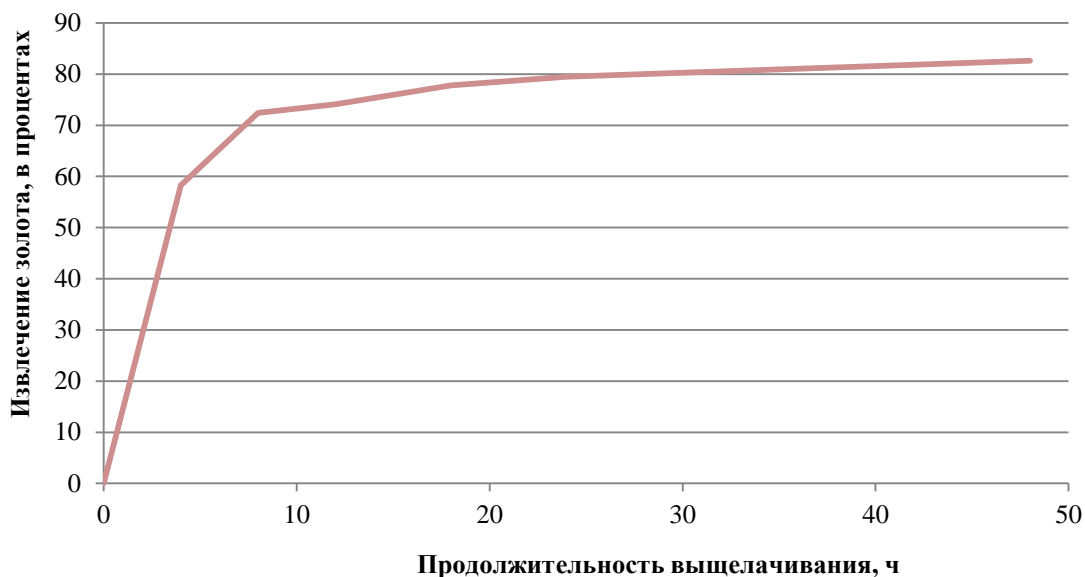


Рисунок 2 – Зависимость извлечения золота от продолжительности выщелачивания и тонины помола при сорбционном цианировании

Из графика наглядно видно, что основная масса золота растворяется за 12-18 часов. Дальнейший рост извлечения происходит относительно медленно. Поэтому продолжительность выщелачивания должна составлять не менее 20 часов (крупность руды 95 % класса минус 0,074 мм). Кроме того, следует учитывать, что цианирование в лабораторном бутылочном агитаторе имеет более благоприятную кинетику, чем цианирование в промышленных аппаратах (пачуках), поэтому принимаем процесс цианирования 22 часа [2].

Для сокращения времени сорбционного цианирования по данным лабораторных исследований следует добавлять NaCN в шаровые мельницы отделения измельчения. На основании этого процесс цианирования в пачуках сокращается практически в 2 раза, что позволяет сэкономить площадь помещения и не устанавливать дополнительное оборудование.

Специфической особенностью золотосодержащих руд месторождения

Куранах является низкое содержание в них ценного компонента. На основании этого и выше изложенного для переработки кварцево-пиритового типа золотосодержащих руд месторождения Куранах выбрана гидromеталлургическая схема, включающая крупное дробление, двухстадийное измельчение (полусамомельчение на первой стадии и шаровое на второй), сорбционное цианирование с последующей отмывкой и регенерацией смолы. Товарный регенерат после регенерации поступает на отделение электролиза на электролизеры. Конечным продуктом является катодный осадок, который переплавляют в сплав Доре и отправляют на аффинажный завод. Принципиальная схема представлена на рисунке 3.

Доставка исходной руды из карьера осуществляется автосамосвалами, из которых руда после взвешивания на автомобильных весах разгружается непосредственно в приемный бункер. На приемном бункере установлена колосниковая решетка с размером отверстий 700×800 мм. Откуда исходная руда попадает пластинчатый питатель.

Питатель имеет четыре скорости движения, обеспечивающих производительность до 250 т/ч. Для предотвращения поломки пластин питателя крупными кусками руды необходимо, чтобы в бункере на питателе всегда оставался защитный слой руды (постель), толщиной не менее 0,5 м.

Крупное дробление исходной руды осуществляется в щековой дробилке со сложным качанием щеки. Дробление руды в дробилке осуществляется до крупности 200 мм. Руда после крупного дробления с помощью наклонного ленточного конвейера подается на эстакаду, где реверсивным конвейером разгружается на напольный склад (рудный двор) дробленой руды.

Дробленая руда из открытого напольного склада (рудного двора) попадает в пластинчатый питатель. Регулирование количества подаваемой руды осуществляется частотным преобразователем электротока двигателя привода питателя. Далее руда поступает на ленточный конвейер, на котором подвергается взвешиванию конвейерными весами.

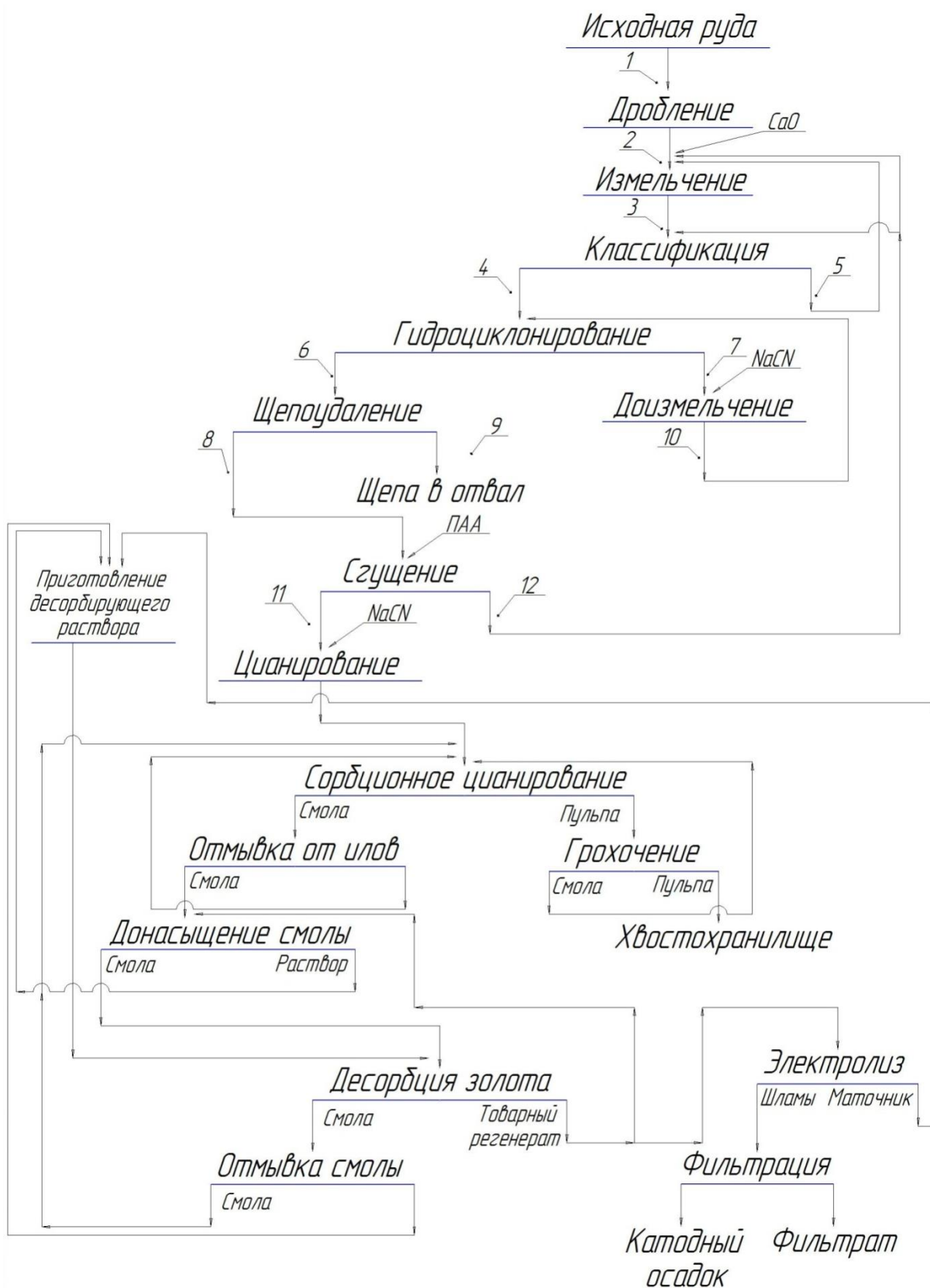


Рисунок 3 – Технологическая схема обогащения месторождения Куранах

Руда с ленты конвейера через загрузочную тележку поступает в мельницу, где через разгрузочную решетку поступает в спиральный классификатор,

который работает в замкнутом цикле с мельницей.

Слив классификатора самотеком попадает на сетку для улавливания крупной щепы, которую периодически необходимо удалять вручную, затем поступает в короб с донными затворами, откуда по трубе идет в зумпф емкостью, а пески классификатора возвращаются в мельницу.

На каждом зумпфе установлены по два песковых насоса: один – рабочий; другой резервный. Таким образом, каждый измельчительный блок имеет два насоса, каждый из которых работает с батареей гидроциклонов.

Пульпа из зумпфа песковым насосом подается на батарею гидроциклонов. Пески гидроциклонов поступают на доизмельчение в шаровые мельницы куда добавляется NaCN. Разгрузка шаровой мельницы (измельченный продукт) осуществляется в зумпф. Таким образом, цикл доизмельчения замыкается, пески гидроциклонов циркулируют по схеме: мельница → зумпф → гидроциклон → мельница, пока не доизмельчатся до требуемой крупности.

Слив гидроциклонов поступает в сливной короб, из которого направляется в барабанные грохота, где происходит очистка пульпы от щепы. Выделенная щепка направляется в отвал.

Пульпа после очистки подается на сгуститель, в определенной точке (точках) вводится раствор флокулянта (полиакриламид), способствующий образованию укрупненных частиц твердого вещества – флокул. Флокулы обладают большей скоростью осаждения (седиментации) по сравнению с отдельными мелкими частицами. В нижней части сгустителя происходит уплотнение сгущенного продукта, который с помощью граблин транспортируется к месту разгрузки. В верхней части сгустителя раствор осветляется, равномерно переливается через край чаши сгустителя по всему её периметру и стекает по концентрическому желобу к месту сбора слива сгустителя.

Слив сгустителя поступает в зумпф, откуда насосом подается в отделение измельчения. В этот же зумпф поступает обратная вода из хвостохранилища, вода после охлаждения воздушных компрессоров, и техническая вода (при нехватке других видов воды).

Сгущенная пульпа из сгустителя с помощью насоса подается на дальнейшую переработку в отделение цианирования и сорбции, где поступает в две цепочки (линии) пачуков цианирования в которые добавляется NaCN , каждая из которых состоит из двух последовательно соединенных аппаратов. Движение пульпы в процессе цианирования от пачука к пачуку происходит самотеком.

Из хвостовых пачуков цианирования пульпа поступает в головные сорбционные пачуки двух сорбционных цепочек. Пульпа последовательно проходит через все сорбционные пачуки отдельной цепочки.

В «предхвостовые» пачуки сорбции подается свежая или регенерированная ионообменная смола, которая передвигается от одного пачука к другому в направлении, противоположном потоку пульпы (противотоком). Насыщенная золотом смола выводится из головных пачуков сорбции. Таким образом, в рабочем объеме каждого сорбционного пачука, кроме хвостовых, содержится ионообменная смола, на активную поверхность которой сорбируется золото и другие металлы. Поскольку в хвостовых пачуках не содержится смола, они являются своеобразными контрольными пачуками. После них пульпа поступает на контрольное грохочение, (где происходит отделение смолы и возврата ее обратно в процесс) откуда пульпа попадает в зумпф, а затем насосом перекачивается на хвостохранилище расположенное рядом с фабрикой.

Насыщенная золотом смола, выводимая из головных пачуков обеих цепочек сорбции самотеком по трубопроводам стекает к эрлифту. Этим эрлифтом объединенный поток смолы подается на барабанный грохот, в котором смола отмывается от илов. Из грохота смола самотеком поступает на концентрационный стол, где от неё отделяются пески, направляемые в отделение измельчения. Очищенная смола с помощью эрлифта подается в отмывочную колонну в отделение регенерации.

Назначение регенерации сорбента (смолы) – восстановление ее сорбционных свойств, в том числе десорбция драгоценных металлов и примесей. Все операции в отделении регенерации выполняются регенерационных колоннах, соединенных в одну технологическую цепочку, в противоточном режиме, т.е.

смола от колонны к колонне передвигается в одну сторону, а обрабатываемые растворы (или вода для отмывки) – в противоположную. Смола передвигается в автоматическом режиме равными объемными порциями с задаваемой периодичностью.

Насыщенная смола из отделения цианирования и сорбции поступает в первую колонну регенерации, где производится её контрольная (финишная) отмывка от илов технической водой при температуре 15 °С, так же отмывается и в следующей колонне при температуре 25-30 °С. Далее смоляным эрлифтом передается в колонну №3, где она обрабатывается обратным товарным регенератом для вытеснения воды и донасыщения её золотом. После донасыщения смола передается в колонны десорбции (№№ 4-7), где происходит её обработка десорбирующим раствором. Смола и десорбирующий раствор в колоннах движутся противотоком, насыщенный золотом раствор (товарный регенерат) самотеком выгружается в бак, из которого насосами перекачивается в напорные баки-отстойники, откуда самотеком подается в электролизеры и (небольшая часть) в колонны до насыщения.

Процесс десорбции ведут при температуре 60-70 °С раствором. Обеззолоченная (регенерированная) в колоннах десорбции (№№ 4-7) смола передается в колонну № 8, где осуществляется её отмывка водой. Отмытая регенерированная смола эрлифтом транспортируется в «предхвостовые» пачуки сорбционного отделения фабрики.

Из первой десорбирующей колонны выходит товарный регенерат поступающий самотеком в напорный бак, из которого подается на электролизеры. На катоды и аноды электролизеров подается постоянный электрический ток. Под действием постоянного электрического тока на катодах и анодах электролизеров идут электрохимические реакции, в результате которых на катодах восстанавливается золото, а на анодах образуется серная кислота и выделяется кислород.

Объединенный катодный осадок после электролиза помещается в электропечь на сушку и прокалку после чего его плавят и получают сплав Доре.

3.2 Реагентный режим

Практика обогащения кварцево-пиритового типа руд показывает, что извлечение этого металла наиболее эффективно гидрометаллургическим способом. Этот метод позволяет получить более богатый концентрат [2].

В качестве собирателя для сорбции золотосодержащих руд месторождения используется ионообменная смола (PuroGold).

Таблица 5 - Основные реагенты и материалы, используемые в процессе

| Наименование реагентов | Содержание вещества | Операции |
|--|---------------------|-----------------------------|
| Цианид натрия, NaCN | 60 г/л | Доизмельчение, цианирование |
| Гидроксид натрия, NaOH | 55-60 г/л | Регенерация |
| Известь строительная негашеная, CaO | 0,35 кг/т | Измельчение |
| Смола ионообменная PuroGold | - | Сорбция |
| Полиакриламид | 0,1 % | Сгущение |
| Железный купорос, FeSO ₄ ·7H ₂ O | 10 % | Обезвреживание |

3.3 Технология сорбционного извлечения золота

Технология сорбционного извлечению золота на базе существенно кварцевых убогосульфидных золотосодержащих руд.

Сгущенная пульпа из сгустителя с помощью насоса по трубопроводу, снабженным расходомерами, подается в отделение цианирования и сорбции, где объединяется в смесителе.

Из смесителя пульпа самотеком поступает в две цепочки (линии) пачуков цианирования, каждая из которых состоит из двух последовательно соединенных аппаратов. Движение пульпы в процессе цианирования от пачука к пачуку происходит также самотеком.

В пачуках цианирования, оборудованных системой барботажа воздуха, пульпа интенсивно перемешивается, и её жидкая фаза насыщается кислородом воздуха. В головные пачуки цианирования подается крепкий ($6,0 \pm 0,3$ %) раствор цианида натрия. Таким образом, в пачуках цианирования создаются и поддерживаются необходимые условия для ускоренного протекания реакции цианирования. Из хвостовых пачуков цианирования пульпа самотеком посту-

пает в головные сорбционные пачуки двух сорбционных цепочек. Пульпа последовательно проходит через все сорбционные пачуки отдельной цепочки как показано на рисунке 4.

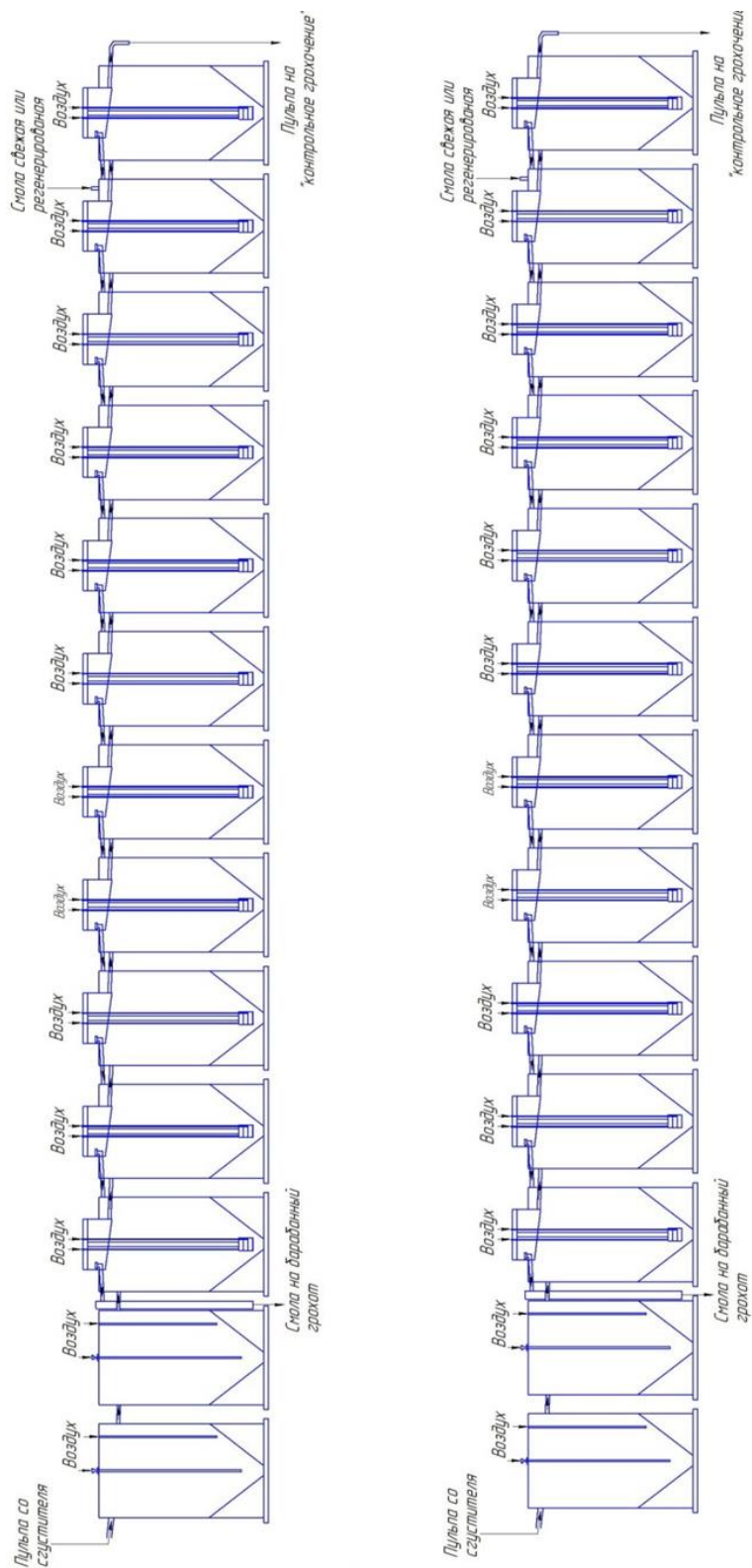


Рисунок 4 – Технологическая схема сорбционного извлечения золота

В «предхвостовые» пачуки сорбции подается свежая или регенерированная ионообменная смола (АМ-2Б), которая передвигается от одного пачука к другому в направлении, противоположном потоку пульпы (противотоком). Насыщенная золотом смола выводится из головных пачуков сорбции.

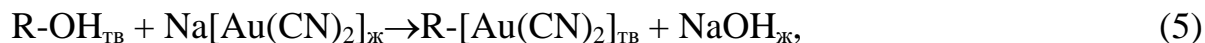
Таким образом, в рабочем объеме каждого сорбционного пачука, кроме хвостовых, содержится ионообменная смола, на активную поверхность которой сорбируется золото и другие металлы. Поскольку в хвостовых пачуках не содержится смола, они являются своеобразными контрольными пачуками.

Каждый из пачуков сорбции оборудован системой «барботаж–эрлифт». При работе барботажа смола и пульпа перемешиваются, жидкая фаза пульпы насыщается кислородом воздуха, т.е., создаются и поддерживаются необходимые условия, во-первых, для дальнейшего протекания реакции цианирования и, во-вторых, для сорбции золота из жидкой фазы на смолу по реакции. С помощью эрлифта часть пульпы со смолой из рабочего объема пачука поступает в его верхнюю часть на наклонно установленные сетки дренажа, где происходит отделение смолы от пульпы. Пульпа проходит сквозь ячейки дренажной сетки и направляется в следующий (по схеме) пачук. Смола задерживается на сетке, и через устройство регулирующее её поток, направляется в предыдущий (по схеме) пачук; излишки смолы возвращаются (стекают) в рабочий объем этого же пачука. Так осуществляется противоток пульпы и смолы, способствующий наиболее полному извлечению растворенного золота на смолу, т.к. наиболее активная свежая или регенерированная смола начинает контактировать с жидкой фазой пульпы, в которой концентрация золота минимальна, и заканчивает контактировать с жидкой фазой, в которой концентрация золота максимальна. Наличие смолы в процессе сорбции также способствует увеличению скорости реакции цианирования в несколько (от 2- до 3) раз.

Все пачуки сорбции оборудованы автоматизированной системой поддержания заданного уровня пульпы, которая при превышении данного уровня дает команду на запуск эрлифта, а при понижении этого уровня – на его остановку.

Процесс сорбции золота из раствора на смолу описывается следующей

химической реакцией:



где R – радикал смолы.

Кроме комплексного цианидного аниона золота $[Au(CN)_2]^-$ способностью сорбироваться на смолу обладают комплексные цианидные анионы серебра, цинка, меди, железа, кобальта, никеля и некоторых других элементов, образующих аналогичные комплексные цианидные анионы, а также некоторые простые анионы.

В процессе сорбции происходит не просто насыщение смолы указанными анионами, но и вытеснение с активной поверхности смолы одних анионов (находящихся правее в ряду селективности) другими анионами (находящимися левее в ряду селективности). Таким образом, в процессе сорбции идет интенсивный ионный обмен, в результате которого на смоле накапливается преимущественно золото, поскольку у комплексного цианидного аниона золота $[Au(CN)_2]^-$ наибольшее сродство к смоле.

Из последнего (хвостового) пачука хвостовая пульпа направляется на грохоты, где она отделяется от «проскочивших» частиц смолы (так называемое «контрольное грохочение»). Выделенная на грохотах смола возвращается в процесс с помощью эрлифта.

Далее хвостовая пульпа поступает в хвостовой зумпф и из него откачивается в хвостохранилище.

Насыщенная золотом смола, выводимая из головных пачуков обеих цепочек сорбции, поступает в промежуточные напорные емкости, откуда самотеком по трубопроводам стекает к эрлифту. Этим эрлифтом объединенный поток смолы перекачивается на грохот, в котором смола отмывается от большей части илов. Из грохота смола самотеком поступает на концентрационный стол, где от неё отделяются пески, направляемые в отделение измельчения. Очищенная от песков смола с помощью эрлифта подается в отмывочную колонну, в которой в псевдооживленном слое происходит более полная отмывка смолы от илов. Смола из отмывочной колонны с помощью выносного эрлифта перекачивается в

колонну отделения регенерации.

3.4 Расчет качественно-количественной схемы

Задачей качественно-количественной схемы является определение численных значений основных показателей обогащения: производительности по твердому (Q), выхода (γ), содержание металла (β) и извлечения (ε) для всех продуктов обогащения [31]. Расчеты рекомендуется проводить сначала с определением показателей Q , γ , β и ε по формулам:

$$Q = \frac{(\gamma_n Q_1)}{100}, \quad (6)$$

где Q_n – производительность цеха обогащения, т/сут;

γ_n – выход продуктов, в процентах;

Q_1 – производительность фабрики, т/сут.

Расчет извлечения

$$\varepsilon_n = \frac{\gamma_n \beta_n}{\alpha}, \quad (7)$$

где ε_n – извлечение металла в продукт, в процентах;

β_n – содержание металла в продукте, в процентах;

α – содержание металла в исходной руде, в процентах.

Содержание золота в исходной руде $\alpha = 1,3$ г/т Производительность по сухому исходному сырью $Q = 5000$ т/сут.

Метод расчета показателей обогащения основан на составлении и решении системы двух уравнений для каждой операции схема обогащения:

- уравнения равенства суммы выходов поступивших и вышедших продуктов обогащения для данной операции [31];

- уравнения «баланса металла» - равенства суммы масс полезного ископаемого поступивших и вышедших продуктов обогащения для данной операции.

Неизвестные значения части продуктов определяются по разности или сумме выходящих и поступающих в операцию составлением уравнений. Исходные данные «баланс металла» для расчета количественно-качественной схемы приведены в таблице 6.

Таблица 6 – Общий баланс металла

| Номер про- дуктов | Продукты | Выход γ , в процентах | Содержание ме- талла β , г/г | Извлечение металла ε , в процентах |
|----------------------|-----------------|---------------------------------|---------------------------------------|---|
| 1 | Исходная руда | 100 | 1,3 | 100 |
| 9 | Хвосты | 0,02 | 0 | 0 |
| 13 | Катодный осадок | 0,00002 | 6000150 | 92,31 |
| 14 | Хвосты | 99,98 | 0,1 | 7,69 |

Схема операции обогащения представлена на рисунке 5.



Рисунок 5 – Схема операции обогащения

Составляем систему уравнений из рисунка 5:

$$\begin{cases} \gamma_3 = \gamma_4 + \gamma_5 \\ \gamma_3 \beta_3 = \gamma_4 \beta_4 + \gamma_5 \beta_5 \end{cases} \quad (8)$$

Из данной системы уравнений найдем γ_3 и γ_5

$$\gamma_5 = (\gamma_4 \times \beta_4 - \gamma_4 \times \beta_3) / (\beta_3 - \beta_5) , \quad (9)$$

$$\gamma_3 = 100 + 150 = 250 \% .$$

По аналогии находим все остальные показатели. Результаты расчетов качественно-количественной схемы рудоподготовки сводим в таблицу 7 [31].

Таблица 7 – Результаты расчетов качественно–количественной схемы рудоподготовки

| Наименование операции и продуктов | Выход γ , в про- центах | Произво- дительность Q , т/сут | Содер- жание β ,г/г | Извлечение ε , в процен- тах |
|-----------------------------------|-----------------------------------|--|---------------------------------|--|
| 1 | 2 | 3 | 4 | 5 |
| I Дробление | | | | |

Продолжение таблицы 7

| 1 | 2 | 3 | 4 | 5 |
|---------------------------|-------|-------|------|-------|
| Поступает: | | | | |
| 1 Исходная руда | 100 | 5000 | 1,3 | 100 |
| Итого | 100 | 5000 | 1,3 | 100 |
| Выходит: | | | | |
| 2 Дробленый продукт | 100 | 5000 | 1,3 | 100 |
| Итого | 100 | 5000 | 1,3 | 100 |
| II Измельчение | | | | |
| Поступает: | | | | |
| 2 Дробленый продукт | 100 | 5000 | 1,3 | 100 |
| 5 Пески | 150 | 7500 | 1,3 | 150 |
| Итого | 250 | 12500 | 1,3 | 250 |
| Выходит: | | | | |
| 3 Измельченный продукт | 250 | 12500 | 1,3 | 250 |
| Итого | 250 | 12500 | 1,3 | 250 |
| III Классификация | | | | |
| Поступает: | | | | |
| 3 Измельченный продукт | 250 | 12500 | 1,3 | 250 |
| Итого | 250 | 12500 | 1,3 | 250 |
| Выходит: | | | | |
| 4 Слив классификатора | 100 | 5000 | 1,3 | 100 |
| 5 Пески классификатора | 150 | 7500 | 1,3 | 150 |
| Итого | 250 | 12500 | 1,3 | 250 |
| IV Доизмельчение | | | | |
| Поступает: | | | | |
| 7 Пески гидроциклона | 300 | 15000 | 1,95 | 450 |
| Итого | 300 | 15000 | 1,95 | 450 |
| Выходит: | | | | |
| 10 Доизмельченный продукт | 300 | 15000 | 1,95 | 450 |
| Итого | 300 | 15000 | 1,95 | 450 |
| V Классификация ГЦ | | | | |
| 4 Слив классификатора | 100 | 5000 | 1,3 | 100 |
| 10 Доизмельченный продукт | 300 | 15000 | 1,95 | 504 |
| Итого | 400 | 20000 | 1,78 | 504 |
| Выходит: | | | | |
| 6 Слив гидроциклона | 100 | 5000 | 1,95 | 54 |
| 7 Пески гидроциклона | 300 | 15000 | 0,7 | 450 |
| Итого | 400 | 21400 | 1,63 | 504 |
| VI Щепоудаление | | | | |
| Поступает: | | | | |
| 6 Слив ГЦ | 100 | 5000 | 1,95 | 54 |
| Итого | 100 | 5000 | 1,95 | 54 |
| Выходит: | | | | |
| 8 Пульпа ГЦ | 99,98 | 4999 | 1,95 | 100,0 |
| 9 Щепа | 0,02 | 1 | - | - |
| Итого | 100 | 5000 | 1,95 | 100,0 |
| VII Сгущение | | | | |
| Поступает: | | | | |
| 8 Пульпа ГЦ | 99,98 | 4999 | 1,95 | 100,0 |

| 1 | 2 | 3 | 4 | 5 |
|-----------------------------|---------|-------|---------|-------|
| Итого | 99,98 | 4999 | 1.95 | 100,0 |
| Выходит: | | | | |
| 12 Слив | - | - | - | - |
| 11 Сгущенный продукт | 99,98 | 4999 | 1.95 | 100,0 |
| Итого | 99,98 | 4999 | 1.95 | 100,0 |
| VIII Цианирование + сорбция | | | | |
| Поступает: | | | | |
| 11 Слив | 99,98 | 4999 | 0,66 | 51,3 |
| Итого | 99,98 | 4999 | 0,66 | 51,3 |
| Выходит: | | | | |
| 13 Концентрат | 0,00002 | 0,001 | 6000150 | 92,31 |
| 14 Хвосты | 99,98 | 4999 | 0,1 | 7,69 |
| Итого | 99,98 | 4999 | 0,1 | 7,69 |

3.5 Расчет водно-шламовой схемы

В результате расчета водно-шламовой схемы в каждом продукте и в каждой операции определяются: весовое отношение Ж:Т, количество воды в операции или продукте; объем пульпы; количество воды, добавляемой в процессе или выводимой из него.

На основании данных практики устанавливаются значения R (Ж:Т) и нормы расхода воды для отдельных продуктов и операций [31].

С помощью формулы (10) определяется количество воды в продуктах и операциях с известными значениями R_n , причем значения Q_n берутся из количественной схемы.

$$W_n = Q_n \times R_n, \quad (10)$$

где n – номер продукта в схеме;

R_n – весовое отношение Ж:Т, численно равное массе воды на 1 т твердого;

W_n – расход воды (производительность по воде) с продуктом, m^3 в единицу времени.

По уравнению баланса определяется количество воды, добавляемой в отдельные операции и в отдельные продукты [31].

По формуле (11) находим объем пульпы, $m^3/сут$:

$$V_n = Q_n \times (R_n + 1/\delta_n), \quad (11)$$

где δ_n – удельный вес твердого в продукте ($\delta = 3$).

Весовое отношение жидкого к твердому по массе R_n определяется по формуле (12):

$$R_n = (100 - T_n) : T_n, \quad (12)$$

где T_n – содержание твердого, в процентах.

Отношение Ж:Т и содержание твердого в операциях и продуктах, для которых значения Т и R не были приняты определяются по формуле (13):

$$T_n = 100 : (R_n + 1), \quad (13)$$

Результаты расчетов каждой операции водно-шламовой схемы рудоподготовки заносим в таблицу 8.

Таблица 8 – Результаты расчета водно-шламовой схемы

| Наименование операций и продуктов | Количество твердого Q, т/сут | Содержание твердого T, в процентах | Разбавление R, в процентах | Количество воды W, м ³ /с | Объем пульпы V, м ³ /с |
|-----------------------------------|------------------------------|------------------------------------|----------------------------|--------------------------------------|-----------------------------------|
| 1 | 2 | 3 | 4 | 5 | 6 |
| I Дробление | | | | | |
| Поступает: | | | | | |
| 1 Исходная руда | 5000 | 93 | 0,075 | 375 | 2025 |
| Итого | 5000 | 93 | 0,075 | 375 | 2025 |
| Выходит: | | | | | |
| 2 Дроблен. продукт | 5000 | 93 | 0,075 | 375 | 2025 |
| Итого | 5000 | 93 | 0,075 | 375 | 2025 |
| II Измельчение | | | | | |
| Поступает: | | | | | |
| 2 Дроблен. продукт | 5000 | 93 | 0,075 | 375 | 2025 |
| 5 Пески | 7500 | 80 | 0,25 | 1875 | 4350 |
| Вода | | | | 3125 | 3125 |
| Итого | 12500 | 70 | 0,43 | 5375 | 9500 |
| Выходит: | | | | | |
| 3 Измельч. продукт | 12500 | 70 | 0,43 | 5375 | 9500 |
| Итого | 12500 | 70 | 0,43 | 5375 | 9500 |
| III Классификация | | | | | |
| Поступает: | | | | | |
| 3 Измельч. продукт | 12500 | 70 | 0,43 | 5375 | 9500 |
| Вода | - | - | - | 8000 | 8000 |
| Итого | 12500 | 48,31 | 1,07 | 13375 | 17500 |
| Выходит: | | | | | |
| 4 Слив классиф. | 5000 | 30 | 2,3 | 11500 | 13150 |
| 5 Пески классиф. | 7500 | 80 | 0,25 | 1875 | 4350 |
| Итого | 12500 | 48,31 | 1,07 | 13375 | 17500 |
| IV Классификац. ГЦ | | | | | |
| Поступает: | | | | | |
| 4 Слив классиф. | 5000 | 30 | 2,3 | 11500 | 13150 |

Продолжение таблицы 8

| 1 | 2 | 3 | 4 | 5 | 6 |
|-----------------------------|-------|-------|--------|----------|----------|
| 10 Доизмельченный продукт | 15000 | 65 | 0,53 | 7950 | 12900 |
| Вода | - | - | - | 4700 | 4700 |
| Итого | 20000 | 45,45 | 1,21 | 24150 | 30750 |
| Выходит: | | | | | |
| 6 Слив ГЦ | 5000 | 22 | 3,54 | 17700 | 19350 |
| 7 Пески ГЦ | 15000 | 70 | 0,43 | 6450 | 11400 |
| Итого | 20000 | 45,45 | 1,21 | 24150 | 30750 |
| V Доизмельчение | | | | | |
| Поступает: | | | | | |
| 7 Пески ГЦ | 15000 | 70 | 0,43 | 6450 | 11400 |
| Вода | - | - | - | 1500 | 1500 |
| Итого | 15000 | 65 | 0,53 | 7950 | 12900 |
| Выходит: | | | | | |
| 10 Доизмельченный продукт | 15000 | 65 | 0,53 | 7950 | 12900 |
| Итого | 15000 | 65 | 0,53 | 7950 | 12900 |
| VI Щелоудаление | | | | | |
| Поступает: | | | | | |
| 6 Слив ГЦ | 5000 | 22 | 3,54 | 17700 | 19350 |
| Вода | - | - | - | 1096,67 | 1096,67 |
| Итого | 5000 | | | 18796,67 | 20446,67 |
| Выходит | | | | | |
| 8 Слив | 4999 | 21 | 3,76 | 18796,24 | 20445,91 |
| 9 Хвосты | 1 | - | - | 0,43 | 0,76 |
| Итого | 5000 | | | 18796,67 | 20446,67 |
| VII Сгущение | | | | | |
| Поступает: | | | | | |
| 8 Слив | 4999 | 21 | 3,76 | 18796,24 | 20445,91 |
| Вода | - | - | - | 4000 | 4000 |
| Итого | 4999 | | | 22796,24 | 24445,91 |
| Выходит: | | | | | |
| 11 Сгущен. продукт | 4999 | 40 | 1,5 | 7498,5 | 9148,17 |
| 12 Внутр. оборот | - | - | - | 15297,74 | 15297,74 |
| Итого | 4999 | | | 22796,24 | 24445,91 |
| VIII Цианирование + сорбция | | | | | |
| Поступает: | | | | | |
| 11 Слив | 4999 | 40 | 1,5 | 7498,5 | 9148,17 |
| Итого | 4999 | 40 | 1,5 | 7498,5 | 9148,17 |
| Выходит: | | | | | |
| 13 Катодный осадок | 0,001 | 99 | 0,0101 | 0,00001 | 0,0034 |
| 14 Хвосты | 4999 | 40 | 1,5 | 7498,5 | 9148,17 |
| Итого | 4999 | 40 | 1,5 | 7498,5 | 9148,17 |

Баланс водопотребления и водоотведения по цеху рудоподготовки представляет собой равенство, поступившего в процесс суммарного количества во-

ды, суммарному количеству воды, уходящему из процесса с конечными продуктами обогащения, т.е. [31].

$$W_1 + \sum L = \sum W_K, \quad (14)$$

где W_1 – количество воды, поступающее с исходной рудой, м³/сут;

$\sum L$ – суммарное количество воды, добавляемое в процесс, м³/сут;

$\sum W_K$ – суммарное количество воды, уходящее из процесса с конечными продуктами, м³/сут.

Баланс водопотребления и водоотведения по цеху рудоподготовки представлен в таблице 9.

Таблица 9 – Баланс водопотребления

| Поступает воды в процесс | м ³ /сут | Уходит воды из процесса | м ³ /сут |
|--------------------------------|---------------------|--------------------------|---------------------|
| С исходной рудой | 375 | Хвосты из щепоудаления | 0,43 |
| В измельчение | 3125 | Внутренний водооборот | 15297,74 |
| В классификацию | 8000 | Хвосты | 7498,5 |
| В классификацию ГЦ | 4700 | | |
| Доизмельчение | 1500 | | |
| Сгущение | 4000 | | |
| Щепоудаление | 1096,67 | | |
| Всего поступает $W_1 + \sum L$ | 22796,67 | Всего выходит $\sum W_K$ | 22796,67 |

4 ВЫБОР И РАСЧЕТ ОСНОВНОГО И ВСПОМОГАТЕЛЬНОГО ТЕХНОЛОГИЧЕСКОГО ОБОРУДОВАНИЯ

4.1 Общие положения при выборе основного оборудования

При выборе оборудования решают следующие основные задачи:

- выбор схемы аппарата и его типоразмера;
- расчёт производительности для заданных условий;
- определение потребного числа аппаратов.

Если расчётное число однотипных аппаратов для какой-либо операции получается больше 4-6, то переход на увеличенный размер аппарата будет выгодным (из этого положения нельзя сделать обратного вывода).

Число запасных дробилок и грохотов зависит от продолжительности работы цеха дробления в сутки, ёмкости приёмных и промежуточных бункеров.

Для первого приёма дробления обычно запасные дробилки не устанавливаются. Во втором и третьем приёмах дробления на 2-3 работающих дробилки устанавливается одна запасная и на 3-4 работающих грохота - один запасной.

Запасные аппараты для операций измельчения, обогащения и сгущения не устанавливаются.

Необходимое время для ремонта оборудования в этом случае предусматривается уменьшением числа рабочих дней по сравнению с календарным.

Насосы для перекачивания пульпы или дублируются, или на два работающих насоса устанавливают один запасной [31].

4.2 Выбор и расчет оборудования для крупного дробления

Щековые дробилки выпускают следующих типов: ЩДП - щековые дробилки с простым движением щеки; ЩДС - щековые дробилки со сложным движением щеки и с отношением длины приёмного отверстия к его ширине более 1,6; ЩДС-11 - щековые дробилки со сложным движением щеки и с отношением длины приёмного отверстия к его ширине до 1,6 включительно [32].

Определяем часовую производительность цеха дробления по формуле:

$$Q_r = \frac{k \times Q_{суд}}{t}, \quad (15)$$

где k – поправочный коэффициент, учитывающий неравномерность свойств сырья, влияющий на производительность оборудования данного цеха, $k=1\div 1,1$ – для рудных обогатительных фабрик;

$Q_{\text{сид}}$ – суточная производительность цеха дробления по сухому, т/с;

t – расчетное время работы цеха оборудования в сутки в часах, ч.

$$Q_r = \frac{1,1 \times 5000}{24} = 229 \text{ т/ч.}$$

Определяем общую степень дробления по формуле (16):

$$S_{\text{общ}} = \frac{D_{\text{max}}}{d_{\text{max}}}, \quad (16)$$

где D_{max} – максимальная крупность исходной руды, мм;

d_{max} – максимальная крупность дробленной руды, мм.

$$S_{\text{общ}} = \frac{800}{300} = 2,6 \text{ мм.}$$

Устанавливаем степени дробления: принимаем $S = 3,1$.

Определяем условную максимальную крупность дробления продуктов после отдельных стадий дробления:

$$D = \frac{D_1}{S}, \quad (17)$$

где D_1 – крупность поступающей руды, мм;

S – степень дробления для данной стадии дробления, мм;

$$D = \frac{800}{3,1} = 258 \text{ мм.}$$

Определяем ширину у разгрузочной щели:

$$i = \frac{D}{z_p}, \quad (18)$$

где z_p – относительная крупность дробленных продуктов (принимаем по данным испытаний дробимости руды, а при их отсутствии – по типовым характеристикам) [31].

$$i = \frac{258}{1,4} = 184,28 \approx 185 \text{ мм.}$$

Подсчитываем ширину загрузочной щели дробилки:

$$B = 1.1 \times D, \quad (19)$$

$$B = 1,1 \times 800 = 880 \approx 900 \text{ мм.}$$

Подсчитываем коэффициенты загрузки дробилки по формуле:

$$K = \frac{Q_{\text{расч}}}{Q_{\text{табл}}}, \quad (20)$$

где $Q_{\text{расч}}$ – требуемая производительность дробилок, т/ч;

$Q_{\text{табл}}$ – производительность по технической производительность оборудования, т/ч.

$$K = \frac{229}{250} = 0,9.$$

Выбираем дробилку ЩДС 9×12 со сложным движением щеки так как она больше всего подходит под характеристику руд, перерабатываемых на фабрике и экономическим показателям, а также по простоте конструкции она является наиболее эффективной и выгодной. Техническая характеристика щековой дробилки со сложным движением щеки ЩДС 9×12 приведена в таблице 10 [1].

Таблица 10 – Технические характеристики дробилки ЩДС 9×12

| Параметры | ЩДС 9×12 |
|---|----------|
| Размеры приемного отверстия: | |
| - ширина, мм | 900 |
| - длинна, мм | 1200 |
| Ширина выходной щели, мм | 100-200 |
| Наибольший размер куска исходного материала, мм | 750 |
| Производительность, т/ч | 120-250 |
| Мощность двигателя, кВт | 110 |
| Масса дробилки без двигателя, т | 50 |
| Габариты: | |
| - длинна, мм | 3875 |
| - ширина, мм | 3165 |
| - высота, мм | 3045 |

4.3 Выбор и расчет оборудования для измельчения

Для измельчения руд применяют главным образом барабанные цилиндрические мельницы следующих типов: МСЦ – стержневые с центральной разгрузкой; МШР – шаровые с разгрузкой через решетку; МШЦ – шаровые с центральной разгрузкой; МРГ – рудногалечного измельчения с центральной разгрузкой; ММС – мокрого самоизмельчения с разгрузкой через решетку.

Стержневые мельницы применяют в первой стадии измельчения при обработке руд, содержащих легкошламуемые полезные ископаемые, а также при измельчении руд, обогащаемых гравитационными или магнитными методами [3].

Мельницы с разгрузкой через решетку применяют при одностадийном измельчении мелкодробленной руды. Эти мельницы более производительны: удельная производительность у них на 10-15 % выше, чем у мельниц с центральной разгрузкой [30].

Мельницы с центральной разгрузкой применяют при необходимости тонкого измельчения – во второй и третьей стадиях рудного измельчения.

Типоразмер барабанных мельниц рассчитывается и выбирается по методу подобия, т.е. исходя из практических данных их работы при режимах, близких к оптимальному. При этом учитывается различие в измельчаемости и крупности исходного материала, крупности измельченного продукта, размерах и способе разгрузки мельницы.

4.3.1 Выбор и расчет мельницы для первой стадии измельчения

Первая стадия измельчения проектируется в мельницах полусамоизмельчения с 16 % загрузкой шаров от объема. На полусамоизмельчение поступает руда крупностью 200 мм. Массовая доля готового класса минус 0,074 мм в разгрузке мельницы составляет $\beta_k = 45$ %. Требуемая производительность по сухому 208,3 т/ч.

Эталонная мельница принимается ММС-55×18, производительностью 120 т/ч и объемом барабана 40 м³ [21].

Проектируемые мельницы – ММС-70×23А с объемом барабана 80 м³ и ММС-50×23Р с объемом барабана 36,5 м³.

Расчет производительности проектируемой мельницы ведется по формуле (21):

$$Q_n = Q_{эт} \times \frac{V_n}{V_{эт}} \times \left(\frac{D_n}{D_{эт}} \right)^{0.3}, \quad (21)$$

где Q_n – производительность запроектированной мельницы, т/ч;

$Q_{эм}$ – производительность испытанной мельницы, т/ч;

V_n – объем запроектированной мельницы, м³;

$V_{эм}$ – объем испытанной мельницы, м³;

D_n – диаметр проектируемой мельницы, м;

$D_{эм}$ – диаметр испытуемой мельницы, м.

Для мельницы ММС 5500×1800:

$$Q_1 = 120 \times \frac{40}{40} \times \left(\frac{5,5}{5,5}\right)^{0,3} = 120 \text{ т/ч.}$$

Для мельницы ММС 7000×2300А:

$$Q_2 = 120 \times \frac{80}{40} \times \left(\frac{7}{5,5}\right)^{0,3} = 258 \text{ т/ч.}$$

Для мельницы ММС 5000×2300Р:

$$Q_3 = 120 \times \frac{36,5}{40} \times \left(\frac{5}{5,5}\right)^{0,3} = 106,4 \text{ т/ч.}$$

Определяем число мельниц по формуле (22):

$$n = \frac{Q_{исх}}{Q_n}, \quad (22)$$

где $Q_{исх}$ – производительность по исходной руде, т/ч;

Q_n – производительность запроектированной мельницы, т/ч.

Для мельницы ММС 5500×1800

$$n = \frac{233}{120} = 1,94 \approx 2.$$

Для мельницы ММС 7000×2300А

$$n = \frac{233}{258} = 0,9 \approx 1.$$

Для мельницы ММС 5000×2300Р

$$n = \frac{233}{106,4} = 2,18 \approx 3.$$

Таблица 11 – Сравнение установки мельниц по основным показателям

| Размеры барабанов мельниц, мм | Число мельниц | Масса мельниц, т | Установочная мощность, кВт | Производительность т/ч |
|-------------------------------|---------------|------------------|----------------------------|------------------------|
| 5500×1800 | 2 | 210 | 800 | 100-120 |
| 7000×2300 | 1 | 450 | 1600 | 80-320 |
| 5000×2300 | 3 | 200 | 630 | 80-100 |

При сравнении по массе, мощности и габаритным размерам, а также производительности вариант установки двух мельниц ММС - 5500*1800 является наиболее выгодным. Технические характеристики выбранной мельницы представлены в таблице 12 [31].

Таблица 12 – Технологические характеристики мельницы ММС - 5500×1800

| Параметры | ММС - 5500×1800 |
|--|-----------------|
| Внутренний размер барабана: | |
| - диаметр, мм | 5500 |
| - длина, мм | 1800 |
| Объем барабана, м ³ | 40 |
| Диаметр загруженных шаров, мм | 100 |
| Количество загруженных шаров, т | 30 |
| Мощность двигателя главного привода, кВт | 800 |
| Частота вращения двигателя, об/мин | 167 |
| Габариты, мм: | |
| - длина | 12770 |
| - ширина | 8076 |
| - высота | 5780 |
| Напряжение, В | 6000 |
| Масса мельницы без двигателя, т | 210 |

4.3.2 Выбор и расчет оборудования для второй стадии измельчения

Вторая стадия измельчения проектируется в мельницах измельчения с 45 % загрузкой шаров от объема. Массовая доля готового класса минус 0,074 мм в разгрузке мельницы составляет $\beta_k = 95 \%$, а в исходном сырье готового класса минус 0,074 мм составляет $\beta_{и} = 35 \%$; Требуемая производительность по сухому 208,3 т/ч.

Эталонная мельница принимается МШЦ - 3200×5400, с объемом барабана 40 м³, а проектируемые мельницы – МШЦ - 3600×4000 с объемом барабана 36 м³ и МШЦ - 4500×6000 с объемом барабана 85 м³ [31].

Производительность эталонной мельницы рассчитываем по формуле:

$$Q_{\text{эт}} = \frac{Q_{\text{год}}}{365 \times 24 \times K_{\text{в}} \times K_{\text{н}}}, \quad (23)$$

где $Q_{\text{год}}$ – годовая производительность фабрики по сухому весу, т/год;

$K_{\text{в}}$ – коэффициент использования оборудования, равный 0,9;

$K_{\text{н}}$ – коэффициент, учитывающий неравномерность свойств руды, равный

0,98.

$$Q_{\text{эт}} = \frac{1800000}{365 \times 24 \times 0,9 \times 0,98} = 233 \text{ т/ч.}$$

Выбираем эталонную мельницу. Для расчета принимаем за эталон мельницу МШЦ 3200×5400. Определяем для нее удельную производительность по вновь образованному классу минус 0,074 мм по формуле (24) [31]:

$$q_{\text{эм}} = \frac{Q(\beta_{\text{к}} - \beta_{\text{и}}) \times 4}{\pi(D - 0,15)^2 L}, \quad (24)$$

где $q_{\text{эм}}$ - удельная производительность, т/м³·час;

Q – производительность цеха, т/час;

$\beta_{\text{к}}$ и $\beta_{\text{и}}$ – содержание расчетного класса соответственно в конечном исходном продуктах;

D – диаметр барабана, м;

L – длина мельницы, м.

$$q_{\text{эт}} = \frac{233 \times (0,95 - 0,35) \times 4}{3,14 \times (5,4 - 0,15)^2 \times 3,2} = 2,019 \text{ т/м}^3 \cdot \text{час.}$$

Определяем удельную производительность мельниц по расчетному классу с учетом поправочных коэффициентов для проектируемых мельниц:

МШЦ 3200×5400, МШЦ 3600×4000, МШЦ 4500×6000 по формуле (25):

$$q_{\text{пр}} = q_{\text{эм}} \times K_{\text{и}} \times K_{\text{к}} \times K_{\text{д}} \times K_{\text{м}} \times K_{\text{л}} \times K_{\text{у}} \times K_{\text{ф}}, \quad (25)$$

где $q_{\text{пр}}$ – удельная производительность проектируемой мельницы, т/м³·час;

$K_{\text{и}}$ - коэффициент, учитывающий различия в измельчаемости проектируемой и эталонной мельниц, принимаем $K_{\text{и}} = 1$;

$K_{\text{к}}$ - коэффициент, учитывающий различие в крупности исходного и конечного продуктов измельчения для проектируемых мельниц $K_{\text{к}} = 1$ [31];

$K_{\text{д}}$ – коэффициент, учитывающий различия в диаметрах проектируемой и эталонной мельниц, рассчитывается по формуле:

$$K_{\text{д}} = \sqrt{\frac{D - 0,15}{D_{\text{эт}} - 0,15}}, \quad (26)$$

где D и $D_{\text{эт}}$ – соответственно диаметры барабанов проектируемой и эталонной мельниц, м.

Для мельницы МШЦ 3200×5400

$$K_{Д1} = \sqrt{\frac{3,2-0,15}{3,2-0,15}} = 1.$$

Для мельницы МШЦ 3600×4000

$$K_{Д2} = \sqrt{\frac{3,6-0,15}{3,2-0,15}} = 1,06.$$

Для мельницы МШЦ 4500×6000

$$K_{Д3} = \sqrt{\frac{4,5-0,15}{3,2-0,15}} = 1,19.$$

K_T – коэффициент, учитывающий различие в типах мельниц, принимаем по таблице 4.5 [18], $K_T = 1$.

K_L – коэффициент, учитывающий различия в длинах проектируемой и эталонной мельниц, рассчитываем по формуле:

$$K_{L1} = \left(\frac{L}{L_{эт}}\right)^{0,15}, \quad (27)$$

где $L_{эм}$ и L – соответственно длина проектируемой и эталонной мельниц, м.

Для мельницы МШЦ 3200×5400:

$$K_{L1} = \left(\frac{5,4}{5,4}\right)^{0,15} = 1.$$

Для мельницы МШЦ 3600×4000:

$$K_{L2} = \left(\frac{4}{5,4}\right)^{0,15} = 0,95.$$

Для мельницы МШЦ 4500×6000:

$$K_{L3} = \left(\frac{6}{5,4}\right)^{0,15} = 1,016.$$

K_ψ – коэффициент, учитывающий различие скорости вращения проектируемой к установке мельниц ψ и эталонной $\psi_{э}$. Определяем по формуле:

$$K_\psi = \psi/\psi_{эт}, \quad (28)$$

где ψ и $\psi_{эт}$ – соответственно скорости вращения в процентах от критической проектируемой и эталонной мельниц, определяем по технической характеристике мельницы, $K_\psi = 1$ [31];

K_φ – коэффициент, учитывающий различие объемного заполнения из-

мельчающей средой проектируемой и эталонной мельниц, определяем по формуле (29):

$$K_{\varphi} = \frac{\varphi}{\varphi_{\text{эт}}}, \quad (29)$$

где φ и $\varphi_{\text{эт}}$ – соответственно степень заполнения измельчающей средой проектируемой и эталонной мельниц, принимаем $K_{\varphi} = 0,45$.

Определяем удельную производительность по формуле 23:

Для мельницы МШЦ 3200×5400

$$q_1 = 2,019 \times 1 \times 1 \times 1 \times 1 \times 1 \times 1 \times 0,45 = 0,98 \text{ т/м}^3 \cdot \text{час.}$$

Для мельницы МШЦ 3600×4000

$$q_2 = 2,019 \times 1 \times 1 \times 1,06 \times 1 \times 0,95 \times 1 \times 0,45 = 0,915 \text{ т/м}^3 \cdot \text{час.}$$

Для мельницы МШЦ 4500×6000

$$q_3 = 2,019 \times 1 \times 1 \times 1,19 \times 1 \times 1,016 \times 1 \times 0,45 = 1,098 \text{ т/м}^3 \cdot \text{час.}$$

Определяем производительность мельниц по формуле [1]:

$$Q_n = \frac{q_n V_n}{\beta_k - \beta_n}, \quad (30)$$

где V_n – объемы сравниваемых мельниц, м³.

Для мельницы МШЦ 3200×5400

$$Q_1 = \frac{0,908 \times 40}{0,95 - 0,35} = 60,5 \text{ т/ч.}$$

Для мельницы МШЦ 3600×4000

$$Q_2 = \frac{0,915 \times 36}{0,95 - 0,35} = 54,9 \text{ т/ч.}$$

Для мельницы МШЦ 4500×6000

$$Q_3 = \frac{1,098 \times 85}{0,95 - 0,35} = 155,55 \text{ т/ч.}$$

Определяем число мельниц по формуле (20):

а) для мельницы МШЦ 3200×5400

$$n = \frac{233}{60,5} = 3,89 \approx 4;$$

б) для мельницы МШЦ 3600×4000

$$n = \frac{233}{54,9} = 4,24 \approx 5;$$

в) для мельницы МШЦ 4500×6000

$$n = \frac{233}{155,5} = 1,49 \approx 2.$$

Таблица 13 – Сравнение установки мельниц по основным показателям

| Размеры барабанов мельниц, мм | Число мельниц | Масса мельниц, т | Установочная мощность, кВт | Коэффициент запаса |
|-------------------------------|---------------|------------------|----------------------------|--------------------|
| 3200×5400 | 4 | 137 | 800 | 1,02 |
| 3600×4000 | 5 | 163 | 1000 | 1,17 |
| 4500×6000 | 2 | 344 | 2500 | 1,34 |

При сравнении по массе, мощности и коэффициента запаса, а так же других технических характеристик и экономических показателей, вариант установки четырех мельницы МШЦ 3200×5400 является наиболее выгодным. Технические характеристики, которой, приведены в таблице 14 [4].

Таблица 14 – Технические характеристики мельницы МШЦ 3200×5400

| Параметры | МШЦ 3200×5400 |
|--|---------------|
| Внутренний размер барабана: | |
| - диаметр, мм | 3200 |
| - длина, мм | 5400 |
| Объем барабана, м ³ | 40 |
| Количество загружаемых шаров, т | 80 |
| Мощность двигателя главного привода, кВт | 800 |
| Частота вращения двигателя, об/мин | 167 |
| Габариты, мм: | |
| - длина | 15100 |
| - ширина | 9100 |
| - высота | 6800 |
| Напряжение, В | 6000 |
| Масса мельницы без двигателя, т | 137 |

4.4 Выбор и расчет оборудования для классификации

4.4.1 Выбор и расчет спирального классификатора

Классификаторы выпускают двух типов: КСП – классификаторы с погруженной спиралью и КСН – классификаторы с не погруженной спиралью. В обозначении типоразмера классификатора входят: число спиралей (1 или 2); местонахождение опорного подшипника вала спирали относительно зеркала пульпы (с не погруженной или погруженной спиралью) и диаметр спирали [30].

Определяем производительность по сливу, т/ч:

$$Q_c = Q_{\text{баз}} \times m \times K_p \times K_\alpha \times K_c, \quad (31)$$

где K_p – коэффициент крупности слива ($K_p=1$);

$Q_{\text{баз}}$ – базисная производительность по сливу, т/ч;

K_c , - коэффициент учитывающий плотность руды ($K_c=1,96$);

K_α – коэффициент разжижения и угол наклона ванны классификатора;

m – число спиралей $m=1$.

$$Q_c = 66,576 \times 1 \times 1 \times 1 \times 1,96 = 130,489 \text{ т/ч.}$$

Определяем производительность по пескам, т/ч:

$$Q_{\text{п}} = 5,45 \times m \times K_p \times K_\alpha \times D^3 \times n, \quad (32)$$

где D – диаметр спирали, мм;

n – частота вращения, мин^{-1} .

$$Q_{\text{п}} = 5,45 \times 2 \times 1 \times 1 \times 3^3 \times 3,67 = 540,04 \text{ т/ч.}$$

При выборе и расчете классификатора учитывают сопряжение его с мельницей, которое определяют по таблице 5.3 [31]. Отсюда принимаем к установке спиральный классификатор типа 1КСН-24. Технические характеристики приведены в таблице 15.

Таблица 15 – Технические характеристики классификатора 1КСН-24

| Параметры | 1КСН-24 |
|--|---------|
| Длина спирали, мм | 2400 |
| Длина ванны, мм | 9200 |
| Угол наклона ванны | 18 |
| Число спиралей | 1 |
| Мощность электродвигателя привода спирали, кВт | 22 |
| Габариты, мм: | |
| длина | 12500 |
| ширина | 3150 |
| высота | 4900 |
| Масса, т | 28 |

4.4.2 Выбор и расчет гидроциклонов

На обогатительных фабриках используют, в основном, цилиндрикоконические гидроциклоны с углом конусности 20° и малых типоразмеров с углом ко-

нустности 10° .

В условное обозначение входит слово «гидроциклон», угол конустности (если он отличается от 20°), буквенные обозначения материала и обозначение климатического исполнения (для стран с жарким климатом - Т) [31].

Установлены следующие буквенные обозначения материалов для футеровки гидроциклонов: К - каменное литье; М- металлокерамика; Ч - легированный или отбелённый чугун; С - легированная сталь; Р - резина; П -полиуретан.

Объемная производительность гидроциклона с углом конустности 20° , W , $m^3/ч$, определяется по формуле:

$$W = 0,93 \times 10^4 \times K_d \times d_3 \times d_c, \quad (33)$$

где K_d – поправочный коэффициент (см. гл. 4.6 [28]);

d_3 – размер эквивалентного питающего патрубка, м. Численные значения d_3 принимаются по данным технической характеристики гидроциклонов;

d_c – диаметр сливного патрубка гидроциклона, м.

Для гидроциклона ГЦ-360:

$$W = 0,93 \times 10^4 \times 1,06 \times 0,09 \times 0,115 = 102 \text{ м}^3/\text{ч}.$$

Для гидроциклона ГЦ-500:

$$W = 0,93 \times 10^4 \times 1 \times 0,13 \times 0,1 = 181,35 \text{ м}^3/\text{ч}.$$

Для гидроциклона ГЦ-710:

$$W = 0,93 \times 10^4 \times 0,95 \times 0,15 \times 0,2 = 265 \text{ м}^3/\text{ч}$$

Номинальная крупность частиц (d_n , мкм) определяется по формуле (34):

$$d_n = 15 \sqrt{\frac{D d_c \beta}{K_d d_{\text{п}} \sqrt{P} (\rho - 1)}}, \quad (34)$$

где D – диаметр гидроциклона, м;

d_c – диаметр сливного патрубка гидроциклона, м;

$d_{\text{п}}$ – диаметр пескового патрубка гидроциклона, м;

β – содержание твердого в питании гидроциклона, %;

ρ – объемная плотность твердой фазы, t/m^3 ($\rho=2,6 \text{ т}/\text{м}^3$).

Для гидроциклона ГЦ-360:

$$d_H = 15 \sqrt{\frac{0,36 \times 0,115 \times 25}{1,06 \times 0,075 \times \sqrt{0,03}(2,6-1)}} = 102,8 \text{ мкм.}$$

Для гидроциклона ГЦ-500:

$$d_H = 15 \sqrt{\frac{0,5 \times 0,15 \times 25}{1 \times 0,096 \times \sqrt{0,05}(2,6-1)}} = 110,9 \text{ мкм.}$$

Для гидроциклона ГЦ-710:

$$d_H = 15 \sqrt{\frac{0,71 \times 0,2 \times 25}{0,95 \times 0,15 \times \sqrt{0,07}(2,6-1)}} = 115,07 \text{ мкм.}$$

Количество гидроциклонов определяется по формуле (35)[23] :

$$n = \frac{W_{\text{тр}}}{W}, \quad (35)$$

где $W_{\text{тр}}$ – требуемая производительность по исходной пульпе, м³/ч;

W – производительность гидроциклона, м³/ч.

Для гидроциклона ГЦ-360:

$$n = \frac{1406,6}{102} = 13,79 \approx 14.$$

Для гидроциклона ГЦ-500:

$$n = \frac{1406,6}{181,35} = 7,76 \approx 8.$$

Для гидроциклона ГЦ-710:

$$n = \frac{1406,6}{265} = 5,3 \approx 6.$$

Таблица 16 – Сравнение установки гидроциклонов по основным показателям

| Тип гидроциклона | Число гидроциклонов | Масса, кг | Диаметр сливного патрубка d, мм | Диаметр песковой насадки, D, мм |
|------------------|---------------------|-----------|---------------------------------|---------------------------------|
| ГЦР-360 | 14 | 400 | 115 | 34 -96 |
| ГЦР-500 | 8 | 600 | 160 | 48-100 |
| ГЦР-710 | 6 | 1450 | 200 | 100-200 |

При сравнении по массе и диаметре сливного патрубка, а также числа гидроциклонов, к установке принимаем 16 ГЦР-500: 8 рабочих и 8 запасных этот вариант является наиболее выгодным.

Удельная нагрузка по пескам ($q_n=0,5-2,5 \text{ т}/(\text{ч} \cdot \text{см}^2)$) проверяется по формуле (36):

$$q_{\text{п}} = \frac{W_{\text{тп}}}{n \times S}, \quad (36)$$

где S – сечение пескового отверстия, см^2 ($S=72.345 \text{ см}^2$)

$$q_{\text{п}} = \frac{1406,6}{8 \times 72,345} = 2,43 \text{ т/ч} \cdot \text{см}^2.$$

Данное значение удельной нагрузки по пескам находится в пределах нормы $q_{\text{п}}=0,5 - 2,5 \text{ т/(ч} \cdot \text{см}^2)$, следовательно ГЦР-500 справится с удельной нагрузкой по пескам и обеспечит номинальную крупность слива. Технические характеристики представлены в таблице 17 [2].

Таблица 17 – Технические характеристики гидроциклона ГЦР-500

| Параметры | ГЦР-500 |
|--------------------------------------|-----------------|
| Диаметр цилиндрической части, мм | 500 |
| Угол конуса | 20 |
| Размер питающего отверстия, мм | 80×180 |
| Диаметр сливного патрубка, мм | 160 |
| Набор песковых насадок диаметром, мм | 48, 75, 96, 100 |
| Масса гидроциклона, кг | 600 |

4.5 Выбор и расчет оборудования для сгущения

Сгущение пульпы является одной из вспомогательных операций при переработке руд и применяется на каждой обогатительной или золотоизвлекающей фабрике. Сгущение – процесс обезвоживания пульпы путем осаждения твердых частиц в жидкой среде под действием силы тяжести.

В зависимости от конструкции и расположения привода изготавливают сгустители с центральным и периферическим приводом. Одноярусные сгустители с центральным приводом выпускают двух типов: обычные - для химически нейтральных пульп и растворов и кислотостойкие (К) - для химически активных пульп и растворов.

Производительность сгустителей определяется по удельным производительностям (таблица 4.10 [31]).

Определяем площадь сгущения ($S, \text{м}^2$) по формуле (37):

$$S = \frac{Q}{q}, \quad (37)$$

где Q – производительность по твердому в сгущенном продукте, т/ч;

q – удельная производительность сгустителя, т/м², равна 1,0.

$$S = \frac{851,91}{1} = 851,91 \text{ м}^2.$$

Определяем количество сгустителей по формуле (38):

$$n = \frac{S}{S_c}, \quad (38)$$

где S_c – площадь сгущения, м².

$$n = \frac{851,91}{452} = 1,88 \approx 2.$$

К установке принимаем два высокоскоростных сгустителя GX-24. Технические характеристики представлены в таблице 18.

Таблица 18 – Технические характеристики сгустителя GX-24

| Параметры | GX-24 |
|---|---------|
| Диаметр сгустителя, м | 24 |
| Глубина чана в центре, м | 5,1 |
| Площадь осаждение, м ² | 452 |
| Период вращения скребкового механизма, об/мин | 0,1 |
| Объем чана, м ³ | 2100 |
| Производительность по твердому, т/ч | 250-270 |

4.6 Выбор и расчет оборудования для цеха гидromеталлургии

4.6.1 Выбор и расчет оборудования для грохочения

Для предварительного грохочения руды перед первой стадией дробления устанавливают колосниковые грохоты.

Для операций предварительного и контрольного грохочения в схемах дробления применяют инерционные грохоты тяжелого типа.

При переработке руд с повышенной влажностью и глинистостью в операциях предварительного грохочения перед средним дроблением для выделения готового по крупности продукта используют двухситные грохоты или каскад односитных грохотов типа ГИТ [22].

Барабанные грохоты применяют: для промывки легко- и среднепромывистых руд; промывки и сортировки щебня, гравия и песка; отсева на улавливания крупной руды в сливе мельниц и др.

Производительность барабанного грохота, м³/ч, определяют по формуле

(39):

$$Q_{\text{расч}} = 3600Fv_0\mu, \quad (39)$$

где F – площадь поперечного сечения слоя материала в грохоте, м^2 ;

v_0 – скорость движения материала вдоль оси грохота, м/с ;

μ – коэффициент, учитывающий наличие пустот между частицами материала, 0,6.

Площадь поперечного сечения слоя материала, м^2 , рассчитывается по формуле (40):

$$F = 1,9\sqrt{Rh^3}, \quad (40)$$

где R – радиус барабана грохота, м ;

h – толщина слоя материала в первой секции барабана, м ;

d – диаметр частицы раздробленного материала, м .

$$F = 1,9\sqrt{0,51 \times 0,3^3} = 0,22 \text{ м}^2.$$

Определяем производительность барабанного грохота по формуле (37):

$$Q = 3600 \times 0,22 \times 0,5 \times 0,6 = 237,6 \text{ м}^3/\text{ч}.$$

Определяем необходимое количество грохотов по формуле (41):

$$n = \frac{Q_{\text{исх}}}{Q_{\text{расч}}}, \quad (41)$$

где $Q_{\text{исх}}$ – необходимая производительность грохотов, $\text{м}^3/\text{ч}$;

$Q_{\text{расч}}$ – расчетная производительность грохота, $\text{м}^3/\text{ч}$.

$$n = \frac{381,17}{237,6} = 1,6 \approx 2.$$

К установке принимаем 3 барабанных грохота ГБ- 900×2500: 2 – рабочих, 1 – запасной, для операции щепоудаления. Аналогично рассчитываем барабанные грохота для отмывки смолы и контрольного грохочения. Получаем 2 барабанных грохота ГБ-900×2500: 1-рабочий, 1- запасной, для операции отмывки, а для контрольного грохочения нужно 3 барабанных грохота ГБ-900×2500: 2 – рабочих, 1 – запасной. Технические характеристики барабанного грохота приведены в таблице 19 [22].

Таблица 19 – Технические характеристики барабанного грохота ГБ-900×2500

| Параметры | ГБ-900×2500 |
|-------------------------------------|-------------|
| Диаметр барабана, мм | 1020 |
| Длина барабана, мм | 2500 |
| Площадь просеивания, м ² | 1950 |
| Мощность двигателя, кВт | 1,5 |
| Габариты, мм: | |
| - длина | 4700 |
| - ширина | 1400 |
| - высота | 1500 |
| Масса, кг | 2000 |

4.6.2 Расчет оборудования для процесса цианирование и сорбция

Для процесса сорбционного выщелачивания, применяются пачуки. Общий объем аппаратов определяется по формуле:

$$V_{об} = V_{пп} \times \tau, \quad (42)$$

где $V_{об}$ – общий объем аппаратов, м³;

$V_{пп}$ – объемный поток пульпы, м³/ч;

τ – продолжительность сорбционного выщелачивания, ч.

$$V_{об} = 381,17 \times 12 = 4574,04 \text{ м}^3.$$

Принимаем объём пачука 220 м³, тогда количество пачуков определяется по формуле (43):

$$n = V_{об}/V_{п} \times K, \quad (43)$$

где $V_{п}$ – объем пачука, м³;

K – коэффициент заполнения чана, равный отношению полезного объема камеры к геометрическому. $K=0,85$. Принимаем объем пачука равный 220 м³, тогда:

$$n = 4574,04/220 \times 0,9 = 19,42 \approx 20.$$

Принимаем к установке 20 пачуков для сорбционного выщелачивания. Аналогично рассчитываем пачуки для цианирования получаем 4 пачука. Так же необходимо поставить 2 пачука для контрольного улавливания смолы.

Техническая характеристика пачуков представлена в таблице 20.

Таблица 20 – Техническая характеристика пачуков

| Параметры | Значения |
|---|----------|
| Диаметр, мм | 6000 |
| Высота, мм | 10800 |
| Геометрический объем, м ³ | 220 |
| Плотность пульпы, т/м ³ | 1,5 |
| Давление воздуха избыточное, кг/см ² | 2,0 |
| Расход воздуха на перемешивание | 5,0 |
| Масса, т | 18 |

4.6.3 Расчет потока смолы

Определим производительность по твердому в питании сорбции:

$$Q_{ТВ} = V_n \times \delta / (\delta \times R + 1), \quad (44)$$

где V – объем поступающей пульпы, м³/ч;

δ – плотность руды, т/м³.

$$Q_{ТВ} = 9148,17 \times 3 / (3 \times 1,5 + 1) = 4989,91 \text{ т/сут.}$$

Время продолжительности сорбции, час определяем по формуле (45)[21]:

$$T = V \times n / Q_n, \quad (45)$$

где V – объем пачука, м³;

Q_n – поток пульпы, м³/час;

n – количество пачуков.

$$T = 220 \times 20 / 381,17 = 11,54 \text{ ч.}$$

Определим количество золота. Общее количество Au, поступающего в процесс [30]:

$$G_{Au} = Q_{ТВ} \times C_{Au}, \quad (46)$$

где C_{Au} – содержание Au в руде, г/т.

$$G_{Au} = 207,91 \times 1,3 = 270,28 \text{ г/ч.}$$

Из них извлекаем Au:

$$G_{ИЗВ} = \varepsilon \times G_{Au}, \quad (47)$$

где ε – извлечение Au, в процентах.

$$G_{ИЗВ} = 0,85 \times 270,28 = 229,74 \text{ г/ч.}$$

Определим количество Au в хвостовой пульпе:

$$G_{ХВ} = G_{Au} - G_{ИЗВ}, \quad (48)$$

$$G_{\text{ХВ}} = 270,28 - 229,74 = 40,54 \text{ г/ч.}$$

Находим объемную концентрацию смолы в пульпе [23]:

$$V = (S_1 + S_2)/(V \times n), \quad (49)$$

где $S_1 + S_2$ – сумма смолы в цепочках;

V – объемная концентрация смолы в пульпе, м³.

$$V = (265 + 265)/(200 \times 20) = 13,25 \text{ \%}.$$

Определяем количество смолы в цепочках по формуле (50):

$$V_{\text{смолы}} = V_{\text{п}} \times V, \quad (50)$$

$$V_{\text{смолы}} = 4000 \times 13,25 = 530 \text{ м}^3$$

Определим поток смолы:

$$G = (Q_V X_{\text{и}} - Q_V X_{\text{к}})/(Y_{\text{к}} - Y_{\text{и}}), \quad (51)$$

где Q – объемный поток пульпы, м³/ч;

$X_{\text{и}}$ и $X_{\text{к}}$ – концентрация золота в исходной и хвостовой пульпе, соответственно, г/м³;

$Y_{\text{к}}$ – емкость насыщенного смолы по золоту, г/кг;

$Y_{\text{и}}$ – остаточная емкость регенерированного смолы, г/кг.

$$G = (381,17 \times 0,32 - 381,17 \times 0,1)/(0,8 - 0,05) = 111,8 \text{ кг/г.}$$

Ежечасно для извлечения 229,74 грамм Au в технологический процесс загружаем и выводим 111,8 кг смолы, что в объеме будет равно:

$$V_G = G \times K, \quad (52)$$

где K – коэффициент перевода смолы из весовой в объемную ($K=2,8$).

$$V_G = 111,8 \times 2,8 = 313,04 \text{ л/ч.}$$

Находим расход смолы на безвозвратные потери по формуле [30]:

$$P_{\text{пот}} = g_{\text{смолы}} \times Q_{\text{ТВ}}, \quad (53)$$

где $g_{\text{смолы}}$ – удельный расход смолы, г/т.

$$P_{\text{пот}} = 0,02 \times 207,91 = 4,158 \text{ г/ч} = 0,099 \text{ кг/сут.}$$

Общая потребность смолы в сутки с учетом безвозвратных потерь:

$$P_{\text{сут}} = G + P_{\text{потерь}}, \quad (54)$$

$$P_{\text{сут}} = 2683,2 + 0,099 = 2684,19 \text{ кг/сут} = 2,68 \text{ т/сут.}$$

Переводим в объем:

$$V_{\text{потерь}} = P_{\text{сут}} \times K, \quad (55)$$

$$V_{\text{потерь}} = 2,68 \times 2,8 = 7,5 \text{ м}^3/\text{сут.}$$

Выполняем проверку:

$$V_{\text{сут}} = V_{\text{пот}} + V_G, \quad (56)$$

$$V_{\text{сут}} = 0,00026 + 7,51296 = 7,51 \text{ м}^3/\text{сут.}$$

Из них $7,51296 \text{ м}^3/\text{сутки}$ смолы необходимо выводить на регенерацию предварительно насытив ее Au.

Определяем количество NaCN, необходимое для растворения Au:

$$P_{\text{NaCN}} = V \times C, \quad (57)$$

где C – концентрация NaCN, мг/л.

$$P_{\text{NaCN}} = 9148,17 \times 230 = 2104079,1 \text{ мг/сут} = 2,1 \text{ т/сут.}$$

Годовой расход смолы равен $0,02 \text{ кг/т}$. Процесс сорбционного выщелачивания проводится с ионообменной смолой марки PuroGold.

4.6.4 Отделение десорбции и регенерации ионообменной смолы

Продвижение смолы в отделении регенерации осуществляется по цепочке однотипных колонн объемом 5 м^3 каждая, соединенных между собой последовательно. Передвижка смолы по колоннам осуществляется с помощью эрлифтов, установленных в каждой колонне. Смола в колонны поступает сверху, а выгружается снизу с помощью эрлифта. Обработка смолы реагентами осуществляется путем пропускания растворов в колонке снизу вверх, методом противотока. Таким образом, смола и растворы в регенерационных колонках двигаются навстречу друг другу.

Количество колонн рассчитывается по формуле [31]:

$$n = V_{\text{об}} \times \tau / V_{\text{к}}, \quad (58)$$

где $V_{\text{об}}$ – количество смолы загружаемой в колонну, м^3 ;

$V_{\text{к}}$ – объем колонны, м^3 .

$$n = 14,5 \times 12/15 = 7,7 \approx 8.$$

Товарный регенерат, полученный при десорбции насыщенной смолы, после предварительного отстаивания из напорного бака самотеком поступает в электролизеры.

Техническая характеристика колонны регенерации приведена в таблице 21.

Таблица 21 – Техническая характеристика колонны регенерации

| Параметры | Значения |
|-------------------------------|----------|
| Диаметр, мм | 1400 |
| Высота, мм | 9000 |
| Объем, м ³ | 15 |
| Рабочий объем, м ³ | 14,5 |
| Масса, кг | 2400 |

4.6.5 Расчет и выбор оборудования для электролиза

Назначение электролиза – выделить золото, находящееся в растворенном состоянии в товарном регенерате в золотосодержащий твердый осадок, пригодный для плавки, а также получить раствор, содержащий тиомочевину и серную кислоту для вторичного использования при регенерации смолы.

В результате электролиза золото осаждается на катодах в виде черного рыхлого порошка, а на анодах происходит выделение кислорода. На катодах происходит накопление осадка, который периодически удаляют. В работе постоянно находятся четыре электролизера. Отработанный товарный регенерат выводится из электролизера и является маточником, возвращаемым в емкость для приготовления десорбирующего раствора в отделение регенерации.

Электролизеры изготовлены из нержавеющей стали и установлены на резиновые прокладки, перетоки между ваннами соединены резиновыми шлангами. В местах подачи товарного регенерата и вывода маточника предусмотрены разрывы металлических труб резиновыми шлангами.

Катодные блоки отсоединяют, вынимают из электролизера, переносят на противень и производят очистку порошкообразного катодного осадка. Осевший на дно ванны электролизера катодный осадок (шлам) после перемешивания сливают на нутч-фильтр.

Параметры электролиза приведены в таблице 22.

Таблица 22 – Параметры электролиза золота и серебра

| Наименование параметра | Ед. изм. | Значение |
|--|----------|-----------|
| Подача (расход) товарного регенерата | л/ч | 1100-1500 |
| Содержание Au в товарном регенерате (ТР) | мг/л | 400–1200 |
| Подача (расход) товарного регенерата | л/ч | 1100-1500 |
| Содержание в ТР механических взвесей | мг/л | 50 |
| Содержание Au в маточнике электролиза | мг/л | 50–100 |
| Сила тока на выпрямителе | ампер | 1000÷1500 |

Отфильтрованный катодный осадок из нутч-фильтра объединяют с катодным осадком, счищенным с катодов на противни и помещают в подовую электропечь для сушки и прокалки.

Прокалку катодного осадка осуществляют в течение двух часов при температуре 900 °С. При прокалке катодного осадка происходит выгорание серо-содержащих и других горючих примесей. После прокалки осадок охлаждается до комнатной температуры.

Для осуществления процесса электролиза к установке принимаем 4 электролизера марки ЭМ-90 с площадью катодов 48 м². Технические характеристики электролизера представлены в таблице 23 [32].

Нутч-фильтр требуется для фильтрации слива катодного осадка из ванн электролизеров. Установили 4 нутч-фильтра площадью 2 м² каждый.

Таблица 23 – Технические характеристики электролизера ЭМ-90

| Параметры | Показатели |
|--|------------|
| Площадь катодной поверхности, м ² | 48 |
| Количество катодных камер | 20 |
| Габариты, мм: | |
| - длина | 2250 |
| - ширина | 1050 |
| - высота | 1400 |
| Масса, кг | 950 |

4.7 Выбор и расчет вспомогательного оборудования

4.7.1 Выбор и расчет пластинчатого питателя

Пластинчатые питатели обеспечивают подачу как сыпучих, так и кусковых материалов. Такая подача осуществляется равномерно и регулируется в за-

висимости от требований технологического процесса.

Пластинчатые питатели представляют собой конструкцию, состоящую из сварной рамы на которой смонтированы валы, ролики, пластинчатое полотно, площадки обслуживания и бункер [32].

Рассчитываем производительность пластинчатого питателя Q , т/ч по формуле (59):

$$Q = 3600 \times B \times h \times v \times \gamma_n \times \varphi , \quad (59)$$

где B – ширина ленты, м;

h – высота слоя материала на ленте, м;

v – скорость движения ленты, м/с;

γ_n – насыпная масса материала, т/м³;

φ – коэффициент заполнения ленты транспортируемым материалом, равный 0,75.

Определяем ширину ленты B , мм по формуле:

$$B \geq 2d_{max} , \quad (60)$$

где d_{max} – максимальная крупность куска, мм.

$$B \geq 2 \times 750 = 1500 \text{ мм.}$$

Принимаем ширину ленты исходя из стандартных. Следовательно, выбираем ширину ленты равна 1500 мм.

$$Q = 3600 \times 1,5 \times 0,39 \times 0,056 \times 2,7 \times 0,8 = 254,7 \text{ т/ч.}$$

Исходя из полученных данных, а также расстояния от аккумулирующего бункера до дробилки выбираем пластинчатый питатель 2-15-90 для стадии дробления. По аналогии выбираем пластинчатые питатели 2-12-90 для стадии измельчения, их технические характеристики заносим в таблицу 24 [32].

Таблица 24 – Технические характеристики пластинчатых питателей

| Параметры | Питатель 2-15-90 | Питатель 2-12-90 |
|----------------------------------|----------------------------|------------------|
| 1 | 2 | 3 |
| Ширина полотна, мм | 1500 | 1200 |
| Длина по осям барабанов, мм | 9000 | 9000 |
| Скорость движения полотна, м/сек | 0,018; 0,027; 0,036; 0,056 | 0,036 |
| Производительность, т/ч | 80; 120; 170; 250 | 110 |

| 1 | 2 | 3 |
|--------------------------|---------------------|-----|
| Мощность двигателя, кВт | 11; 21; 24; 30 | 11 |
| Частота вращения, об/мин | 495; 740; 990; 1485 | 800 |
| Масса питателя, т | 33 | 30 |

4.7.2 Выбор и расчет ленточных конвейеров

Ленточные конвейеры относятся к наиболее распространенным транспортирующим машинам непрерывного действия. Конвейеры классифицируются по следующим основным признакам: по назначению – общего назначения, подземные, карьерные; по типу приводных устройств – одного- и многоприводные; по конструктивному исполнению – стационарные, передвижные [32].

Рассчитаем производительность ленточных конвейеров по формуле (61):

$$Q = 3600F_0V\rho k, \quad (61)$$

где F_0 – площадь поперечного сечения желоба, м^2 ;

V – скорость перемещения груза по ленте, м/с ;

ρ – насыпная плотность груза, т/м^3 ;

k – коэффициент заполнения желоба, $k=0,7-0,85$.

$$Q = 3600 \times 0,04 \times 0,8 \times 2,7 \times 0,85 = 264 \text{ т/ч.}$$

Исходя из полученных данных принимаем к установке ленточный конвейер с шириной ленты 1000 мм для транспортирования руды на рудный двор. Аналогично рассчитываем ленточный конвейер с шириной ленты 1000 мм для транспортирования руды до цеха измельчения. Технические характеристики ленточного конвейера представлены в таблице 25.

Таблица 25 – Технические характеристики ленточного конвейера

| Параметры | Для дробления | Для измельчения |
|-------------------------|---------------|-----------------|
| Ширина ленты, мм | 1000 | 1000 |
| Длина конвейера, м | 120 | 80 |
| Высота подъема, м | 22 | 9,4 |
| Скорость ленты, м/сек | 0,8 | 0,8 |
| Мощность двигателя, кВт | 45 | 18,5 |

4.7.3 Выбор и расчет песковых насосов

Насосы. Широко используются центробежные насосы, осевые и диагональные. По назначению центробежные насосы классифицируют на грунтовые, песковые, для чистой воды, для агрессивных сред. Принято классифицировать центробежные насосы по коэффициенту быстроходности, так как их классификация только абсолютному напору и подача не может полностью характеризовать насос: один и тот же насос может развивать различную подачу и напор в зависимости от частоты вращения вала. По коэффициенту быстроходности центробежные насосы классифицируют на тихоходные ($n=40-80 \text{ мин}^{-1}$); нормальные ($n=80-150 \text{ мин}^{-1}$); быстроходные ($n=150-300 \text{ мин}^{-1}$) [31].

Необходимая производительность насоса рассчитывается по формуле (62):

$$Q_n = \frac{Q_p}{1+a}, \quad (62)$$

где Q_p – необходимая производительность по пульпе;

a – содержание твердого в пульпе, доли единиц.

$$Q_n = \frac{1406,6}{1+1,2} = 639,368 \text{ м}^3/\text{ч}.$$

Исходя из полученных данных к установке для классификации материалов на гидроциклоны, для подачи пульпы на них, принимаем 8 центробежный песковой насос Варман 8/6: 4 – рабочих, 4 - запасных. Аналогично рассчитываем песковые насосы для откачки пульпы на хвостохранилище по объему и плотности потоков поступающих в хвостовой зумпф, принимаем к установке Варман 8/6: 1- рабочий, 1- запасной. Технические характеристики насоса приведены в таблице 26.

Таблица 26 – Технические характеристики центробежного насоса Варман 8/6

| Параметры | Показатели |
|---|------------|
| Производительность, $\text{м}^3/\text{ч}$ | 360-828 |
| Напор, м | 10-61 |
| Частота вращения, об/мин | 500-1140 |
| Максимальная допустимая мощность, кВт | 350 |
| Диаметр рабочего колеса, мм | 560 |
| Масса насоса, кг | 1480 |

4.7.4 Выбор подъемно-транспортных устройств

В цехе измельчения фабрики применяется мостовой кран. Из технических и экономических соображений, чтобы не увеличивать грузоподъемность мостового крана, применяется сменно-узловой способ ремонта.

В цехах сорбции, регенерации, реагентном отделении и насосной установлены кран-балки. Сменно-узловой способ ремонта позволяет уменьшить время простоя оборудования, следовательно, является снижением капитальных и текущих затрат.

Грузоподъемность крана пролета корпуса измельчения определяется выбранным методом ремонта, для мельниц она составляет 50 тонн

В пролете цеха сорбции, регенерации, реагентном отделении, насосной установки, рекомендуемая грузоподъемность кранов центробежных 5 тонн.

5 ВСПОМОГАТЕЛЬНЫЕ СЛУЖБЫ

5.1 Электроснабжение

Золотоизвлекательная фабрика, к которой относится отделение регенерации расположена в Алданском районе в рабочем поселке Нижний Куранах, Республика Саха (Якутия). Энергетической базой поселка является Чульманская ГРЭС, работающая на местных Нерюнгринских углях.

Сорбционное отделение получает питание по двум кабелям напряжением 6 кВ и относится ко второй категории бесперебойности, что определяется по наличию электроприемников низкой категории, предусматриваем установку двух силовых трансформаторов. Цеховая подстанция располагается в пристройке к зданию цеха.

5.2 Теплоснабжение

Источником теплоснабжения объектов промплощадки обогатительной фабрики принята центральная котельная. В качестве теплоносителя принята вода с параметрами 70-95 °С.

Прокладка тепловых сетей от котельных к потребителям предусматривается по промплощадке фабрики. Способ прокладки тепловых сетей принят преимущественно надземный по эстакадам и по низким опорам, а на отдельных участках подземных в непроходных сборных железобетонных каналах. В качестве трубопроводов тепловых сетей приняты трубы стальные электро-сварные прямошовные.

Для защиты от коррозии предусматривается покрытие трубопроводов тепловых сетей масляной краской за два раза по грунту. В качестве изоляции трубопроводов тепловых сетей проектом предусмотрены маты прошивные из базальтового волокна. Покровный слой – стеклопластик рулонный.

5.3 Водоснабжение и канализация

Забор воды будет осуществляться скважинами. Качество воды соответствует требованиям СанПиН 2.1.4.027-95[23]. В соответствии с требованиями вокруг скважин оборудуют зоны санитарной охраны первого пояса. Очистка

воды предусматривается автоматизированной установкой фильтрации. От водозаборных скважин по внутриплощадочным сетям вода подается в резервуары насосной станции хозяйственно-питьевого и противопожарного водоснабжения, а так же для технических нужд фабрики. Запас воды хранится в шести резервуарах объемом 50 м³ каждый.

Водоснабжение обогатительной фабрики будет осуществляться преимущественно из хвостохранилища. В целях экономии воды и соблюдения норм по охране окружающей среды в технологической схеме переработки руды на фабрике используется система полного водооборота. Вода из процесса в виде пульпы сбрасывается в хвостохранилище, там она отстаивается и уже осветленная вода из хвостохранилища (оборотная вода) возвращается в процесс.

Расход оборотной воды для производственных нужд обогатительной фабрики обеспечивается насосной станцией, расположенной на хвостохранилище.

5.4 Реагентное хозяйство

В состав реагентного хозяйства обогатительной фабрики входят: склады сухих и жидких реагентов, реагентное отделение, предназначенное для приготовления растворов реагентов требуемой концентрации.

Реагенты завозят на фабрику автомобильным транспортом, сыпучие и жидкие реагенты складировать на складах.

Отделение приготовления цианида и других реагентов размещается в здании главного корпуса обогатительной фабрики, при нём предусматривается небольшой расходный склад цианида. В расходный склад реагенты поступают с реагентного склада, запас реагентов составляет трехмесячную потребность.

Погрузо-разгрузочные работы и транспорт внутри реагентного склада механизированы подъемно-транспортным оборудованием.

Растворение реагентов осуществляется в растворных баках, перемешивание растворов производится за счет циркуляции насосом и (или) подачи воздуха (барботажа). Во все растворные баки подается техническая вода, острый пар и воздух. Баки оборудованы измерителями уровня и термометрами сопротив-

ления. Каждый растворный бак оснащен одним насосом без резервного, поэтому в запасе необходимо иметь не менее чем по 1 агрегатированному и исправному насосу каждого типа для быстрой замены любого насоса, вышедшего из строя [20].

Загрузка реагентов в баки производится через приемные воронки, в которые для пылеподавления и смыва сыпучих и жидких реагентов подается вода. Воронки закрываются герметично и находятся под небольшим разрежением.

Все растворные и расходные (напорные) баки герметичны и имеют одинаковый рабочий объем 8 м³, кроме баков для растворов едкого натра и цианида натрия, снабжены переливными трубопроводами и уровнемерами. Насос подачи раствора реагента из растворного бака в расходный (напорный) бак включается вручную при нижнем уровне в расходном (напорном) баке и выключается при нижнем уровне в растворном баке.

Расход реагентов принят по удельным нормам на переработку 1 тонны руды и представлен в таблице 27.

Таблица 27 – Удельные нормы расходов реагентов на фабрике

| Наименование реагентов, материалов и энергоресурсов | Единицы измерения | Удельный расход, нормы |
|---|--------------------|------------------------|
| Цианид натрия | кг/т | 0,62 |
| Гидроксид натрия | кг/т | 0,35 |
| Известь негашеная | кг/т | 1,3 |
| PuroGold (смола) | кг/т | 0,020 |
| Шары стальные мелющие 60 мм | кг/т | 1,0 |
| Шары стальные мелющие 100 мм | кг/т | 0,85 |
| Футеровка мельниц стальная | кг/т | 0,2 |
| Футеровка мельниц резиновая | кг/т | 0,0009 |
| Сетка н/ст 0.63 мм | м ² /т | 0,002 |
| Сетка н/ст 1.2 мм | м ² /т | 0,0005 |
| Фильтроткань «хлорин» | м ² /т | 0,0001 |
| Сетка полипропиленовая | м ² /т | 0,0002 |
| Железный купорос | кг/т | 0,0007 |
| Электрическая энергия | кВт ч/т | 30,0 |
| Сжатый воздух | нм ³ /т | 68,0 |
| Теплоэнергия | Гкал/т | 0,002 |
| Вода техническая | м ³ /т | 0,5 |

5.5 Ремонтно-механическая служба

Технологический процесс на обогатительной фабрике зависит от устойчивой работы всего технологического и вспомогательного оборудования установленного на фабрике и эксплуатируемого в условиях тяжелых механических нагрузок.

Поддержание устойчивой, непрерывной работы оборудования является главной задачей ремонтно-механической службы (РММ) фабрик. Для выполнения необходимого ремонта, снабжения сменными запасными частями создана материально-техническая база для ремонтных работ.

В составе фабрики предусмотрены: в корпусах ремонтно-монтажные площадки и пункты, подъемно-транспортное оборудование; маслостанции и маслопроводы; как самостоятельные объекты ремонтно-механические мастерские общего и специализированного назначения: по ремонту узлов машин и других задач; кустовые ремонтно-механические мастерские, а также объекты вспомогательного складского хозяйства расходные склады для нужд реагентного хозяйства, специальные склады жидких реагентов, склады дробящих тел (шаров). Перечисленные выше объекты располагаются в непосредственной близости к фабрике и на ее территории, чтобы максимально упростить транспортные связи.

Ремонтно-монтажные площадки и ремонтные пункты расположены во всех производственных корпусах фабрики. Они размещены в пролетах цехов, и обслуживаются мостовым краном. На монтажную площадку предусмотрен автоподъезд. Таким образом, тяжелое оборудование с внешних путей подается под кран [32].

Кроме работ по капитальному ремонту транспортных узлов и агрегатов, которые осуществляются в отделениях РММ силами специализированных бригад ремонтной службы, осуществляется капитальный ремонт оборудования на местах его установки.

В основу организации ремонта оборудования принята система планово-предупредительных работ.

5.6 Хвостовое хозяйство

Территория под хвостохранилище расположена рядом с обогатительной фабрики.

Хвостовое хозяйство принимает пульпу (хвосты), осуществляет их безопасное складирование, а так же подает обратную воду круглосуточно.

В состав рассматриваемых гидротехнических сооружений хвостового хозяйства входят:

- хвостохранилище с дамбой;
- система гидротранспорта хвостов;
- система обратного водоснабжения;
- дренажная система;
- система отведения поверхностного стока.

В процессе переработки руды на обогатительной фабрике образуются хвосты, содержащие в жидкой фазе токсичные вещества (цианиды, тиоцианаты, металлы в виде цианидных комплексов), которые гидротранспортом отправляются в хвостохранилища для отстоя и складирования хвостов. Осветленные воды направляются на фабрику по системе обратного водоснабжения [22].

Хвостохранилище наливного типа:

- объем складирования хвостов (максимальный) - 19,05 млн. м³, что обеспечивает складирование 20,70 млн. т. хвостов;
- проектная площадь – 192 га.

Дамба хвостохранилища:

- земляная насыпная;
- максимальная высота – 25 м;
- длина по гребню – 3200 м;
- ширина по гребню – 17 м;
- отметка гребня дамбы – 340,00 м.

Система гидротранспорта хвостов: магистральны пульповоды $\Phi=325$ мм. – 2 шт., длиной – 5,0 км. Распределительные пульповоды и система выпусков с запорно-регулируемой арматурой.

Система оборотного водоснабжения: Водоводы $\Phi=325$, $\Phi=219$ мм от прудка-отстойника до фабрики – 2 шт., длиной – 4,0 км, передвижные насосные станции оборотного водоснабжения – 2 шт.

В ограждающей дамбе, образующей напорный фронт, водопропускные сооружения проектом не предусмотрены, дамба глухая. Действует система полного оборотного водоснабжения между обогатительной фабрикой и хвостохранилищем.

6 БЕЗОПАСНОСТЬ И ЭКОЛОГИЧНОСТЬ ПРОЕКТА

6.1 Электрическая безопасность

Для распределения электроэнергии проектом приняты распределительные пункты ПР 8522 навесного исполнения с степенью защиты 1Р21. Для защиты от перегрузок и токов КЗ, в качестве выключателей распределителей приняты автоматические выключатели. Распределительная сеть выполняется кабелем марки АВВГ [9].

Для защиты обслуживающего персонала от поражения электрическим током в случае повреждения изоляции все доступные к прикосновению открытые проводящие части электрооборудования, а также сторонние части (металлоконструкции, вентиляционные короба, подкрановые пути, металлические оболочки панелей здания, трубопроводы) заземлены.

Проектом предусмотрена TN-S система заземления. Здание административно-хозяйственного корпуса относится к III категории молниезащиты и подлежит защите от прямых ударов молнии и заноса высоких потенциалов. Молниезащита выполняется путем присоединения металлических панелей кровли к общему заземляющему устройству [9].

При внезапной остановке (например, при прекращении подачи электроэнергии) необходимо немедленно отключить от сети все электродвигатели, не имеющие автоматического отключения. Основные элементы системы электрической защиты на обогатительной фабрике сводятся к применению защиты от прикосновения к токоведущим частям, защитного заземления, защитного отключения, электрозащитных средств. Проектом предусмотрено применение электрической защиты, которая не допускает поражения людей, возникновения пожаров, взрывов газа от электрического тока.

6.2 Пожарная безопасность

На обогатительной фабрике неисправное оборудование, неправильное устройство эксплуатации электрических сетей и электрооборудования, курение в неположенных местах, нарушение правил безопасности при проведении огне-

опасных работ, неправильное использование сырья может привести к пожару на фабрике. На случай возникновения пожара проектом предусмотрен выход из здания и его помещений через эвакуационные выходы. В цехах, диспетчерской проектируемой обогатительной фабрики предусмотрены огнетушители. Общая система пожаротушения обеспечивается пожарными гидрантами, которые расположены как внутри фабрики, так и за ее пределами. Проектом также предусматривается установка пожарных щитов, на которых будут размещены углекислотные огнетушители; ведра, лопаты, ящики с сухим песком устанавливаются в цехах с большим количеством электрооборудования [11,16].

Технологические процессы должны проводиться в соответствии с регламентами, правилами технической эксплуатации и другой утвержденной в установленном порядке нормативно-технической и эксплуатационной документацией, а оборудование, предназначенное для использования пожароопасных и взрывопожароопасных веществ и материалов, должно соответствовать конструкторской документации.

Конструкция вытяжных устройств, аппаратов и трубопроводов должна предотвращать накопление пожароопасных отложений и обеспечивать возможность их очистки пожаробезопасными способами. Работы по очистке должны проводиться согласно технологическим регламентам и фиксироваться в журнале [11,16].

Стены, потолки, пол, конструкции и оборудование помещений, где имеются выделения горючей пыли, стружки и т.п., должны систематически убираться. Периодичность уборки устанавливается приказом по предприятию. Уборка должна проводиться методами, исключающими взвихрение пыли и образование взрывоопасных пылевоздушных смесей.

6.3 Охрана труда

На обогатительной фабрике предусматривается создание нормальных условий труда: $t = 18 \text{ }^{\circ}\text{C} - 25 \text{ }^{\circ}\text{C}$, влажность – 50 % - 75 %, скорость движения воздуха не более 0,3 м/с, которые поддерживаются за счет отопления и циркуляции приточно-вытяжной вентиляции.

Все оборудование обогатительной фабрики работает при постоянно действующей приточно-вытяжной вентиляции. Для определения в воздухе рабочей зоны концентраций вредных веществ, превышающих предельно допустимые концентрации, предусмотрены газоанализаторы, заблокированные с аварийной вентиляцией.

6.3.1 Запыленность воздуха рабочей зоны

На проектируемой обогатительной фабрике дробление руды сопровождается сильным пылевыделением. В соответствии с ГОСТ 12.1.005.88 «Общие санитарно-гигиенические требования к воздуху рабочей зоны» допускают концентрацию нетоксичной пыли с содержанием кварца не менее – 2 % (10 мг/м^3) [5].

Главный принцип воздухообмена в помещении заключается в сохранении оптимальных климатических условий, а также условий, при которых не превышаются допустимые концентрации пыли и газов. На проектируемой фабрике для обеспечения наиболее эффективного воздухообмена в производственных помещениях предусмотрено одновременное удаление и приток воздуха [6].

Наличие в воздухе производственных помещений пыли независимо от ее химических и физических свойств снижает видимость, засоряет глаза и кожу, раздражает слизистую оболочку носоглотки, дыхательные пути и легкие. Результатом воздействия пыли на организм рабочего может быть острое и хроническое воспаление кожи, слизистой оболочки глаз, ослабления зрения. Наиболее опасным воздействием пыли является попадание ее в органы дыхания и может вызвать такое заболевание как силикоз. Вредной для организма человека является пыль с крупностью частиц от 0,5-5 мк [25]

На фабрике особо важным санитарно-техническим мероприятием является борьба с производственной пылью. Проектом предусмотрены следующие мероприятия в технологических процессах: предупреждение пылеобразования; установка оросителей для гидрообеспечения и орошения перерабатываемого материала; устройства герметизированных укрытий оборудования выделяющего во время работы пыль; обеспечение производственных помещений система-

ми местной и общеобменной вентиляции.

Приемный бункер, с целью предупреждения поступления пыли в рабочую зону, оборудован дозирующим устройством (питателем).

На транспортных лентах для подачи руды (в местах пересыпки и загрузки ее в оборудование) необходимо предусмотреть аспирируемые укрытия и систему гидрообеспыливания, работу которых заблокировать с производственным оборудованием. Блокировка устройств системы обеспечивает включение их за 5 минут до начала работы и выключение их не ранее, чем через 5 минут после остановки оборудования. Кроме этого, на транспортных конвейерах по всей длине должны быть предусмотрены объемные укрытия.

В местах выхода из плоскости укрытия валов и других частей оборудования необходимо устанавливать надежные уплотнения, исключающее выбивание запыленного воздуха. В местах разъема укрытия предусматриваем резиновые или войлочные прокладки [5, 25].

Герметизация оборудования даже без применения аспирационных устройств позволяет снизить запыленность воздуха в запыленных помещениях в 2-3 раза. На обогатительной фабрике для уменьшения пылеобразования используется мокрый способ обогащения. При этом запыленность воздуха значительно снижается.

Для борьбы с запыленностью воздушной среды производственных, административных и бытовых помещений в дополнение к вышерассмотренным мероприятиям устраивается местная и общественная вентиляция, осуществляется аэрация и используются естественное проветривание. Используя все вышеперечисленные мероприятия, нельзя получить абсолютно свободный от пыли воздух. Небольшое количество пыли остается в воздухе. Она оседает на оборудование, пол и стены и при определенных условиях может вновь перейти во взвешенное состояние, поэтому необходимо производить уборку оседающей пыли не менее чем один раз в смену [25].

В местах, где невозможно снизить запыленность воздуха до санитарных норм, рабочие используют респираторы.

6.3.2 Санитарно-гигиенические условия труда

В соответствии с требованиями федерального закона № 116-ФЗ [20], температура на проектируемой обогатительной фабрике, по санитарным нормам, не ниже 16 °С влажность около 60 % и скорость движения воздуха не более 0,3 м/с. Проектом предусмотрено устройство приточно-вытяжной вентиляции и размещение отопительных систем [31].

В проектируемых бытовых помещениях предусмотрены обязательные душевые и помещение для переодевания. Во всех отделениях технологического процесса реагентных отделениях предусмотрены аварийные души, фонтанчики для промывки глаз, профилактические пункты. Все рабочие имеют спецодежду, которая подвергается стирке, сушке, обезвреживанию и индивидуальные средства защиты. Рабочие имеют дополнительный отпуск, проходят медицинское освидетельствование по профзаболеваниям. На рабочих местах имеются аптечки с медикаментами. При ликвидации просыпей цианистого натрия и обезвреживании необходимым средством защиты является фильтрующий противогаз марки В.

Все помещения для приготовления реагентов и отделения регенерации, электролиза снабжены автоматической системой вентиляции. Для контроля за содержанием цианистого водорода в воздухе помещений, где реагент хранится, пересыпается, растворяется и обезвреживается, необходимо вести постоянный мониторинг воздуха.

На всех рабочих местах с выделением вредных веществ запрещается принимать пищу, пить, курить. Для этих целей предусмотрены комнаты отдыха и приема пищи [20].

6.3.3 Освещенность

На обогатительной фабрике проектом предусмотрено дневное, искусственное и аварийное освещения.

Места производства работ фабрики освещены в соответствии с действующими санитарными нормами. Согласно СанПиН 23-05-95 [27], нормы предусматривают следующее искусственное освещение на рабочих местах (не ме-

нее): лестницы, коридоры, переходы – 10ЛК; барабанные грохоты - 20 ЛК; мельницы и другое оборудование - 30 ЛК. Нормы освещенности поддерживаются в производственном помещении достаточного числа светильников. На основании Федерального закона «О промышленной безопасности производственных объектов» [20]. Время пребывания на рабочем месте аппаратчиков не более 7 часов [32].

Светильники расположены таким образом, чтобы можно было безопасно их обслуживать без снятия напряжения с электрооборудования. Для осветительных сетей применяется электрическая система с изолированной нейтралью при линейном напряжении не выше 220 В и плюс аварийное освещение.

Светильники с люминесцентными лампами на напряжение 127 - 220 В допускается устанавливать не ниже 2,5 м при условии недоступности их контактных частей для случайных прикосновений.

Для питания светильников местного стационарного освещения с лампами накаливания применяем напряжение: в помещениях без повышенной опасности - не выше 220 В [10]

Допускается напряжение до 220 В включительно для светильников специальной конструкции:

- являющихся составной частью аварийного освещения, получающего питание от независимого источника тока;
- устанавливаемых в помещениях с повышенной опасностью (но не особо опасных).

В помещениях сырых, особо сырых, жарких применяем люминесцентные лампы для местного освещения допускаются только в арматуре специальной конструкции. Питание светильников на напряжение 42 В и ниже осуществляется от трансформаторов с электрически раздельными обмотками первичного и вторичного напряжения.

Применение в производственных помещениях открытых (незащищенных) люминесцентных ламп не допускается, за исключением помещений, не предназначенных для длительного пребывания людей [27].

Работникам, направляемым на работу в условиях низкой освещенности и в ночное время выдаются индивидуальные переносные светильники.

6.3.4 Шум и вибрации

Шум – это сочетание звуков различной частоты и интенсивности. С физиологической точки зрения шумом называют любой нежелательный звук, оказывающий вредное воздействие на организм человека.

Шум оказывает влияние на центральную нервную систему рабочих. При наличии шума ослабляется производительность труда, появляется тугоухость, учащается дыхание и пульс так же он может вызвать расстройство сердечно-сосудистой и нервной систем, пищеварительного тракта, а также способствует возникновению гипертонической болезни [7,26]

На проектируемой обогатительной фабрике источниками шума являются соударения металлических частей машин с перерабатываемыми материалами при дроблении, измельчении, падение материалов при перегрузке, колебание воздуха при его движении и др. Для уменьшения уровня производственных шумов в проекте предусмотрено применение шумопоглощающих материалов, из которых делают прокладки. Чтобы уменьшить шум от дробилки, ее закрывают кожухом, а между корпусом и кожухом помещают прокладки из резины, войлока или других шумопоглощающих материалов.

При работе дробилок, мельниц, грохотов и другого оборудования фабрики возникают вибрации, вредно действующие на организм человека, а при длительном воздействии вызывают профессиональные заболевания [7].

Вибрация – механические колебания упругих тел при низких частотах (3–100 Гц) с большими амплитудами (0,5 – 0,003 мм). Вибрация от оборудования передается через конструкции и пол к человеку и вызывает общую вибрацию его тела. Особо вредны колебания с частотой 6 – 9 Гц, близкой к частоте колебаний человека. При этом возникает резонанс, который увеличивает колебания внутренних органов, расширяя или сужая их, что весьма вредно. Особенно вредна вибрация, сопровождающаяся возвратно-ударной отдачей, например, при работе с пневматическим инструментом.

Систематическое воздействие вибрации вызывает расстройства нервной и сердечно-сосудистой системы, опорно-двигательного аппарата и вибрационную болезнь (неврит), эффективное лечение которой возможно лишь на начальной стадии ее развития. Неврит возникает постепенно, вызывая головные боли, боли в суставах, судороги пальцев, спазмы сосудов и нарушение питания тканей тела. В особо тяжелых случаях в организме человека наступают необратимые изменения, приводящие к нетрудоспособности рабочего [26].

На многих фабриках существуют такие виды работ, при которых персонал может получить опасное для здоровья воздействие шума и вибрации. Опасные и вредные для людей воздействия могут неизмеримо вырасти при возникновении чрезвычайных ситуаций, а также при ликвидации их последствий. Во всех этих случаях для защиты человека необходимо применять средства индивидуальной защиты. Для этого работающим предприятие выдает спецодежду, спецобувь, каску, очки, беруши, перчатки и другие средства индивидуальной защиты. Их использование должно обеспечить достаточную безопасность, а связанные с их применением неудобства должны быть минимальными.

6.4 Охрана окружающей среды

Воздействие на окружающую среду осуществляет практически все производственные процессы. Это воздействие может быть как непосредственным (прямым), так и косвенным, являющимся следствием первого.

Прямое воздействие обусловлено технологией подготовки, вскрытия, добычи, переработки руды и прекращается с окончанием горных работ, а косвенное воздействие уже является взаимодействием нарушенных земель с компонентами природной среды [24].

Вредному воздействию подвержены практически все компоненты биосферы: атмосферный воздух, поверхностные и подземные воды, земли, животный и растительный мир.

6.4.1 Охрана атмосферного воздуха от загрязнения

На проектируемой обогатительной фабрике для защиты воздушного бассейна от вредных выбросов будет предусмотрено:

- мокрое пылеподавление путем орошения водой при разгрузки руды в бункер, при дроблении и измельчении;
- автоматическое включение вытяжной вентиляции при увеличении концентрации вредных газов в воздухе помещений;
- укрытие узлов раскрытия пылящих реагентов, ёмкостного оборудования с предупредительным удалением запыленного воздуха и последующей его очисткой.

Борьба с загазованностью сводится к поддержанию в исправном состоянии вентиляционных устройств и соблюдении технологических инструкций, что обеспечивает содержание вредных веществ в воздухе на уровне ПДК [13].

Основным реагентом, который является источником вредных выбросов синильной кислоты – являются растворы цианида натрия.

Все емкости, в которых используется цианистый раствор, по возможности должны оборудоваться верхней крышкой и местным отсосом. Полостью местного отсоса является пространство под указанной крышкой над поверхностью раствора в баке. Улавливание цианистого водорода из технологических газов рекомендуется проводить в скруббере с использованием раствора щелочи. Очищенные технологические газы с концентрацией $\text{HCN } 0,3 \text{ мг/м}^3$ (ПДК рабочей зоны) должны разбавляться до $0,01 \text{ мг/м}^3$ (ПДК в атмосферном воздухе) и выбрасываться в атмосферу [18].

Для исключения вредного воздействия технологических растворов персонал должен строго соблюдать технологические инструкции, не допускать работу оборудования при неисправной вытяжной вентиляции. Производить работы с трубопроводами после их опорожнения и промывки водой.

6.4.2 Охрана поверхностных и подземных вод

Мероприятия по охране поверхностных и подземных вод на проектируемой обогатительной фабрике включают в себя инженерные решения по использованию методов и способов очистки сточных вод, снижающих или полностью исключающих поступление загрязняющих веществ в поверхностные и подземные водотоки.

Для наиболее эффективного способа защиты поверхностных вод на предприятии необходимо оборотное водоснабжение [23].

Организация схемы оборотного водоснабжения предполагает создание комплекса гидротехнических сооружений, хвостохранилищ, предотвращающих или существенно снижающих прямое воздействие источников загрязнения на поверхностные и подземные воды.

Перевод на замкнутое (оборотное) водоснабжение фабрики предусматривает реализацию принципа многократного использования технологической воды в целях:

- предотвращения нерационального потребления природных вод и их загрязнения;
- сокращения расхода воды;
- снижения объема или полного прекращения сброса сточных вод.

Организация системы оборотного водоснабжения достигается путем предварительного обезвоживания хвостовой пульпы с последующим кондиционированием технологической воды в хвостохранилище и отстойных сооружениях.

Оборотная вода должна обеспечивать высокие технико-экономические показатели производственного процесса, обладать минимальным коррозионным действием на аппаратуру, трубопроводы и сооружения и быть безвредной для обслуживающего персонала [23].

Схема оборотного водоснабжения на фабрике делится на два вида: внутренний и внешний водообороты.

Внутренний водооборот заключается в следующем: пульпа поступившая в сгуститель осаждается, а слив сгустителя (оборотная вода) подается в отделение измельчения.

Внешний водооборот происходит по следующей схеме. Хвостовая пульпа фабрики поступает в хвостохранилище, где происходит осаждение твердой фазы, а осветленная вода возвращается в технологический процесс. Сброс сточных вод в поверхностные водные объекты не производится [18].

Для обоснования и разработки водоохранных мероприятий необходимо так же опираться на горнотехнические, гидрологические и гидрогеологические сведения о месторождениях и районе работ.

6.4.3 Охрана почв от отходов производства

В процессе эксплуатации на проектируемой обогатительной фабрике образуются следующие виды отходов производства: тара реагентов, металлолом, производственный мусор и щепа.

По окончании работы рудника будет произведена рекультивация хвостохранилища, путем засыпки его поверхности не пылящим материалом.

Тара реагентов относится к отходам IV класса опасности. Предусматривается складирований тары на промплощадке. По мере накопления барабанов и бочек из-под реагентов и других веществ их периодически вывозят, на переработку [18].

Металлолом образуется при работе измельчительного оборудования и другого оборудования, от шаров мельниц, футеровок и т.д. Металлолом относится к IV классу опасности, реализуются в качестве вторичного сырья.

Производственный мусор и щепа отделяются в процессе рудоподготовки, относятся к нетоксичным отходам. Производственный мусор складировается в отвалах пустой породы. Щепа сжигается.

6.4.5 Рекультивация нарушенных земель

При размещении, проектировании, строительстве, эксплуатации обогатительной фабрики рекультивация нарушенных земель является основным способом достижения воспроизводства земельных ресурсов, создания антропогенных культурных ландшафтов.

Рекультивации подлежат нарушенные земли всех категорий, а также прилегающие земельные участки, полностью или частично утратившие свою хозяйственную ценность в результате отрицательного воздействия производства: образование техногенных форм рельефа, нарушение почвенного покрова (засорение его промышленными отходами), изменение гидрологического режима территории – иссушение, подтопление, засоление почв [8,12].

Рекультивация нарушенных земель при производстве горных работ осуществляется на основании проектной документации, разработанных технических условий в соответствии с календарным планом отработки месторождения.

Рекультивация нарушенных земель, проводящаяся для сельскохозяйственных, лесохозяйственных и других целей, требующих восстановления плодородных почв, осуществляется в два этапа:

- 1) технический;
- 2) биологический.

Технический этап рекультивации, это снятие и складирование плодородного слоя почвы и потенциально плодородных пород;

- формирование проектного рельефа путем выполаживания и террасирования откосов, отвалов и бортов карьеров, засылки выемок, проведения планировочных работ;

- ликвидация послеусадочных явлений;

- засыпка нагорных водоотводных канав;

- восстановление русел водотоков в соответствии с действующими нормами на мелиоративное строительство.

Биологический этап рекультивации включает комплекс мероприятий, направленных на улучшение агротехнических, биологических и других свойств почвы и будет включать следующие виды работ:

- посадку лесов, саженцев различных культур, приживаемость которых обеспечена в данных условиях; внесение удобрений в поверхностный слой почвы; посев сельскохозяйственных культур, образующих большую вегетативную массу; применение специальной агротехники, обеспечивающей полное восстановление биологического потенциала и эстетической ценности рекультивируемых земель.

Земли или отдельные участки земли, на которых выполнен весь комплекс восстановительных работ, предусмотренных проектом, подлежат передаче землепользователю по акту приемки-сдачи, подписанному комиссией. [8,12].

7 СПЕЦИАЛЬНАЯ ЧАСТЬ «СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ ТЕХНОЛОГИЧЕСКОЙ СХЕМЫ ПЕРЕРАБОТКИ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩИХ РУД В ОТДЕЛЕНИИ СОРБЦИИ»

7.1 Новые направления переработки золотосодержащих руд

В настоящее время при переработке золотосодержащих руд на обогатительных фабриках применяются в большинстве случаев комбинированные технологические схемы, включающие в себя обогатительные, гидрометаллургические и пирометаллургические процессы в различном сочетании в зависимости от характера руд, их химического и минералогического состава, формы нахождения благородных металлов и технико-экономических условий работы предприятия.

Институт проблем комплексного освоения недр РАН (ИПКОН РАН) является ведущим институтом в России, координатором исследований в области горных наук и разработке прогрессивных технологий комплексной и глубокой переработки минерального сырья природного и техногенного происхождения [29]. Институт занимается созданием высокоэффективных, экологически безопасных технологий переработки минерального сырья, основанных на интенсификации действующих и создании новых способов извлечения компонентов из упорных руд и техногенных образований на базе новейших достижений фундаментальных наук, комбинирования обогатительных и химико-металлургических процессов с применением современных пиро- и гидрометаллургических технологий.

В последние годы в ИПКОН РАН проводят исследования по использованию энергетических воздействий для интенсификации вскрытия золотосодержащих сульфидных руд (электрохимических, энергия ускоренных электронов, СВЧ-нагрев) и др. Существенное ускорение процесса гидрометаллургического извлечения ценного компонента достигается также применением мощных импульсов электрической энергии в виде высоковольтных искровых разрядов. Интенсифицирующий эффект выщелачивания достигается этим способом за счет измельчения твердых частиц и возмущения жидкости в результате воз-

никновения ударных волн и знакопеременных давлений [29].

В частности, одним из перспективных направлений немеханических способов разрушения минеральных комплексов (-40 мкм) является метод дезинтеграции минерального сырья воздействием на золотосодержащие руды мощными наносекундными электромагнитными импульсами (МЭМИ). Этот метод позволяет наиболее рационально использовать электроэнергию (селективное разрушение происходит без нагрева руды), достигать наибольшей полноты интеграционного разрушения минеральных компонентов и, как следствие, максимального извлечения золота [29]. Структурные исследования, проведенные на частицах арсенопирита, выделенных из гравитационного концентрата руды месторождения Олимпиадинское, показали, что в исходном состоянии границы микровключений инородных минералов (золота, буланжерита), заключенных в зерна арсенопирита, не соприкасались с трещинами матрицы «минерала-хозяина». После воздействия МЭМИ трещины механического происхождения оказывались лишенными заполнения так же, как и новообразованные трещины, имеющие прерывистый характер [29].

Комплексные исследования по использованию энергии ускоренных электронов для интенсификации измельчения, проводимые в ИПКОН РАН и СО РАН, показали высокую технологическую и экономическую эффективность данного метода как в процессах рудоподготовки, так и в основных технологических операциях первичной переработки минерального сырья (повысилась концентрация золота во флотационном концентрате с 24 до 32 г/т при увеличении извлечения на 15 %). Изучение воздействия энергии ускоренных электронов на минералы-полупроводники (сульфиды, оксиды) и диэлектрики (кварц, кальцит) и анализ физической модели процесса позволили установить различный механизм их заряжания при данных уровнях энергий. Для проводников характерно преобладание стока заряда над заряданием. Например, при облучении галенита пучком 1,5 МэВ с плотностью тока 2 мкА/см² за период времени 10 не устанавливается равновесие между притоком и стоком заряда, в результате чего зарядание образца останавливается на очень низком уровне, не более

10^{13} Кл/см³, и дальнейшее накопление заряда не наблюдается. Разряд носит пульсирующий характер, при этом может возникать система микротрещин, разрастающаяся после каждого импульса разряда и приводящая к разупрочнению минеральных ассоциатов. Таким образом, в процессе облучения минеральных агрегатов на границе срастания минералов-полупроводников и диэлектриков за время 10 не возникают разряды, приводящие к повышению как эффективности, так и селективности процессов измельчения. Перспектива использования данного метода для интенсификации вскрытия упорных золотосодержащих руд в условиях их кучного выщелачивания обусловлена высокой эффективностью дезинтеграции минеральных комплексов и возможностью создания дополнительных дефектов и микротрещин в сульфидах, что повышает вероятность доставки продуктивных растворов к тонко-ассоциируемому золоту в сульфидах [27].

С целью выяснения влияния физических методов интенсификации на извлечение золота при механической активации (МХА) на сульфиды в процессе измельчения в планетарных мельницах в различных средах в Иргиредмете проводились исследования на мономинеральных фракциях пирита и арсенопирита как основных минералах - носителях золота. Было показано, что МХА существенно повышает реакционную способность сульфидных минералов. Степень разложения их с использованием ряда реагентов (NaOH, NaCl, NaN₂С₂O₈, MnO₂) значительно выше, чем при безреагентной активации. Кроме того, механическая активация приводит не только к разрушению или окислению пирита и арсенопирита, но и повышает дефектность кристаллической структуры минералов, создавая предпосылки для вскрытия золота как элемента-примеси.

Для общей оценки интенсификации процессов вскрытия и выщелачивания следует отметить и ранее известные основные методы интенсификации гидрометаллургических процессов, имеющиеся в современной практике гидрометаллургии. К их числу можно отнести методы совместного осуществления процесса выщелачивания с измельчением, предварительную термическую или химическую обработку продуктов перед выщелачиванием и автоклавное выще-

лачивание, используемое как в качестве предварительного процесса, так и в основных гидрометаллургических операциях, метод оттирки и др. Термическое воздействие обычно позволяет увеличить скорость выщелачивания в 2...3 раза при повышении температуры среды до +35 °С при бактериальном выщелачивании и до 75...80 °С при химическом. Обжиг при 550...800 °С приводит к разложению РУВ (наиболее часто используют 600...700 °С). Этот прием широко применяли на заводе Прести (Гана) с начала 1940-х гг. для переработки флотоконцентратов, содержащих активное углеродистое вещество. При этом оставшееся РУВ пассивировали дизельным топливом, получая общее извлечение золота на уровне 85...90 % [29].

Извлечение золота в цианистые растворы из золотосодержащих сульфидных концентратов (лабораторные эксперименты). Во многих случаях наличие природного углерода в рудах создает проблемы при обжиге, так как высокая температура, необходимая для выжигания углерода, приводит к спеканию, в результате чего огарок имеет малую пористость. Обжиг таких руд оправдан, если его целью является ликвидация всего углерода. Параметры такого обжига, однако, должны строго контролироваться, так как при неполном выжигании углерод, оставшийся в огарке, обладает большей сорбционной активностью, чем в исходной руде [29]. В этом случае потери золота могут быть количественно оценены с помощью аналитического метода TOF-LIMS [29].

Нитрокс- и Арсено-процессы, при которых для вскрытия золотосодержащих руд используют азотную кислоту и оксиды азота, применимы и для переработки углеродистых руд, так как эти реагенты окисляют РУВ и уменьшают его сорбционную активность. Вместе с тем, наиболее часто в промышленной практике используют автоклавное окисление кислородом (воздухом) при повышенных температурах (180...220 °С) и давлении (1800...2200 кПа). Этот метод применяют на заводе Бэрри Меркьюр и Гетчелл (США) для переработки углеродистых руд.

Для руды месторождения Твин Крикс (США) с 2,3...8,3 % сульфидной серы и 0,13... 1,36 % органического углерода опробована автоклавно-

окислительная обработка при следующих параметрах: температура 225 °С, общее давление в системе ($\text{HCl} + \text{CO}_2$) 3170 кПа, парциальное давление кислорода 690 кПа, время обработки 45...90 мин, крупность измельчения 80 % руды - 0,02 мм. Последующее цианирование дало извлечение золота 92...96 % при условии окисления сульфидной серы на 99,0...99,5 % и введения CO_2 -иона в составе доломита или известняка. С использованием SEM-анализа установлено наличие элементного золота (-0,2 мкм), выделившегося на органическом угле-роде. Это позволило предположить, что в процессе автоклавной обработки зо-лото сначала растворялось, а затем переосаждалось, восстанавливаясь угле-ром.

Большой научный интерес представляет способ переработки упорного минерального сырья, содержащего металлы, включающий выщелачивание в водном растворе кислоты с концентрацией 1,8...50 г/дм³ активным кислородом в присутствии ионов трехвалентного железа и извлечение металлов из получа-емых продуктов, что позволило повысить степень извлечения металлов, сокра-тить времена выщелачивания, снизить энергетические затраты и повысить экологичность переработки.

В соответствии с клатратно-кластерной теоретической моделью перевода в жидкую фазу дисперсного золота, доктором технических наук А.Г. Секисо-вым разработана технологическая схема, запатентованная в США, на основа-нии которой создана лабораторная установка, обеспечивающая возможность интенсивного образования метастабильных комплексных радикалов и ионов при фотоэлектрохимической обработке сравнительно простых первичных реа-гентов.

В настоящее время также ведутся исследования нетрадиционных методов воздействия на упорное минеральное сырье следующими способами:

- 1) электрическим током низкого напряжения за счет чего скорость вы-щелачивания золота увеличивается в 2...3 раза. Воздействие током высокой ча-стоты на сульфидные руды повышает скорость выщелачивания в 5...6 раз;
- 2) источниками колебаний с использованием механических и электро-

магнитных вибраторов (испытано на стадии лабораторных исследований), вибрационных грохотов и измельчителей;

3) наложением пульсаций, вызывающих поступательное движение жидкости, в результате чего увеличивается интенсивность массообмена в экстракционных и ионообменных процессах. Подобного интенсифицирующего эффекта пульсаций можно ожидать и при выщелачивании;

4) упругими колебаниями ультразвукового диапазона на процесс массообмена и границы звукокапиллярного эффекта, способствующего проникновению жидкости в микропоры, а также снятию исходных покрытий, пленок и оболочек новой твердой фазы под воздействием эффекта кавитации. Современный уровень развития ультразвуковой аппаратуры пока ограничивает использование ультразвука в гидрометаллургии в промышленном масштабе;

5) упругими колебаниями звукового диапазона, в качестве источника которых применяются различного рода гидродинамические преобразователи. По механизму действия данный способ не отличается от ультразвукового, но он более прост в практическом применении. Эффективность действия ротационно-пульсационных аппаратов проверена в содовом автоклавном процессе разложения шеелитовых концентратов. Установлена также перспективность использования этого метода для интенсификации выщелачивания золота цианистыми растворами;

6) электрохимическое, которое используется, главным образом, в окислительно-восстановительных процессах, протекающих с участием кислорода и водорода. Получение последнего достигается путем протекания через пульпу постоянного электрического тока, инициирующего диссоциацию воды с выделением газов, избирательно используемых для интенсификации соответствующих окислительных и восстановительных реакций. Эффективность применения метода проверена при электрохимическом окислении упорных золотомышьяковых концентратов и цианировании золотосодержащих продуктов. Механизм электрохимического окисления пирита и арсенопирита, ассоциирующих ионно-дисперсное золото, заключается в разложении сульфидов при протекании по-

стоянного электрического тока через минеральные суспензии в растворах кислот или щелочей. При электролитическом окислении сульфидов в отношении пирита к арсенопириту 3:1 установлено, что скорость их окисления прямо пропорциональна объемной плотности тока и достигает максимума при 10 А/л, тогда как последующее повышение плотности тока приводит к замедлению процесса вследствие образования пленки гидроксида железа на поверхности сульфидов, которая тормозит доступ окислителя к сульфидной поверхности.

Для определения оптимальных условий электролитического окисления сульфидов найден критерий процесса, которым является отношение объемной плотности тока к поверхности сульфида. Полученный критерий позволяет моделировать электролитическое окисление сульфидов в зависимости от объема переработки руды и расхода электроэнергии. Экспериментально установлено, что при значениях критерия для пирита и арсенопирита, равных 103 и 35 А/м, достигают максимальных скоростей окисления пирита и арсенопирита 0,835 и 0,270 г/(м² мин) соответственно. При выборе оптимальных условий в случае окисления сульфидов в смеси необходимо ориентироваться на критерий для арсенопирита. Оптимальная концентрация хлорида натрия - 200...300 г/л. Электролитическая обработка сульфидных руд благородных металлов сопровождается переходом последних в хлоридный раствор, что, в свою очередь, приводит к их частичному выделению на катоде. В сравнении с обычной технологией выщелачивания использование дополнительного электрохимического вскрытия обеспечило прирост извлечения золота с 60,8 до 78, 2 % при сокращении расхода реагентов на 20 % [29]. Разработанный способ электрохимической обработки пульпы продуктов бактериального окисления упорных золото-мышьяковых концентратов месторождений Нежданское, Майское, Пезинок и др. позволяет увеличить окислительную способность пульпы за счет повышения концентрации кислорода с 6...8 до 30...35 мг/л, доокислить неразложившиеся при бактериальном выщелачивании сульфиды, устранить их отрицательное влияние как поглотителей кислорода и оптимальной смеси реагентов по сравнению с «чистыми» продуктами. Применение метода сдерживается его

недостаточной изученностью и отсутствием специальной аппаратуры, обеспечивающий возможность непрерывного осуществления процесса.

На основании изложенного можно сделать вывод, что вопросы интенсификации процесса выщелачивания золота из упорного сырья в настоящее время прорабатываются и требуют решения ряда принципиальных задач: обеспечения мобильности оборудования и энергоснабжения, централизованной подачи воды, применения электроимпульсных насосов большой производительности, разработки специальных методов окисления сульфидных минералов к выщелачиванию и ряд других важных вопросов. Степень их использования сдерживается в большинстве случаев или слабой изученностью самого процесса, или отсутствием соответствующего технологического оборудования, а нередко и в связи со значительным увеличением затрат на их применение.

7.2 Технологические решения по совершенствованию технологий обогащения золотосодержащих руд Куранахского рудного поля

Технологические решения по сорбционному извлечению золота.

Сорбция золота из рудной пульпы с применением ионообменной смолы осуществляется в процессе рудоподготовки и сгущения, поэтому в пачуки поступает руда, выщелоченная на 93-95 %. В качестве сорбента применяется анионит АМ-2Б. Основные данные технологического процесса сорбции приведены в таблице 28.

В результате сложных массообменных процессов цианидный комплекс золота из жидкой фазы сорбируется анионитом, после чего смола отделяется, а хвостовая пульпа сбрасывается в хвостохранилище. Учитывая, что вместимость сорбционных аппаратов не изменяется, продолжительность сорбционного процесса регулируем расходом пульпы, при этом решающее значение имеет плотность пульпы, подаваемой на сорбцию. При этом кинетика сорбции является достаточной для того, чтобы не увеличивать время контакта пульпы со смолой, т.е. количество или вместимость сорбционных колонн.

Таблица 28 - Показатели технологии сорбции сгущенного продукта радиальных сгустителей

| Параметры сорбции | Единица измерения | Численные значения |
|---|-------------------|--------------------|
| Содержание твердого в исходном продукте, поступающем на сорбцию | процент | 41 - 43 |
| Содержание класса +0,16 мм в питании | процент | 3 - 4 |
| Концентрация цианида натрия (NaCN) | процент | 0,01 – 0,012 |
| Концентрация оксида кальция (Ca(OH) ₂) | процент | 0,01 – 0,015 |
| Концентрация ионообменной смолы | процент | 2,5 – 3,0 |
| Время сорбционного цикла смолы | час | 160 - 180 |
| Время контакта пульпы со смолой | час | 4 - 6 |
| Объемная производительность сорбционного отделения | м /час | 1000 - 1070 |

При одинаковом расходе суспензии большее содержание твердого в ней позволяет обрабатывать большее количество материала, поэтому в рамках настоящей реконструкции количество пачуков остается постоянным, а пропускная способность отделения возрастает. При неполном использовании объема пачуков сорбции, когда они забиты песками или эксплуатируются на пониженных уровнях пульпы, время сорбции не выдерживается, поэтому важно максимально использовать рабочий объем пачуков и не допускать заливания.

Время сорбционного цикла исчисляется с момента загрузки анионита в хвостовой пачук и до полного его удаления в насыщенном состоянии из первого сорбционного агрегата. Время сорбционного цикла смолы не должно превышать 200 часов, так как это сопряжено с интенсивным износом смолы, что приводит к увеличению ее потерь. Сорбция осуществляется по принципу противотока, при этом потоки пульпы и сорбента взаимосвязаны и определяются производительностью сорбционного отделения и содержанием в суспензии драгоценного металла.

Повышение содержания золота в руде требует увеличения расхода смолы. Таким образом, расход ионообменной смолы является основной критерий регулирования процесса сорбции. Свежая или регенерированная смола подается равномерно каждый час равными порциями.

Подготовка свежей смолы включает ее промывку 3-4 объемами 0,5 %-ного раствора HCl или H₂SO₄ на гидрогрохоте типа ГК-3 или «OSO» размером ячеек 0,4 мм с выведением подрешетной мелочи в хвосты.

Сгущенный продукт плотностью более 40 % из радиальных сгустителей №3,4 центробежными насосами WARMAN 8/6E-AHHSRE перекачивается в пульпораспределитель, а из сгустителей №1,2- в контактный чан (мутилку №2), откуда существующими центробежными насосами перекачиваются также в пульпораспределитель, где при помощи шиберов и щелевых расходомеров подается на три существующие ветви сорбции, в которых пульпа из головных пачуков посредством аэролифтов и дренажных приспособлений, предназначенных для отделения смолы от пульпы, транспортируется в хвостовые сорбционные аппараты, в то время как смола после загрузки в хвосте технологических линий перемещается встречно пульпе, т.е. в противотоке.

Отработанная пульпа подвергается контрольному грохочению на грохоте ГИЛ-5 2 на предмет извлечения сорбента, прошедшего через дренажные системы хвостовых пачуков. Надрешетный продукт аэролифтом направляется в пачук № 9 третьей сорбционной ветви, а хвостовая пульпа обезвреживается и перекачивается в хвостохранилище. Насыщенная смола из пачуков первой ступени (1с, 4с, 1н) отмывается на грохоте ГИЛ-32 водой от пульпы, затем отделяется от песков на отсадочной машине диафрагмового типа МОД-2, после чего отделяется от крупной щепы на грохоте ГИЛ-32, а от мелкой - на барабанном грохоте с ячейкой 0,5 мм.

Первая ветвь сорбции имеет шесть рабочих ступеней, и одну контрольную ступень при этом загрузка смолы осуществляется в предхвостовые пачуки. Вторая ветвь сорбции включает семь рабочих ступеней и одну контрольную ступень.

Давление на компрессорах ЦК-135/8М, ЦК-100/8М по фактическим данным составляет 2,0 ати, а на нагнетателях Э200-31-1 -1,5ати. Производительность компрессоров -135м /мин и 100м /мин соответственно, а нагнетателей - 200м⁷мин.

За счёт применения насосных агрегатов вместо эрлифтов при транспортировке сгущённого продукта на сорбцию и откачки технологических дренажей в цикл рудоподготовки, в резерв переводятся два компрессора ЦК-100/8М. Таким образом, в компрессорном отделении для технологических нужд останется в работе два компрессора ЦК-100/8М (или по одному ЦК-100/8М и ЦК-135/8М) и три нагнетателя (один в резерве).

Принципиальная схема сорбционного отделения и схема цепи аппаратов для извлечения смолы представлена на рисунке 6.

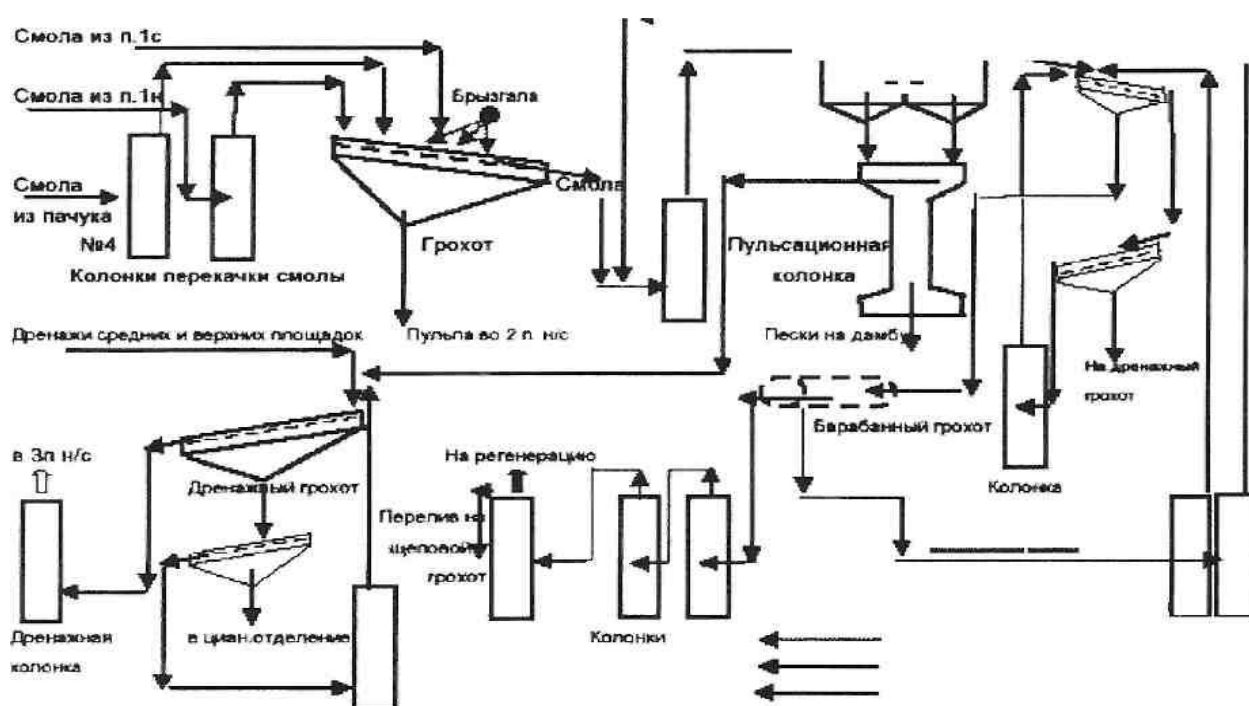


Рисунок 6 - Принципиальная схема сорбционного отделения и схема цепи аппаратов для извлечения смолы

Технологическое решение по сгущению пульпы.

Особенность настоящей схемы состоит в том, что плотность слива гидроциклонов на уровне 40 - 43 % по твердому не исключает их применение для осветления и сгущения пульпы, а также использования сгустителей в качестве емкостей для выдерживания общего времени выщелачивания. В этом случае для нормального процесса осветления за счет флокулянтов типа «MAG-

NOFLOC-10» необходимо предварительное разбавление исходной пульпы, по меньшей мере, до содержания твердого 28 %, что установлено в ходе исследовательских работ на ОФ Куранахская по сгущению пульпы слива существующих гидроциклонов диаметром 350 мм.

Существующие радиальные сгустители будут эксплуатироваться в режиме, когда плотность сгущенной пульпы не будет превышать 41 - 42 % при условии разбавления питания сгустителей до 28 %.

При скорости осаждения в этом случае 2,54 м/сут и удельной площади осаждения 0,52 (м-сут)/т требуемая общая поверхность осветления составляет 7162.6 м². В качестве флокулянта применён реагент типа «MAGNOFLOC-10», удельный расход которого составляет 30-50 г/т. Концентрация рабочего раствора указанного флокулянта равна 0.02-0,05 %. Опытные промышленные испытания данного флокулянта на рудах Куранахского рудного поля показали эффективность его работы с достижением содержания твёрдого в сливах сгустителей не более 0.2 %.

Для приготовления и дозирования указанного флокулянта поставляется автоматическая установка типа ФАБ. Конструктивно такая установка включает предварительный накопитель вместимостью 1.2 м³, буферную емкость вместимостью 5 м, станцию дозирования флокулянта, дозирующий насос и шкафы управления.

Минимальная производительность в точке дозирования - 2.0 кг/час. Максимальная производительность в точке дозирования – 6.0 кг/час. Дозирование осуществляется одновременно не более чем в двух точках. Точка ввода флокулянта назначается на удалении не более 2 метров от приемного стакана радиального сгустителя. В случае быстрого разрушения образовавшихся флокулов и снижения эффективности сгущения полимер может подаваться непосредственно в приемный стакан сгустителя.

Технические характеристики радиального сгустителя приведены в таблице 29.

Таблица 29 - Технические характеристики сгустителя

| Наименование показателя | Единица измерения | Численные значения |
|--|----------------------|---|
| Диаметр чана | м | 50 |
| Глубина чана | м | 5 |
| Площадь поверхности осаждения | м ² | 1963 |
| Производительность по твердому | т/сут | 1700...5100 |
| Продолжительность одного оборота грабель | мин. | 18.33* |
| Электродвигатели привода: количество электродвигателей мощность электродвигателя частота вращения | шт. кВт об/мин | 2 5,5 955...1000 |
| Клиноременная передача: диаметр ведущего шкива диаметр сменных шкивов передаточное число | мм мм | 125 126,150,220,280 1.01,1.2,1.76,1.24 |
| Редуктор цилиндрический передаточное число | | 15.87 |
| Редуктор червячный передаточное число | | 71 |
| Прямозубая цилиндрическая передача: передаточное число | | 11.69 |
| Общее передаточное число привода | | 1-13304 2-15806 3-23183 4-29505 |
| Масса сгустителя: без электрооборудования с электрооборудованием | кг кг | 75800 76300 |

Технологические показатели работы радиального сгустителя диаметром 50 м приведены в таблице 30.

Таблица 30 - Технологические показатели сгустителя

| Технологические показатели | Единица измерения | Численные значения |
|---|-------------------------|--------------------|
| Производительность по исходной пульпе | м ³ /час | 370-400 |
| Производительность по сгущенному продукту | м ³ /час | 258-300 |
| Производительность по сливу | м ³ /час | 114 |
| Содержание твердого в сгущенном продукте | процент | 40-42 |
| Содержание твердого в сливе | процент | не более 0,2 |
| Удельная площадь сгущения | (м ² -час)/т | 1,11 |
| Удельная производительность сгустителя | т/(м ² -час) | 0,90 |
| Расход флокулянта типа «MAGNOFLOC-10» | г/т | 30-50 |
| Площадь поверхности осаждения | м ² | 1963 |
| Отношение эффективно используемой площади осаждения к общей площади осаждения | | 0,75 |

Технологическое решение по сорбционному извлечению золота из слива радиальных сгустителей

Ввиду того, что цианирование золотосодержащей руды начинается уже на стадии самоизмельчения и степень ее выщелачивания на стадии сгущения составляет 93-95 %, возникла необходимость сорбции не только сгущенного продукта, но и слива, жидкая фаза которой содержит растворенное золото на уровне 0,4 - 1.3 г/м³. Возвращение в оборот богатого по золоту слива ухудшает кинетику выщелачивания, поэтому представляется технологически целесообразным извлечение из него золота в отдельном сорбционном цикле.

8 ЭКОНОМИЧЕСКАЯ ЧАСТЬ

Экономика – это наука о том, как люди стремятся использовать ограниченные ресурсы в производстве товаров и услуг, рационально распределяя их, пытаясь удовлетворить свои безграничные потребности с целью всестороннего развития способностей и расширения возможностей человека.

В условиях рыночных отношений центр экономической деятельности перемещается в сферу производства. Именно на этом уровне создаются необходимые обществу блага, решаются вопросы рационального использования ресурсов, применения высокопроизводительной техники, разрабатываются организационная и маркетинговая стратегии.

Горно-обогатительное предприятие – это форма организации предпринимательской деятельности, выступающая в качестве основного звена национальной экономики, в которой осуществляется процесс извлечения полезного ископаемого из минерального сырья.

Экономические задачи обогатительного производственного процесса необходимо решать путем изучения характера и форм проявления объективных рыночных экономических законов и закономерностей с учетом его специфики. Горно-обогатительное производство имеет следующие особенности:

- многообразие. Объясняется тем, что исходное сырье характеризуется разнообразными свойствами и составом;
- материалоемкость производства. Требуется достаточно много затрат на материальные ресурсы;
- многоступенчатость. Вызвана разнообразием характеристик сырья, комплексностью сырья, низким содержанием полезного компонента и высокими требованиями к качеству продукции;
- сочетание различных методов обработки сырья (механических, физических, физико-химических и т.д.) [28];
- фондоемкость процессов – значительные затраты на основные фонды.

Основные экономические задачи производства:

- использование рыночных законов в условиях конкретного производства для повышения его эффективности и конкурентоспособности;
- поиск наиболее эффективных путей функционирования предприятия, в рамках которых осуществляется процесс производства, исходя из большей экономической выгоды;
- выбор наиболее рациональных вариантов использования ограниченных ресурсов для изготовления продукции, а также путей распределения дохода и произведенных благ между различными группами людей для удовлетворения их безграничных потребностей.

Системообразующими факторами определения предприятия, в том числе занимающегося обогащением полезных ископаемых, является кооперация, основанная на внутреннем разделении труда, а также реализация функций индивидуального воспроизводства и обособление кругооборота капитала (ресурсов).

8.1 Режим работы, график сменности, баланс рабочего времени

Для основных технологических звеньев обогатительных фабрик характерен непрерывный режим работы, т.е. 24 часа в 2 смены, не имеющий остановок на выходные и праздничные дни. Календарный фонд времени – 365 дней. Рабочий фонд времени равен:

$$T_{\text{раб}} = T_{\text{кал}} - T_{\text{рем}}, \quad (63)$$

где $T_{\text{кал}}$ – календарный фонд времени ($T_{\text{кал}} = 365$ дней);

$T_{\text{рем}}$ – время на ремонтное обслуживание.

$$T_{\text{раб}} = 365 - 25 = 340 \text{ дней}$$

В сочетании с режимом работы предприятия, обслуживание обогатительной фабрики осуществляется по графику сменности, разработанным администрацией, пример графика сменности приведен в таблице 31.

Для расчета эффективного рабочего времени составляется баланс рабочего времени за год, который приведен в таблице 32.

Производственная мощность по Au определяется как:

$$M_k = M_c \times \alpha \times \varepsilon, \quad (65)$$

где M_k – производственная мощность по Au, г/год;

ε – извлечение металла в концентрат, в процентах;

α – содержание металла в исходной руде, г/т.

$$M_k = 1800900 \times 1,3 \times 0,85 = 1989994,5 \text{ г/год.}$$

Показателями использования производственной мощности являются:

$$K_3 = T_{\text{раб}} / T_{\text{кал}}, \quad (66)$$

где K_3 – коэффициент экстенсивности

$$K_3 = 345/365 = 0,94.$$

Коэффициент интенсивности нагрузки:

$$K_{\text{и}} = N_{\text{пр}} / N_{\text{т}}, \quad (67)$$

где $N_{\text{пр}}$ – проектная производительность агрегата.

$$K_{\text{и}} = 229/250 = 0,91.$$

Интегральный коэффициент нагрузки на оборудование:

$$K_{\text{ин}} = K_3 \times K_{\text{и}}, \quad (68)$$

$$K_{\text{ин}} = 0,94 \times 0,91 = 0,85.$$

Производственная программа (по сырью ПП_c и по концентрату ПП_k) или план производства обогатительной фабрики – это задание на получение продуктов обогащения соответствующего качества

$$\text{ПП}_c = M_c \times K_{\text{ин}}, \quad (69)$$

$$\text{ПП}_c = 1800900 \times 0,85 = 1530765.$$

$$\text{ПП}_k = M_k \times K_{\text{ин}}, \quad (70)$$

$$\text{ПП}_k = 1989994,5 \times 0,85 = 1691495,3.$$

Товарная продукция рассчитывается по ценам предприятия на продукцию:

$$\text{ТП} = \sum_{n=1}^n \text{ВП} \cdot \text{Ц}, \quad (71)$$

где ВП – выпуск продукции (количество золота), г;

Ц – цена 1 грамма золота, руб.;

n – количество видов концентратов.

$$ТП=1 \times 1989994,5 \times 2762 = 5496364809 \text{ рублей.}$$

8.3 Численность трудящихся

Различают явочную (число работников, ежедневно выходящих на работу) и списочную (число работников по штату) численность трудящихся.

Явочная численность трудящихся рассчитывается по формуле (72):

$$Ч_{яв} = Н_{чис} \cdot A \cdot C, \text{ чел,} \quad (72)$$

где $Ч_{яв}$ – явочная численность трудящихся, чел;

$Н_{чис}$ – норматив численности или количество человек в смену, необходимых для обслуживания 1 агрегата, чел;

A – количество обслуживаемых агрегатов, шт.;

C – количество рабочих смен (для непрерывного режима работы $C = 4$).

$$Ч_{яв} = 0,3 \times 1 \times 4 = 1,2 \text{ чел.}$$

Списочный состав рабочих (чел.) определяется по формуле (73):

$$Ч_{сп} = Ч_{яв} \times T_{кал} / T_{эф}, \quad (73)$$

где $T_{эф}$ – эффективный фонд рабочего времени.

Результаты расчета списочного состава рабочих заносятся в таблицу 33.

Таблица 33 – Расчет списочного состава рабочих фабрики

| Профессия | Норматив численности, чел | Количество агрегатов, шт. | Количество смен, шт. | Явочная численность, чел | Списочная численность, чел |
|-----------------------------|---------------------------|---------------------------|----------------------|--------------------------|----------------------------|
| 1 | 2 | 3 | 4 | 5 | 6 |
| Дробильщик | 0,3 | 1 | 4 | 1,2 | 4 |
| Бункеровщик | 0,3 | 1 | 4 | 1,2 | 4 |
| Машинист питателя ДКД | 0,33 | 1 | 4 | 1,32 | 4 |
| Машинист конвейера ДКД | 0,57 | 1 | 4 | 2,28 | 4 |
| Машинист крана | 0,22 | 1 | 2 | 0,44 | 2 |
| Машинист питателя | 0,51 | 2 | 4 | 4,08 | 8 |
| Машинист мельницы | 0,23 | 6 | 4 | 5,52 | 8 |
| Машинист насосных установок | 0,11 | 7 | 4 | 3,08 | 4 |
| Аппаратчик сгустителя | 0,11 | 1 | 4 | 0,44 | 4 |
| Аппаратчик сорбции | 0,15 | 26 | 4 | 15,6 | 16 |
| Аппаратчик регенерации | 0,11 | 17 | 4 | 7,48 | 8 |
| Растворщик реагентов | 0,16 | 8 | 4 | 5,12 | 8 |
| Плавильщик | 0,32 | 2 | 1 | 0,64 | 4 |

| 1 | 2 | 3 | 4 | 5 | 6 |
|------------------------------|------|---|---|-------|-----|
| Машинист компрессорной | 0,12 | 5 | 4 | 2,4 | 4 |
| Пульт управления фабрикой | 1,00 | 1 | 4 | 4 | 6 |
| Всего по профессии | | | | 54,8 | 88 |
| Вспомогательных рабочих 40 % | | | | 21,92 | 36 |
| ИТОГО: | | | | 76,72 | 124 |

8.4 Производительность труда

Производительность труда характеризует количество продукции, приходящейся на одного человека за определенный промежуток времени. Различают натуральный и стоимостной методы исчисления производительности труда.

При натуральном методе исчисления производительности труда определяют количество продукции, приходящейся на одного человека:

$$P_T = \text{ВП} / \text{Ч}_{\text{сп}} / T_{\text{кал}}, \quad (74)$$

$$P_T = 1989994,5 / 124 / 365 = 43,96 \text{ г/чел.см.}$$

При стоимостном методе определяют объем валовой или товарной продукции на одного человека:

$$P_T = \text{ТП} / \text{Ч}_{\text{сп}} / T_{\text{кал}}, \quad (75)$$

$$P_T = 5496364809 / 124 / 365 = 121439,79 \text{ руб/чел.см.}$$

8.5 Заработная плата

Существуют следующие виды заработной платы: индивидуальная, коллективная и ее подвиды: повременная и сдельная.

Повременная форма оплаты подразделяется на простую повременную и повременно-премиальную. Сдельная – на прямую сдельную, сдельно-премиальную, аккордную и косвенно-сдельную.

Зарплата руководящих ИТР и служащих на обогатительной фабрике устанавливается в соответствии с месячными должностными окладами, с учетом категории участка, цеха, предприятия.

В основу организации и планирования зарплаты рабочих положена тарифная система, устанавливающая меру оплаты труда. Составными частями тарифной системы оплаты являются тарифно-квалификационные справочники,

тарифные сетки и районные коэффициенты к ним [28].

Общий фонд зарплаты определяется из условий выполнения производственной программы. Он состоит из основной и дополнительной зарплаты.

Фонд основной заработной платы включает прямую заработную плату за фактически отработанное время по сдельным расценкам, тарифным ставкам, а также доплаты: по сдельно-прогрессивной системе, районным коэффициентам, за работу в ночное время, праздничные дни, премии рабочим и др.

Дополнительная заработная плата включает оплату отпусков, оплату времени, затраченного на выполнение государственных и общественных обязанностей и др. Данные расчета фонда основной и дополнительной оплаты рабочих сводятся в таблицу 34 [28].

Порядок расчета следующий:

1) по тарифу за месяц, рублей:

$$З_{\text{тм}} = З_{\text{тд}} \times T \times T_{\text{дн}}, \quad (76)$$

где $Z_{\text{тд}}$ – дневная тарифная ставка рабочего соответствующего разряда;

T – количество часов в смену, ч;

$T_{\text{дн}}$ – количество отработанных дней за месяц, дней.

$$Z_{\text{тм}} = 62,72 \times 11 \times 15 = 10348,8 \text{ руб.}$$

2) доплата за работу в ночное время, рублей:

$$D_1 = Z_{\text{тд}} \times d_{\text{п}} \times T \times T_{\text{дн}}, \quad (77)$$

где $d_{\text{п}}$ – размер премии, в процентах.

$$D_1 = 62,72 \times 40 \times 7 \times 15 = 2634,24 \text{ руб.}$$

3) доплата за вредные условия труда, рублей:

$$D_2 = Z_{\text{тд}} \times d_{\text{в}} \times T \times T_{\text{дн}}, \quad (78)$$

где $d_{\text{в}}$ – размер доплаты, в процентах.

$$D_2 = 62,72 \times 8 \times 11 \times 15 = 827,9 \text{ руб.}$$

4) премии по положению о премировании на предприятии, рублей:

$$П = (Z_{\text{тм}} + D_1 + D_2) \times d_{\text{п}}, \quad (79)$$

$$П = (10348,8 + 2634,24 + 827,9) \times 40 = 5524,37 \text{ руб.}$$

5) районный коэффициент, рублей:

$$З_p = (З_{тм} + Д_1 + Д_2 + П) \times K_p, \quad (80)$$

где K_p – районный коэффициент, в процентах.

$$З_p = (10348,8 + 2634,24 + 827,9 + 5524,37) \times 20 = 3867,06 \text{ руб.}$$

б) северная надбавка, рублей:

$$ДВ = (З_{тм} + Д_1 + Д_2 + П) \times K_{дн}, \quad (81)$$

где $K_{дн}$ – дальневосточная надбавка, в процентах.

$$ДВ = (10348,8 + 2634,24 + 827,9 + 5524,37) \times 50 = 9667,65 \text{ руб.}$$

7) оплата вахтовых, рублей

$$Д_3 = 350 \times T_{дн}, \quad (82)$$

$$Д_3 = 350 \times 15 = 5250 \text{ руб.}$$

8) месячный фонд оплаты труда на одного рабочего, рублей

$$З_{общ} = З_{тм} + Д_1 + Д_2 + П + З_p + ДВ + Д_3, \quad (83)$$

$$\begin{aligned} З_{общ} &= 10348,8 + 2634,2 + 827,9 + 5524,3 + 3867 + 9667,65 + 5250 = \\ &= 38119,85 \text{ руб.} \end{aligned}$$

9) отпуск, рублей:

$$Д_о = З_{общ} / 29,4 \times T_{дн}, \quad (84)$$

$$Д_о = 38119,85 / 29,4 \times 4 = 5186,37 \text{ руб.}$$

10) доплата за работу в праздничные дни, рублей:

$$Д_4 = З_{дн} \times T \times T_{дн} \times 2, \quad (85)$$

$$Д_4 = 62,72 \times 11 \times 1 \times 2 = 1600,6 \text{ руб.}$$

11) общий фонд заработной платы, рублей:

$$З = (З_{общ} + Д_о + Д_4) \times n, \quad (86)$$

где n – количество рабочих, чел.

$$З = (38119,85 + 5186,37 + 2240,86) \times 2 = 91094,16 \text{ руб.}$$

Должностные оклады руководящих и инженерно-технических работников обогатительных фабрик приведены в таблице 35.

Таблица 34 – Расчет фонда основной и дополнительной оплаты рабочих

| Должность | Оклад, руб. | Ночные, руб. 40 % | Доплата за вредные условия труда 8 % | Премия на 1 рабочего, 40 % | Районный коэффициент, 20 % | Дальневосточный коэффициент, 50 % | Оплата вахтовых | Месячный фонд оплаты труда на 1 чел | отпуск за месяц | Количество рабочих | Работа в праздничные дни | Всего фонд зарплаты | Среднемесячная на 1 рабочего |
|---------------------------------|-------------|-------------------|--------------------------------------|----------------------------|----------------------------|-----------------------------------|-----------------|-------------------------------------|-----------------|--------------------|--------------------------|---------------------|------------------------------|
| 1 | 2 | 3 | 4 | 5 | 6 | 7 | 8 | 9 | 10 | 11 | 12 | 13 | 14 |
| Дробильщик 6 разряда | 10348,8 | | 827,9 | 4470,68 | 3129,48 | 7823,69 | 5250 | 31850,6 | 4506,7 | 2 | 1600,61 | 74315,22 | 37157,61 |
| Дробильщик 6 разряда | 10348,8 | 2634,2 | 827,9 | 5524,38 | 3867,06 | 9667,66 | 5250 | 38120 | 5393,9 | 2 | 2240,86 | 89268,67 | 44634,33 |
| Маш.конвейер. ДКД 5 разряда | 9551,85 | | 764,15 | 4126,4 | 2888,48 | 7221,2 | 5250 | 29802,1 | 4216,9 | 2 | 1477,35 | 69515,29 | 34757,64 |
| Маш.конвейер. ДКД 5 разряда | 9551,85 | 2431,4 | 764,15 | 5098,95 | 3569,27 | 8923,16 | 5250 | 35588,8 | 5035,7 | 2 | 2068,29 | 83317,19 | 41658,6 |
| Маш.питателя ДКД 4 разряда | 8778 | | 702,24 | 3792,1 | 2654,47 | 6636,17 | 5250 | 27813 | 3935,4 | 2 | 1357,66 | 64854,49 | 32427,24 |
| Маш.питателя ДКД 4 разряда | 8778 | 2234,4 | 702,24 | 4685,86 | 3280,1 | 8200,25 | 5250 | 33130,8 | 4687,9 | 2 | 1900,73 | 77538,22 | 38769,11 |
| Бункеровщик 3 разряда | 8162,55 | | 653 | 3526,22 | 2468,36 | 6170,89 | 5250 | 26231 | 3711,6 | 2 | 1262,47 | 61147,71 | 30573,86 |
| Бункеровщик 3 разряда | 8162,55 | 2077,7 | 653 | 4357,32 | 3050,12 | 7625,31 | 5250 | 31176 | 4411,3 | 2 | 1767,46 | 72942,15 | 36471,08 |
| Машинист мельницы 6 р | 11503,8 | | 920,3 | 4969,64 | 3478,75 | 8696,87 | 5250 | 34819,4 | 4926,8 | 2 | 1779,25 | 81271,63 | 40635,82 |
| Машинист мельницы 6 р | 11503,8 | 2928,2 | 920,3 | 6140,94 | 4298,66 | 10746,6 | 5250 | 41788,6 | 5912,9 | 2 | 2490,96 | 97894 | 48947 |
| Машинист мельницы 5 р | 10706,9 | | 856,55 | 4625,36 | 3237,75 | 8094,38 | 5250 | 32770,9 | 4637 | 2 | 1655,99 | 76471,71 | 38235,85 |
| Машинист мельницы 5 р | 10706,9 | 2725,4 | 856,55 | 5715,51 | 4000,86 | 10002,1 | 5250 | 39257,3 | 5554,8 | 2 | 2318,39 | 91942,52 | 45971,26 |
| Машинист питателя 4 р | 8175,75 | | 654,06 | 3531,92 | 2472,35 | 6180,87 | 5250 | 26264,9 | 3716,4 | 2 | 1264,52 | 61227,21 | 30613,61 |
| Машинист питателя 4 р | 8175,75 | 2081,1 | 654,06 | 4364,36 | 3055,05 | 7637,64 | 5250 | 31218 | 4417,2 | 2 | 1770,32 | 73040,73 | 36520,36 |
| Машинист насосных установок 4 р | 8505,75 | | 680,46 | 3674,48 | 2572,14 | 6430,35 | 5250 | 27113,2 | 3836,4 | 2 | 1315,56 | 63214,76 | 31607,38 |
| Машинист насосных установок 4 р | 8505,75 | 2165,1 | 680,46 | 4540,52 | 3178,37 | 7945,92 | 5250 | 32266,1 | 4565,5 | 2 | 1841,78 | 75505,11 | 37752,55 |
| Аппаратчик г/м 6 р | 11503,8 | | 920,3 | 4969,64 | 3478,75 | 8696,87 | 5250 | 34819,4 | 4926,8 | 4 | 3558,51 | 162543,3 | 40635,82 |
| Аппаратчик г/м 6 р | 11503,8 | 2928,2 | 920,3 | 6140,94 | 4298,66 | 10746,6 | 5250 | 41788,6 | 5912,9 | 4 | 4981,91 | 195788 | 48947 |
| Аппаратчик г/м 5 р | 10706,9 | | 856,55 | 4625,36 | 3237,75 | 8094,38 | 5250 | 32770,9 | 4637 | 4 | 3311,99 | 152943,4 | 38235,85 |
| Аппаратчик г/м 5 р | 10706,9 | 2725,4 | 856,55 | 5715,51 | 4000,86 | 10002,1 | 5250 | 39257,3 | 5554,8 | 4 | 4636,78 | 183885 | 45971,26 |
| Аппаратчик г/м 4 р | 9660,75 | | 772,86 | 4173,44 | 2921,41 | 7303,53 | 5250 | 30082 | 4256,5 | 2 | 1494,2 | 70171,18 | 35085,59 |
| Аппаратчик г/м 4 р | 9660,75 | 2459,1 | 772,86 | 5157,08 | 3609,96 | 9024,9 | 5250 | 35934,6 | 5084,6 | 2 | 2091,87 | 84130,44 | 42065,22 |

| 1 | 2 | 3 | 4 | 5 | 6 | 7 | 8 | 9 | 10 | 11 | 12 | 13 | 14 |
|---|---------|--------|--------|---------|---------|---------|------|---------|--------|----|---------|----------|----------|
| Аппаратчик г/м 3 р | 8822,55 | | 705,8 | 3811,34 | 2667,94 | 6669,85 | 5250 | 27927,5 | 3951,6 | 2 | 1364,55 | 65122,81 | 32561,4 |
| Аппаратчик г/м 3 р | 8822,55 | 2245,7 | 705,8 | 4709,64 | 3296,75 | 8241,87 | 5250 | 33272,3 | 4707,9 | 2 | 1910,38 | 77870,91 | 38935,46 |
| Аппаратчик сгустителя | 9124,5 | | 729,96 | 3941,78 | 2759,25 | 6898,12 | 5250 | 28703,6 | 4061,5 | 2 | 1411,26 | 66941,41 | 33470,71 |
| Аппаратчик сгустителя | 9124,5 | 2322,6 | 729,96 | 4870,82 | 3409,58 | 8523,94 | 5250 | 34231,4 | 4843,6 | 2 | 1975,76 | 80125,82 | 40062,91 |
| Растворщик реагентов | 7987,65 | | 639,01 | 3450,66 | 2415,47 | 6038,66 | 5250 | 25781,5 | 3648 | 4 | 2470,85 | 120188,6 | 30047,16 |
| Растворщик реагентов | 7987,65 | 2033,2 | 639,01 | 4263,95 | 2984,77 | 7461,92 | 5250 | 30620,5 | 4332,7 | 4 | 3459,18 | 143272,1 | 35818,01 |
| Плавильщик 6 р | 11503,8 | | 920,3 | 4969,64 | 3478,75 | 8696,87 | 5250 | 34819,4 | 4926,8 | 4 | 3558,51 | 162543,3 | 40635,82 |
| Машинист компрессорной | 8835,75 | | 706,86 | 3817,04 | 2671,93 | 6679,83 | 5250 | 27961,4 | 3956,4 | 2 | 1366,6 | 65202,31 | 32601,15 |
| Машинист компрессорной | 8835,75 | 2249,1 | 706,86 | 4716,68 | 3301,68 | 8254,2 | 5250 | 33314,3 | 4713,9 | 2 | 1913,23 | 77969,49 | 38984,74 |
| Машинист крана 5 р | 10376,9 | | 830,15 | 4482,8 | 3137,96 | 7844,9 | 5250 | 31922,7 | 4516,9 | 2 | 2246,93 | 75126,14 | 37563,07 |
| Грузчики | 8657,55 | | 692,6 | 3740,06 | 2618,04 | 6545,11 | 5250 | 27503,4 | 3891,6 | 4 | 3749,3 | 129329,3 | 32332,32 |
| Водитель погрузчика | 8987,55 | | 719 | 3882,62 | 2717,84 | 6794,59 | 5250 | 28351,6 | 4011,7 | 2 | 1946,1 | 66672,61 | 33336,31 |
| Уборщица служебных помещений | 6311,25 | | 504,9 | 2726,46 | 1908,52 | 4771,31 | 5250 | 21472,4 | 3038,3 | 2 | 1366,6 | 50388,02 | 25194,01 |
| Повар | 7334,25 | | 586,74 | 3168,4 | 2217,88 | 5544,69 | 5250 | 24102 | 3410,3 | 6 | 4764,33 | 169838,1 | 28306,36 |
| Работник охраны | 6509,25 | | 520,74 | 2812 | 1968,4 | 4920,99 | 5250 | 21981,4 | 3110,3 | 4 | 2818,94 | 103185,6 | 25796,4 |
| Работник охраны | 6509,25 | 1656,9 | 520,74 | 3474,76 | 2432,33 | 6080,82 | 5250 | 25924,8 | 3668,3 | 4 | 2818,94 | 121191,2 | 30297,8 |
| Контролер | 8505,75 | | 680,46 | 3674,48 | 2572,14 | 6430,35 | 5250 | 27113,2 | 3836,4 | 2 | 1841,78 | 63740,98 | 31870,49 |
| Контролер | 8505,75 | 2165,1 | 680,46 | 4540,52 | 3178,37 | 7945,92 | 5250 | 32266,1 | 4565,5 | 2 | 3683,56 | 77346,88 | 38673,44 |
| Сварщик 6 | 12939,3 | | 1035,1 | 5589,78 | 3912,84 | 9782,11 | 5250 | 38509,2 | 5448,9 | 6 | 8405,37 | 272153,9 | 45358,99 |
| Сварщик 6 раз | 12939,3 | 3293,6 | 1035,1 | 6907,23 | 4835,06 | 12087,7 | 5250 | 46348 | 6558,1 | 2 | 2801,79 | 108614 | 54307,02 |
| Слесарь 6 р | 11998,8 | | 959,9 | 5183,48 | 3628,44 | 9071,09 | 5250 | 36091,7 | 5106,9 | 4 | 5196,28 | 169990,6 | 42497,64 |
| Слесарь 5 р | 11201,9 | | 896,15 | 4839,2 | 3387,44 | 8468,6 | 5250 | 34043,2 | 4817 | 2 | 2425,57 | 80146,05 | 40073,02 |
| Слесарь 5 р | 11201,9 | 2851,4 | 896,15 | 5979,75 | 4185,83 | 10464,6 | 5250 | 40829,5 | 5777,2 | 2 | 2425,57 | 95639,09 | 47819,54 |
| Энергетик | 11201,9 | | 896,15 | 4839,2 | 3387,44 | 8468,6 | 5250 | 34043,2 | 4817 | 4 | 4851,15 | 160292,1 | 40073,02 |
| Энергетик | 11201,9 | 2851,4 | 896,15 | 5979,75 | 4185,83 | 10464,6 | 5250 | 40829,5 | 5777,2 | 2 | 2425,57 | 95639,09 | 47819,54 |
| Лаборанты | 7548,75 | | 603,9 | 3261,06 | 2282,74 | 5706,86 | 5250 | 24653,3 | 3488,4 | 4 | 3269,11 | 115835,8 | 28958,94 |
| Лаборанты | 7548,75 | 1921,5 | 603,9 | 4029,66 | 2820,76 | 7051,91 | 5250 | 29226,5 | 4135,4 | 4 | 3269,11 | 136716,8 | 34179,2 |
| Машинист насосных установок на тех. вод 4 р | 8835,75 | | 706,86 | 3817,04 | 2671,93 | 6679,83 | 5250 | 27961,4 | 3956,4 | 2 | 1913,23 | 65748,95 | 32874,47 |
| Машинист насосных установок на тех. вод 4 р | 8835,75 | 2249,1 | 706,86 | 4716,68 | 3301,68 | 8254,2 | 5250 | 33314,3 | 4713,9 | 2 | 1913,23 | 77969,49 | 38984,74 |
| Регл. Хвостового хозяйства | 7997,55 | | 639,8 | 3454,94 | 2418,46 | 6046,15 | 5250 | 25806,9 | 3651,6 | 4 | 3463,47 | 121297,4 | 30324,36 |

| | | | | | | | | | | | | | |
|----------------------------|---------|--------|-------|---------|---------|---------|--------|---------|--------|-----|---------|----------|----------|
| 1 | 2 | 3 | 4 | 5 | 6 | 7 | 8 | 9 | 10 | 11 | 12 | 13 | 14 |
| Регл. Хвостового хозяйства | 7997,55 | 2035,7 | 639,8 | 4269,24 | 2988,47 | 7471,17 | 5250 | 30652 | 4337,1 | 2 | 1731,74 | 71709,96 | 35854,98 |
| Итого: | 499401 | 55266 | 39952 | 237847 | 166493 | 416233 | 278250 | 1693442 | 239616 | 144 | 136945 | 5350737 | 1983287 |

Таблица 35 – Оклады руководящих и инженерно-технических работников

| Должность | Оклад, руб. | Ночные, руб. 40 % | Доплата за вредные условия труда 8 % | Премия на 1 рабочего, 40 % | Районный коэффициент, 20 % | Дальневосточный коэф. 50 % | Оплата вахтовых | Месячный фонд оплаты труда на 1 чел | Отпуск за месяц | Количество рабочих | Работа в праздничные дни | Всего фонд заработной платы | Среднемесячная на 1 рабочего |
|--------------------------------|-------------|-------------------|--------------------------------------|----------------------------|----------------------------|----------------------------|-----------------|-------------------------------------|-----------------|--------------------|--------------------------|-----------------------------|------------------------------|
| Директор | 48000 | | | 19200 | 13440 | 33600 | 5250 | 119490 | 16907 | 1 | | 136397,4 | 136397,4 |
| Главный инженер | 42400 | | | 16960 | 11872 | 29680 | 5250 | 106162 | 15022 | 1 | 9467,92 | 130651,5 | 130651,5 |
| Начальник производства | 36480 | | | 14592 | 10214,4 | 25536 | 5250 | 92072,4 | 13028 | 1 | 8145,98 | 113246,3 | 113246,3 |
| Начальник хвостового хозяйства | 33000 | | | 13200 | 9240 | 23100 | 5250 | 83790 | 11856 | 1 | 7145,6 | 102791,6 | 102791,6 |
| Главный энергетик | 23430 | | | 9372 | 6560,4 | 16401 | 5250 | 61013,4 | 8633,2 | 2 | 5073,38 | 144366,6 | 72183,28 |
| Главный механик | 32000 | | | 12800 | 8960 | 22400 | 5250 | 81410 | 11519 | 1 | 7145,6 | 100074,8 | 100074,8 |
| зав главного механика | 28800 | | | 11520 | 8064 | 20160 | 5250 | 73794 | 10442 | 1 | 6431,04 | 90666,64 | 90666,64 |
| Начальник ОТК | 26288 | | | 10515,2 | 7360,64 | 18401,6 | 5250 | 67815,4 | 9595,7 | 1 | 5870,11 | 83281,2 | 83281,2 |
| Зав складского хозяйства | 16305,3 | | | 6522,12 | 4565,48 | 11413,7 | 5250 | 44056,6 | 6233,9 | 2 | 3530,64 | 104111,6 | 52055,8 |
| Мастер ОТК | 15783,9 | | 1262,7 | 6818,64 | 4773,05 | 11932,6 | 5250 | 45820,9 | 6483,5 | 2 | 3417,74 | 108026,6 | 54013,31 |
| Мастер тех производства | 20999,6 | | 1680 | 9071,81 | 6350,26 | 15875,7 | 5250 | 59227,2 | 8380,5 | 4 | 9094,21 | 279525 | 69881,25 |
| Мастер тех производства | 20999,6 | 5345,3 | 1680 | 11209,9 | 7846,96 | 19617,4 | 5250 | 71949,2 | 10181 | 2 | 4547,1 | 168806,5 | 84403,26 |
| Мастер механик | 20979,8 | | 1678,4 | 9063,25 | 6344,28 | 15860,7 | 5250 | 59176,3 | 8373,3 | 2 | 4542,82 | 139642 | 69821,01 |
| Мастер хвост. Хозяйства | 15783,9 | | | 6313,56 | 4419,49 | 11048,7 | 5250 | 42815,7 | 6058,3 | 2 | 3417,74 | 101165,7 | 50582,83 |
| Итого | 880651 | 60611 | 46253 | 395006 | 276504 | 691260 | 351750 | 2702035 | 382329 | 167 | 214775 | 7153490 | 3193337 |
| Итого | 381250 | 5345,3 | 6301 | 157159 | 110011 | 275027 | 73500 | 1008593 | 142713 | 23 | 77829,9 | 1802753,47 | 1210050 |

По полученным расчетам составим общую таблицу заработной платы.

Таблица 36 – Годовой фонд заработной платы

| Категория работающих | Численность работающих, чел. | Месячная заработная плата, руб. | Годовая заработная плата, руб. |
|---------------------------------|------------------------------|---------------------------------|--------------------------------|
| Рабочие | 78 | 2 997 290,75 | 35 967 489 |
| Инженерно-технические работники | 23 | 1802753,47 | 21633041,6 |
| Служащие | 50 | 1 908 843,06 | 22 906 116,72 |
| Младший обслуживающий персонал | 16 | 444602,98 | 5 335 235,76 |
| ИТОГО: | 167 | 7 153 490,26 | 85 841 883,1 |

8.6 Основные фонды

8.6.1 Стоимость зданий и сооружений

Необходимо определить стоимость зданий и сооружений с учетом их строительно-монтажных работ. Результаты расчета сводятся в таблице 37.

Таблица 37 – Стоимость зданий и сооружений

| Наименование | Сметная стоимость |
|---|-----------------------|
| Здания | |
| Главный корпус фабрики | 329 592 742,94 |
| Мех. цех с боксами | 72 138 433,56 |
| Вахтовый поселок | 65 918 548,32 |
| Корпус дробления | 55 439 940,25 |
| Компрессорная | 52 020 292,51 |
| Административно-бытовой корпус | 37 616 377,85 |
| Котельная | 33 304 960,12 |
| Насосная станция | 22 791 332,48 |
| КПП с караульными помещениями | 5 385 675,51 |
| Итого: | 674208304,54 |
| Сооружения | |
| Автодороги внутривозрастные | 26 113 831,55 |
| Конвейерные галереи | 22 654 195,34 |
| Склад реагентов | 4 100 732,87 |
| Площадка для кислоты | 1 540 547,88 |
| Неучтенные здания и сооружения 20 % от предыдущих | 145 723 522,34 |
| Итого: | 200 132 830,94 |
| Всего: | 874 341 135,48 |

8.6.2 Стоимость оборудования

В соответствии с принятой технологической схемой обогащения необхо-

можно определить стоимость оборудования, выбранного в технологической части дипломного проекта, а результаты свести в таблице 38 [28].

Таблица 38 – Стоимость оборудования

| Наименование | Количество | Цена за единицу | Монтаж 15 % | Транспортировка 20 % | Общая стоимость |
|---------------------------------------|------------|-----------------|-------------|----------------------|-----------------|
| Автомобильные весы | 1 | 2322053,14 | 348307,971 | 464410,628 | 3134771,739 |
| Пластинчатый питатель 2-15-90 | 1 | 2280711 | 342106,65 | 456142,2 | 3078959,85 |
| Дробилка Щековая ШДС-9×12 | 1 | 25890849,12 | 3883627,368 | 5178169,824 | 34952646,31 |
| Ленточный конвейер | 3 | 1656493,87 | 248474,0805 | 331298,774 | 6708800,174 |
| Пластинчатый питатель 2-12-90 | 2 | 1321818,72 | 198272,808 | 264363,744 | 3568910,544 |
| Мельница ММС | 2 | 38451752,5 | 5767762,875 | 7690350,5 | 103819731,8 |
| Классификатор 1 КСН-24 | 2 | 4749548,84 | 712432,326 | 949909,768 | 12823781,87 |
| Гидроциклон | 16 | 450000 | 67500 | 90000 | 9720000 |
| Мельница шаровая | 4 | 23269388,7 | 3490408,305 | 4653877,74 | 125654699 |
| Грохот барабанный ГБ - 900×2500 | 8 | 460099,64 | 69014,946 | 92019,928 | 4969076,112 |
| Сгуститель | 2 | 58817398 | 8822609,7 | 11763479,6 | 158806974,6 |
| Колонна стальная | 26 | 1958880 | 293832 | 391776 | 68756688 |
| Колонна титановая | 14 | 1958274,9 | 293741,235 | 391654,98 | 37011395,61 |
| Бак титановый | 8 | 988977,37 | 148346,6055 | 197795,474 | 10680955,6 |
| Бак нержавеющей вертикальный | 6 | 800383,02 | 120057,453 | 160076,604 | 6483102,462 |
| Электролизер | 4 | 4965369,1 | 744805,365 | 993073,82 | 26812993,14 |
| Насос Варман 8/6 | 4 | 1151986,8 | 172798,02 | 230397,36 | 6220728,72 |
| Стол концентрационный | 1 | 5489929,6 | 823489,44 | 1097985,92 | 7411404,96 |
| Кран мостовой 50т | 1 | 662374 | 99356,1 | 132474,8 | 894204,9 |
| Компрессор | 5 | 1601662,5 | 240249,375 | 320332,5 | 10811221,88 |
| Электрооборудование ЗИФ(Щиты) | 1 | 2694692,7 | 404203,905 | 538938,54 | 3637835,145 |
| Оборудование распр. устройства 6 кВт. | 2 | 5591169,12 | 838675,368 | 1118233,824 | 15096156,62 |
| Неучтенное оборудование 7 % | | | | | 46273852,73 |
| Итого: | | | | | 707328891,7 |

8.7 Амортизация

Размер амортизационных отчислений определяется на основе норм амортизационных отчислений и положения о порядке планирования, начисления и использования амортизационных отчислений.

Суммарные годовые амортизационные отчисления определяются по формуле (87):

$$A_{\text{год}} = \frac{\sum H_a \cdot \Phi_{\text{п}}}{100}, \quad (87)$$

где H_a – норма амортизации, в процентах;

$\Phi_{\text{п}}$ – первоначальная стоимость объекта или оборудования с учетом индексации цен на расчетный период.

Суммарно годовые амортизационные отчисления сведены в таблицу 39.

Таблица 39 – Амортизационные отчисления

| Основные фонды | Удельный вес | | Амортизация | |
|--|--------------|------------------|-------------|--------------|
| | процент | рублей | процент | рублей |
| Здания | 28,9 | 674 208 304,54 | 3 | 20226249,14 |
| Сооружения | 8,6 | 200132830,9 | 5 | 10006641,55 |
| Оборудование | 28,3 | 661055039 | 18 | 118989907,02 |
| Неучтенное оборудование | 2,0 | 46273852,7 | 18 | 8329293,49 |
| Инструмент | 1,8 | 42 856 709,50 | 50 | 21428354,75 |
| Транспортные средства | 24,8 | 578 171 793,40 | 25 | 144542948,35 |
| Электрооборудование | 2,5 | 58 101 975,67 | 15 | 8715296,35 |
| Производственный и хозяйственный инвентарь | 1,6 | 38 485 367,60 | 15 | 5772805,14 |
| Прочие | 1,5 | 36 114 025,70 | 18 | 6500524,63 |
| Итого: | 100 | 2 335 399 899,07 | | 344512020,41 |

8.8 Эффективность использования основных фондов

Фондоотдача:

$$\Phi_{\text{отд}} = \text{ТП} / O_{\text{осн}}, \quad (88)$$

где $O_{\text{осн}}$ – среднегодовая стоимость основных фондов, рублей.

$$\Phi_{\text{отд}} = 5\,496\,364\,809 / 2\,335\,399\,899,07 = 2,35.$$

Фондоемкость:

$$\Phi_{\text{ем}} = 1 / \Phi_{\text{отд}}, \quad (89)$$

$$\Phi_{\text{ем}} = 1 / 2,35 = 0,42.$$

Фондовооруженность:

$$\Phi = O_{\text{осн}} / Ч_{\text{сп}}, \quad (90)$$

где $Ч_{\text{сп}}$ – списочная численность промышленно-производственного персонала.

$$\Phi = 2\,335\,399\,899,07 / 167 = 13\,984\,430,5.$$

8.9 Оборотные фонды

Оборотные фонды – это часть производственных фондов предприятия (материалы, топливо, электроэнергия и т.д.), которая полностью потребляется в каждом производственном цикле.

Оборотные фонды по всем элементам затрат рассчитываются по расходу на 1 т руды и заносятся в таблицу 40

Расчет затрат на материалы осуществляется по технологической части дипломного проекта, по нормам расхода и ценам на эти материалы, и на 1 т перерабатываемой руды, и на 1 год работы обогатительной фабрики.

Таблица 40 – Расчет затрат на материалы

| Наименование | Единц. изм. | Расход на 1 т руды | Расход в год | Цена единицы материала, руб. | Стоимость, руб. |
|-----------------------------|-------------------|--------------------|--------------|------------------------------|-----------------|
| Цианид натрия | кг/т | 0,62 | 1131500 | 225,31 | 254938265 |
| Гидроксид натрия | кг/т | 0,35 | 638750 | 37,76 | 24119200 |
| Известь негашеная | кг/т | 1,3 | 2372500 | 5,94 | 14092650 |
| PuroGold (смола) | кг/т | 0,020 | 36500 | 3022,28 | 110313220 |
| Шары стальные 60 мм | кг/т | 1,0 | 1825000 | 36,1 | 65882500 |
| Шары стальные 100 мм | кг/т | 0,85 | 1551250 | 36,1 | 56000125 |
| Футеровка мельниц стальная | кг/т | 0,2 | 365000 | 78,62 | 28696300 |
| Футеровка мельниц резиновая | кг/т | 0,0009 | 1642,5 | 5352,86 | 8792072,55 |
| Сетка н/ст 0.63 мм | м ² /т | 0,002 | 3650 | 745 | 2719250 |
| Сетка н/ст 1.2 мм | м ² /т | 0,0005 | 912,5 | 1233 | 1125112,5 |
| Фильтроткань «хлорин» | м ² /т | 0,0001 | 182,5 | 1380 | 251850 |
| Железный купорос | кг/т | 0,0007 | 1277,5 | 25,2 | 32193 |
| Электрическая энергия | кВт ч/т | 30,0 | 54750000 | 4,5 | 246375000 |
| Теплоэнергия | Гкал/т | 0,002 | 3650 | 140 | 511000 |
| Вода техническая | м ³ /т | 0,5 | 912500 | 107 | 97637500 |
| Прочие 3 % от всего | | | | | 27 344 587,14 |
| Итого: | | | | | 938 830 825,2 |

8.10 Себестоимость

Себестоимость – совокупность затрат в денежном выражении на обогащение руды.

На основании рассчитанных технико-экономических показателей (зарплата, основные фонды, оборотные фонды и др.) необходимо составить калькуляцию себестоимости и заполнить таблице 41 [28].

Таблица 41 – Калькуляция себестоимости переработки руды

| Статьи затрат | В год, тыс. руб. | Удельный вес, в процентах |
|--|------------------|---------------------------|
| 1 Объем переработки | | |
| 2 Материалы | 692 455 825,2 | 22,1 |
| 3 Топливо технологическое | 217437500,4 | 8,4 |
| 4 Электроэнергия | 246 375 000 | 4,4 |
| 5 Заработная плата | 85 841 883,1 | 2 |
| 6 Единый соц. налог (26 %) | 22 318 889,6 | 0,5 |
| 7 Амортизация | 344 512 020,41 | 7,32 |
| 8 ИТОГО: | 1 608 941 118,71 | 44,7 |
| 9 Прочие расходы (10 % от ст. 8) | 160 894 111,87 | 4,5 |
| 10 Цеховая себестоимость | 2 335 399 899,07 | 49,3 |
| 11 Общезаводские расходы (3 % от ст. 10) | 70 061 996,97 | 1,5 |
| 12 Полная себестоимость | 4 175 297 126,62 | 100 |

8.11 Прибыль и рентабельность

Прибыль валовая:

$$P_v = TP - C, \quad (91)$$

где C – полная себестоимость реализованной продукции, руб.

$$P_v = 5\,496\,364\,809 - 4\,175\,297\,126,62 = 1\,321\,067\,682,38.$$

Чистая прибыль:

$$P_{\text{ч}} = P_v - (P_{\text{б}} \times H_{\text{н}})/100, \quad (92)$$

где $P_{\text{б}}$ – балансовая прибыль, руб.;

$H_{\text{н}}$ – ставка налога на прибыль (24 %).

$$P_{\text{ч}} = 1\,321\,067\,682,38 - (5\,496\,364\,809 \times 24)/100 = 569\,037\,763,1 \text{ руб.}$$

Рентабельность к себестоимости:

$$R = P_{\text{ч}} / C \times 100, \% \quad (93)$$

$$R = 569\,037\,763,1 / 1\,321\,067\,682,38 \times 100 = 24,3 \%$$

8.12 Определение платы за загрязнение окружающей среды и размещение отходов

Существуют два вида базовых нормативов платы:

- за выбросы, сбросы загрязняющих веществ, размещение отходов и другие виды вредного воздействия в границах предельно допустимых нормативов;
- за выбросы, сбросы загрязняющих веществ, размещение отходов и дру-

гие виды вредного воздействия в пределах установленных лимитов (временно согласованных нормативов).

Общая величина платы природо пользователей за размещение отходов определяется по формуле (94):

$$P_{от} = K \times C_{пл} \times M_{фс}, \quad (94)$$

где K – поправочный коэффициент экологической ситуации;

$C_{пл}$ – ставка платы за размещение отходов, руб/т (75 руб/т);

$M_{фс}$ – фактический объем размещаемых отходов, тонн.

$$P_{от} = 0,8 \times 75 \times 1800900 = 108\,054\,000 \text{ руб.}$$

8.13 Показатели экономической эффективности

Основными показателями экономической эффективности проектов в условиях рынка являются:

1) чистый дисконтированный доход или разность суммарных доходов и расходов за весь период осуществления проекта, приведенная (дисконтированная) к году начала движения денежных потоков.

Среднегодовой доход:

$$D_r = TP - O_{об}, \quad (95)$$

где $O_{об}$ – стоимость среднегодовых оборотных фондов.

$$D_r = 5\,496\,364\,809 - 938\,830\,825,2 = 4\,557\,533\,983,38 \text{ руб.}$$

Среднегодовые капитальные затраты:

$$K_r = K_b / t_c, \quad (96)$$

где K_b – общие, суммарные капитальные вложения;

t_c – время строительства предприятия.

$$K_r = 2\,335\,399\,899,07/2 = 1\,167\,699\,949,55 \text{ руб.}$$

Рассчитываются коэффициенты дисконтирования для величин годового дохода (A_d) и капитальных затрат (A_k):

$$A_d = [(1+E)^t - 1]/(1+E)^T \times E, \quad (97)$$

где t – время эксплуатации;

E – ставка банка в долях единицы (0,15);

T – общее время движения денежных потоков, $T = t + t_c$.

$$A_d = [(1 + 0,15)^{20} - 1]/(1 + 0,15)^{22} \times 0,15 = 4,74.$$

$$A_k = [(1+E)^t - 1]/(1+E)^{tc} \times E, \quad (98)$$

$$A_k = [(1 + 0,15)^{20} - 1]/(1 + 0,15)^2 \times 0,15 = 7,7.$$

Рассчитывается чистый дисконтированный доход:

$$D_d = D_r \times A_d - K_r \times A_k. \quad (99)$$

$$D_d = 4557533983,38 \times 4,74 - 1167699949,55 \times 7,7 =$$

12611421469,68руб.

Индекс доходности или уровень доходности проекта на вложенную денежную единицу:

$$I_d = D_r \times A_d / K_r \times A_k. \quad (100)$$

$$I_d = 3690330876,1 * 4,74 / 845045601,62 \times 7,7 = 2,4.$$

При $I_d < 1$ проект эффективен.

Технико-экономические показатели сведены в таблицу 42.

Таблица 42 – Технико-экономические показатели

| Показатели | Единицы измерения | Проект |
|--|-------------------|-------------------|
| Производственная мощность: по сырью по концентрату | т/год | |
| | т/год | 1800900 |
| | г/год | 2297550 |
| Численность ППП: | человек | 167 |
| Производительность ППП | г/чел. | 43,96 |
| Годовой фонд заработной платы | рублей | 85 841 883,1 |
| Основные фонды | рублей | 2 335 399 899,07 |
| Оборотные фонды | рублей | 938 830 825,2 |
| Амортизация | рублей | 344512020,41 |
| Полная себестоимость | рублей | 4 175 297 126,62 |
| Цена 1 г продукта | рублей | 2762 |
| Себестоимость 1 т продукта | рублей | 2318,45 |
| Реализуемая продукция | рублей | 5 496 364 809 |
| Прибыль чистая | рублей | 56903776,31 |
| Рентабельность | % | 14,3 |
| Плата за сбросы и размещение отходов | рублей | 108054000 |
| Налог с прибыли | рублей | 1 264 163 906,07 |
| ЧДД | рублей | 12 611 421 469,68 |
| ИД | | 2,4 |
| Срок окупаемости | лет | 5 |

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

В результате проделанной работы запроектирована золотоизвлекательная фабрика на базе кварцево-пиритовых руд Куранахского поля с содержанием золота в исходной руде 1,3 г/т и производительностью по сухому сырью 1800000 т/год.

Выбрана гидрометаллургическая схема обогащения с последующей плавкой катодного осадка в сплав Доре.

Были рассчитаны следующие показатели:

- качественно-количественная схема с содержанием золота на выходе 1,1 г/т при извлечении 85 %;

- водно-шламовая схема с общим расходом воды 22796,67 м³/сут.

Выбрано основное технологическое оборудование:

- в цехе дробления – одна дробилка ШДС 9×12;

- в цехе измельчения – две мельницы ММС 55×18, четыре мельницы МШЦ 32×54, два спиральных классификатора 1 КСН-24, двенадцать гидроциклонов ГЦР-500, два барабанных грохота ГБ 900×2500;

- для цеха гидрометаллургии – два сгустителя GX-24, двадцать шесть пачуков сорбционного цианирования, 5 барабанных грохотов ГБ 900×2500 и один концентрационный стол;

- для цеха регенерации и электролиза: восемь регенерационных колон и четыре электролизера ЭМ-90.

Выбрано вспомогательное оборудование: пластинчатый питатель 2-15-90 и 2-12-90, ленточные конвейеры, восемь песковых насосов ВАРМАН 8/6.

Решены вопросы водоснабжения и канализации, электро- и теплоснабжения, реагентного хозяйства, ремонтно-механической службы и хвостового хозяйства.

Изучено влияние золотоизвлекательной фабрики на атмосферный воздух, поверхностные и подземные воды, почву и предусмотрены меры борьбы с эти-

ми вредными факторами.

Так же предусмотрена безопасность на золотоизвлекательной фабрике от воздействия вредных веществ, шума и вибрации, запыленности воздуха рабочей зоны, а так же электрическая и пожарная безопасности.

Выполнение всех требований законов и норм будет способствовать успешной работе предприятия.

В специальной части дипломного проекта раскрыта тема «Совершенствование Технологической схемы переработки золотосодержащих руд в отделении сорбции.

Рассчитаны основные технико-экономические показатели:

- годовой фонд заработной платы 85 841 883,1 рублей;
- основные фонды 2 335 399 899,07 рублей;
- оборотные фонды 938 830 825,2 рублей;
- чистая прибыль составила 56 903 7763,1 рублей;
- рентабельность – 24,3 %;
- срок окупаемости фабрики составил четыре год.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

- 1 Андреев, С.Е. Дробление, измельчение и грохочение полезных ископаемых: учебник для вузов / С.Е. Андреев, В.А. Петров, В.В. Зверевич. – М.: Недра, 1980. – 415 с.
- 2 Барченков, В.В. Основные технологические процессы переработки золотосодержащих руд: учебник для вузов / В.В. Барченков. – СПб.: Интермедия, 2013. – 476 с.
- 3 Богданов, О.С. Справочник по обогащению руд. Основные процессы: учебник для вузов / О.С. Богданов. – М.: Недра, 1983. – 381 с.
- 4 Богданов, О.С. Справочник по обогащению руд. Подготовительные процессы: учебник для вузов / О.С. Богданов. – М.: Недра, 1982. – 366 с.
- 5 ГОСТ 12.1.005-88. Общие санитарно-гигиенические требования к воздуху рабочей зоны. – Введ. 1989–01–01. – М.: Стандартинформ, 2018. – 48 с.
- 6 ГОСТ 12.1.016-79 ССБТ. Воздух рабочей зоны. Требования к методам измерения концентраций вредных веществ. – Введ. 1982–01–01. – М.: Стандартинформ, 2008. – 11 с.
- 7 ГОСТ 12.1.029-80 Средства и методы защиты от шума. – Введ. 1981–07–01. – М.: Госстандарт СССР, 1980. – 5 с.
- 8 ГОСТ 17.5.3.04-83 Охрана природы (ССОП). Земли. Общие требования к рекультивации земель. – Введ. 1984–07–01. – М. Росстандарт, 1983. – 8 с.
- 9 ГОСТ Р 12.1.019-2009 ССБТ. Электробезопасность. Общие требования и номенклатура видов защиты. – Введ. 2011-01-01. – М.: Стандартинформ, 2010. – 32 с.
- 10 ГОСТ Р 55710-2013 Освещение рабочих мест внутри зданий. Нормы и методы измерений. – Введ. 2014–07–01. – М.: Стандартинформ, 2016. – 20 с.
- 11 ГОСТ 12.1.044-91. Пожарная безопасность. – М. Росстандарт СССР, 1991. – 176 с.
- 12 ГОСТ 17.5.1.01-83.Охрана природы. Рекультивация земель. – М. Росстандарт СССР от 1983. – 43 с..

- 13 Добрынина, Н.А. Основы прикладной экологии: учебное пособие / Н.А. Добрынина, В.В. Перминов. – Чита: Изд-во «ЧитГУ», 2001. – 176 с.
- 14 Единые правила безопасности при дроблении, сортировке, обогащении полезных ископаемых и окусковании руд и концентратов. – М.: Изд-во Академии горных наук, 2000. – 120 с.
- 15 Климентов, П.П. Общая геология республики Якутия / П.П. Климентов, Г.Я. Богданов. – М.: Недра, 2003. – 356 с.
- 16 Лебедева, К.В. Охрана труда на предприятиях цветной металлургии / К.В. Лебедева. – М.: Металлургия, 1981. – 216 с.
- 17 Лобов, А.И. Комплексные прогнозно-минерагенические исследования территории Республики Якутия м-ба 1:500000 в 1991 - 1996 гг. / А.И. Лобов. – Хабаровск, 1996.
- 18 Мязин, В.П. Проектирование горно-обогатительного производства (охрана окружающей среды): учебное пособие / В.П. Мязин, В.И. Мязина, Н.П. Насоловец. – Чита: Изд-во «ЧитГУ», 2004. – 198 с.
- 19 О недрах [Электронный ресурс]: федеральный закон от 3 марта 1995 г. № 27-ФЗ Доступ из справ.-правовой системы «Консультант Плюс».
- 20 О промышленной безопасности опасных производственных объектов [Электронный ресурс]: федеральный закон от 21 июля 1997 г. № 116-ФЗ. Доступ из справ.-правовой системы «Кодекс».
- 21 Прогрессивные технологии комплексной переработки минерального сырья / под ред. В.А. Чантурия. – М.: Руда и металлы, 2008. – 280 с.
- 22 Разумов, К.А. Проектирование обогатительных фабрик: учебник для вузов / К.А. Разумов. – М.: Недра, 1982. – 518 с.
- 23 СанПиН 2.1.4.027-95. Зоны санитарной охраны источников водоснабжения и водопроводов хозяйственно-питьевого назначения. – Введ. 1995–10–04. – М.: Приор, 1995. – 11 с.
- 24 СанПиН 2.1.5.980-00 Гигиенические требования к охране поверхностных вод. – Введ. 2001–01–01. – М.: Минздрав России, 2000. – 8 с.
- 25 СанПиН 2.2.2948-1. Пыль в производственных помещениях.

- 26 СанПиН 2.2.4.3359-01 Шум. Вибрация. Инфразвук. Ультразвук. –М.: Приор, 2001.
- 27 СанПиН 23-05-95. Естественное и искусственное освещение. Нормы проектирования. – Введ. 1996–01–01. – М.: Госстрой СССР, 1971. – 28 с.
- 28 Сапожников, С.Ю. Экономика и менеджмент: метод, указание / С.Ю. Сапожников. – Чита: Изд-во «ЧитГУ», 2005. - 31 с.
- 29 Современные проблемы комплексной переработки труднообогатимых руд и техногенного сырья (Плаксинские чтения -2017) : материалы Междунар. науч. конф., Красноярск, 12-15 сентября 2017 г. – Красноярск: Сиб.федер.ун-т, 2017. - 452 с.
- 30 Фатьянов, А.В. Проектирование обогатительных фабрик: справочное пособие / А.В. Фатьянов, Л.Г. Никитина, А.А. Рябова. – Чита: Изд-во «ЧитГУ», 2004. – 111 с.
- 31 Фатьянов, А.В. Проектирование обогатительных фабрик: учебное пособие / А.В. Фатьянов. – Чита: Изд-во «ЧитГУ», 2003. – 300 с.
- 32 Федотов, К.В. Проектирование обогатительных фабрик: учебник / К.В. Федотов, Н.И. Никольская. – М.: Горная книга, 2012. – 536 с.