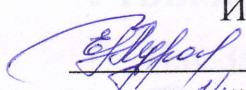


Министерство образования и науки Российской Федерации
Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение
высшего образования
АМУРСКИЙ ГОСУДАРСТВЕННЫЙ УНИВЕРСИТЕТ
(ФБГОУ ВО «АмГУ»)

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

ДОПУСТИТЬ К ЗАЩИТЕ

И.о. Зав.кафедрой

 Е.Г. Мурашова

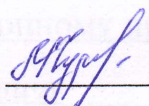
« 14 » 02 2019 г.

ДИПЛОМНЫЙ ПРОЕКТ

на тему: Проект обогатительной фабрики на базе руд Куранахского месторождения

Исполнитель:

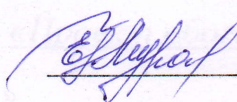
студент группы 315-ос/2

 11.02.19

М.Д. Чурилов

Руководитель:

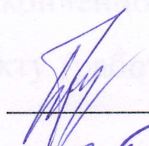
доцент, к.г.н.

 14.02.2019

Е.Г. Мурашова

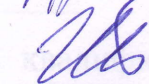
Консультанты:

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

 12.02.2019

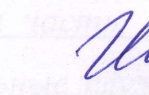
Т.В. Кезина

по разделу геология
профессор, дг.-м.н

 12.02.19

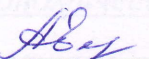
И.В. Бучко

По разделу экономика
профессор, дг.-м.н

 12.02.19

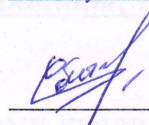
И.В. Бучко

Нормоконтроль
ст. преподаватель

 12.02.2019

С.М. Авраменко

Рецензент:

 14.02.19

Е.С. Сбитнев

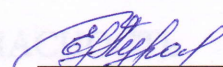
Благовещенск 2019

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

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

УТВЕРЖДАЮ

И.о. Зав. кафедрой ГиП

 Е.Г. Мурашова

«28» сентября 2018 г.

ЗАДАНИЕ

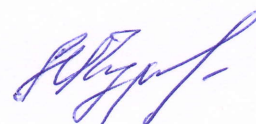
К выпускному квалификационному проекту студента группы 315-ос/2

Чурилову Михаилу Дмитриевичу

1. Тема проекта (работы): «Проект обогатительной фабрики на базе руд Куранского месторождения»
2. Срок подачи студентом законченного проекта (работы) 15 февраля 2018 г.
3. Исходные данные к проекту (работе) $Q=14400$ т/сут, $\alpha=1,7$ г/т, товарное извлечение золота $86,31\%$
4. Содержание выпускного квалификационного проекта: Общие сведения о предприятии, геологическая часть, технологическая часть, выбор и расчёт оборудования, вспомогательные службы, безопасность и экологичность проекта, специальная часть, экономическая часть.
5. Перечень материалов: страницы, таблицы, рисунков, источников, чертежей
6. Консультанты к выпускному квалификационному проекту: Бучко И.В., Кезина Т.В.
6. Дата выдачи задания: 28 сентября 2018 г.

Руководитель выпускного квалификационного проекта: Елена Георгиевна Мурашова

Задание принял к исполнению (дата): 28 сентября 2018



РЕФЕРАТ

Пояснительная записка содержит 109 с., 2 рисунка, 46 таблиц, 1 приложение, 34 источников.

ЗОЛОТО, КУРАНАХСКОЕ РУДНОЕ ПОЛЕ, МЕСТОРОЖДЕНИЕ, СХЕМА ОБОГАЩЕНИЯ, ВЫХОД, СОДЕРЖАНИЕ, ИЗВЛЕЧЕНИЕ, ОБОРУДОВАНИЕ, КОНЦЕНТРАТ, ЦИАНИРОВАНИЕ, СОРБЦИЯ, РЕГЕНЕРАЦИЯ ОТХОДЫ, СЕБЕСТОИМОСТЬ, ПРИБЫЛЬ, БЕЗОПАСНОСТЬ

Объектом проектирования является обогатительная фабрика на базе золотосодержащих руд Куранахского рудного поля.

Целью дипломного проекта является разработка проекта обогатительной фабрики по переработке золотосодержащих руд Куранахского рудного поля.

Для решения поставленной цели необходимо решить следующие задачи:

- на основании изучения вещественного состава руд выбрать и обосновать технологическую схему обогащения;
- рассчитать качественно-количественную и водно-шламовую схемы обогащения;
- произвести выбор и расчёт основного и вспомогательного оборудования;
- рассчитать технико-экономические показатели обогащения;
- разработать раздел экологической и производственной безопасности.

В специальной части дипломного проекта рассмотреть вопрос о способах интенсификации процессов выщелачивания золотосодержащего сырья.

СОДЕРЖАНИЕ

Введение	7
1 Общие сведения о предприятии	9
2 Геологическая часть	11
2.1 Вещественный состав руд	11
3 Технологическая часть	17
3.1 Анализ технологии обогащения золотосодержащих руд	17
3.2 Выбор и обоснование технологической схемы	24
3.3 Расчет качественно-количественной схемы	28
3.4 Расчет водно-шламовой схемы гидрометаллургии	29
3.5 Выбор и расчет основного технологического оборудования	41
3.5.1 Выбор и расчет мельниц самоизмельчения I стадии измельчения	41
3.5.2 Выбор и расчет мельницы для II стадии измельчения	43
3.5.3 Выбор и расчет мельницы для III стадии измельчения	46
3.5.4 Выбор и расчет гидроциклона	48
3.6 Выбор и расчет основного оборудования для гидрометаллургической переработки руд	51
3.6.1 Расчет потока смолы	51
3.6.2 Выбор и расчет оборудования для сорбционного выщелачивания	52
3.6.3 Выбор и расчет оборудования для десорбции и регенерации насыщенной смолы	53
3.6.3.1 Выбор и расчет регенерационных колон для цианистой обработки	54
3.6.4 Выбор и расчет сгустителей	55
3.6.5 Выбор и расчет оборудования для грохочения	55
3.6.6 Выбор и расчет отсадочных машин	57
3.6.7 Выбор и расчет оборудования для электролиза	58

3.6.8 Выбор и обоснование технологии плавки катодного осадка на слиток	60
3.6.9 Расчет необходимого количества флюсов	61
3.7 Выбор и расчет вспомогательного оборудования	62
3.7.1 Выбор типа питателя	62
3.7.2 Выбор и расчет контактных чанов	62
3.7.3 Выбор подъемно-транспортных устройств	63
3.8 Вспомогательные службы	64
3.8.1 Реагентное хозяйство	64
3.8.2 Ремонтно-механическая служба	65
3.8.3 Производственный дренаж полов в корпусах обогатительной фабрики	66
3.8.4 Водоснабжение	67
3.8.5 Электроснабжения	67
4 Специальная часть	68
4.1 Способы интенсификации процессов выщелачивания золотосодержащего сырья	68
5 Безопасность и экологичность проекта	83
5.1 Электробезопасность	83
5.2 Пожаробезопасность	85
5.3 Охрана труда	87
5.4 Охрана окружающей среды	89
6 Экономическая часть	94
6.1 Организация работ и режим работы фабрики	94
6.2 Производственная мощность и производственная программа	94
6.3 Численность трудящихся	95
6.4 Производительность труда	98
6.5 Заработная плата трудящихся	98
6.6 Основные фонды	99
6.7 Структура промышленно-производственных фондов	101

6.8 Оборотные фонды	102
6.9 Плата за природопользование	103
6.10 Себестоимость продукции	103
Заключение	108
Библиографический список	109
Спецификация	

ВВЕДЕНИЕ

Актуальность работы: извлечение золота из недр земной коры является актуальным как для частных предприятий, так и для страны в целом. Экономическое значение золота определяется его ролью как основного валютного металла. В технике его используют в виде сплавов с другими металлами. Покрытие золотом применяют в авиационной космической технике, для изготовления отражателей, электрических контактов и деталей проводников, в радиоаппаратуре. Значительная часть золота идет на ювелирные изделия. Золото применяется в медицине (радиоактивное золото Au^{198} помогает диагностировать опухоли).

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. Коренные месторождения отличаются большим разнообразием состава руд, образованных преимущественно кварцем с включениями сульфидных и несulfидных минералов.

Целью дипломного проекта является разработка проекта обогатительной фабрики по переработке золотосодержащих руд Куранахского рудного поля.

Для решения поставленной цели необходимо решить следующие задачи:

- на основании изучения вещественного состава руд выбрать и обосновать технологическую схему обогащения;
- рассчитать качественно-количественную и водно-шламовую схемы обогащения;
- произвести выбор и расчёт основного и вспомогательного;
- рассчитать технико-экономические показатели обогащения;
- разработать раздел экологической и производственной безопасности.

В специальной части дипломного проекта рассмотреть вопрос способах

интенсификации процессов выщелачивания золотосодержащего сырья.

1 ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ О ПРЕДПРИЯТИИ

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.



Рисунок 1.1 - Местоположение месторождения Куранах

Рельеф месторождений горно-таежный со сглаженными формами и абсо-

лютыми 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°C) бывает от 10 до 15 дней в году, а в летний период температура поднимается до $+35^{\circ}\text{C}$, среднегодовая ($-7,3^{\circ}\text{C}$). 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.

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 (Порфиоровое, 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 (нецианируемого) золота для различных месторождений отличается между собой. Так, для руд месторождений «Северное» и «Дэлбэ» основная доля нецианируемого 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 «Первухинское» 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).

Количество глинистой фракции в рудах различных месторождений нахо-

дится 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 метасоматического 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 содержанием золота 1,4 – 1,9 г/т. По минеральному составу руды всех месторож-

дений Куранахского рудного поля однотипны и отличаются лишь по содержанию глин, 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.

В целом все анализируемые месторождения обладают общими чертами геологического строения, морфологии и литологии. Минеральный состав руд приведен в таблице 2.1.

Таблица 2.1 - 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 гидрослюд, реже каолинита 14 – 39 %, гидроксидами железа 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.

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, представленными в таблице 2.2.

Таблица 2.2 - Физические характеристики отдельных руд месторождений Куранахского рудного поля

Месторождение	Естественная влажность, в процентах	Объемная масса влажной руды, т/м	Объемная масса сухой руды, т/м ³	Коэффициент разрыхления
Порфировое	19,7	2,46	1,97	1,82
Северное	12,2	2,02	1,77	1,32
Канавное	16,4	2,04	1,70	1,44
Дэлбэ	16,3	2,15	1,78	1,63
Новое	19,3	1,98	1,61	1,41
Центральное	15,5	2,13	1,80	1,50
Боковое	13,7	2,00	1,78	1,80

Кроме перечисленных в таблице 2.2 представляют интерес следующие физические свойства данного минерального сырья: плотность руд Куранахского рудного поля - 2,4 – 2.65 т/м³; насыпная плотность этих руд - 1,6 – 1,9 т/м³

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

В то же время предварительное обезиливание 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, поэто-

му 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 2.3.

Таблица 2.3 - Гранулометрическая характеристика исходной руды

в процентах

Классы крупности, мм	Выход классов руды, которая не отмыта от глины	Выход классов руды, которая отмыта от глины
+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
-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 2.4, 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 2.4.

Таблица 2.4 - Распределение золота по классам крупности исходной руды, поступающей на Куранахскую ЗИФ

Класс крупности	Проба							
	N 21	N 22	N 23	N 24	N 21	N 22	N 23	N 24
1	2	3	4	5	6	7	8	9
мм	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
1	2	3	4	5	6	7	8	9
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, которые приведены в таблице 2.5.

Таблица 2.5 - Коэффициенты измельчения и абразивности исходной руды, поступающей на Куранахскую ЗИФ

Месторождение	Коэффициент абразивного износа, г	Коэффициент измельчения стержнями/шарами по Бонду, кВт/мг
Дэлбэ	0,0362	13,1
Канавное	0,1977	12,6
Центральное	0,0921	10,7

Принимая во внимание значение коэффициента крепости по М.М. Протодьяконову для рассматриваемых руд (4-5 ед.) и данные таблицы 2.6., 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 2.6.

Таблица 2.6 – Химический состав руд Куранахского рудного поля

Компоненты	Массовая доля, в процентах, по месторождениям						
	Боковое	Дорожное	Порфиоровое	Центральное	Северное	Дэлбэ	Канавное
1	2	3	4	5	6	7	8
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
1	2	3	4	5	6	7	8
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 2.6 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, составляет 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 1,9 до 1,4 г/т.

3 ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ ЧАСТЬ

3.1 Анализ технологии обогащения золотосодержащих руд

В настоящее время для извлечения золота, в том числе и мелкого, как в отечественной, так и в зарубежной практике применяются традиционные технологии: гравитационная, флотационная, гидрометаллургическая. Выбор рациональной технологии обогащения руд осуществляется в зависимости от особенностей вещественного состава исходного сырья, содержания золота, его гранулометрического и фазового состава.

Гравитационные методы остаются основными при извлечении крупного золота в голове технологических схем обогащения.

Первичные руды, содержащие не более 10 % – 20 % окисленных минералов, преимущественно обогащают флотационными или гравитационно-флотационными методами.

Получаемые флото- и гравиоконцентраты, если они являются кондиционными по содержанию золота и лимитируемых примесей, представляют готовый для реализации продукт. Следует отметить, что существующая на металлургических заводах схема извлечения золота из концентратов является крайне неэффективной из-за высоких затрат на переработку, транспортировку концентратов, а также из-за сложности и долговременности взаиморасчетов между золотоизвлекающими и перерабатывающими предприятиями (медеплавильный, медь-электролитный, аффинажный заводы). В связи с этим более эффективны технологические схемы, предусматривающие полное или частичное извлечение золота из концентратов на месте их производства в виде слитков лигатуры с их отправкой на аффинажный завод.

Золото из концентратов извлекают цианированием с последующим осаждением его из раствора на цинковую стружку (цинковую пыль) или по сорбционной технологии с использованием активированных углей или ионообменных смол.

К компонентам, осложняющим технологию флотационного обогащения золотосодержащих руд, относят в первую очередь, мышьяк, сурьму, содержание которых в товарных концентратах строго лимитируется. В случае переработки концентратов на месте получения наличие указанных примесей может существенно усложнить технологическую схему извлечения золота.

Для переработки частично окисленных руд применяют гидрометаллургические методы обогащения (цианирование, сорбционное цианирование и др.) или в комбинации с гравитацией, флотацией.

Цианистый процесс широко используется в практике отечественной и зарубежной промышленности. Существует, однако, определенная категория упорных золотых руд, непосредственное цианирование которых неприемлемо по технологическим и экономическим соображениям. К такой категории относят руды, проявляющие:

- физическую депрессию золота – руды, содержащие золото, тонковкрапленное в кварце, сульфидах железа, сульфидах цветных металлов, гидроокислах железа, окислах марганца и т.д.;

- руды, проявляющие при цианировании химическую депрессию золота (сурьмянистые, медистые, пирротинсодержащие, глинистые и углистые руды).

Возможны два принципиальных подхода к решению проблемы переработки упорного золоторудного сырья. Первый из них предполагает сохранение цианистого процесса в качестве основного метода получения товарной золото-содержащей продукции. Обеспечение приемлемых показателей извлечения золота в данном случае достигается за счет включения в технологическую схему дополнительных операций или использования специальных приемов цианирования, целью которых является снижение до минимума величины физической или химической депрессии золота в гидрометаллургическом цикле. Альтернативой данному подходу является замена цианирования другими гидрометаллургическими процессами, по отношению к которым технологическая упорность руды (концентрата) проявляется меньше.

Радикальными методами подготовки руд, содержащих тонковкрапленное

золото, к цианированию являются механическое (измельчение), химическое (выщелачивание) или термохимическое (обжиг) вскрытие золота, ассоциированного с соответствующими минеральными компонентами. Установлено, что методы тонкого и сверхтонкого измельчения обеспечивают, как правило, заметное снижение потерь золота с хвостами цианирования. Однако применительно к сульфидным рудам и концентратам с пирит-арсенопиритовой минерализацией эффективность данного приема существенно снижается из-за неполноты вскрытия дисперсного золота и возрастающей химической активности сульфидных минералов. Поэтому данный метод подготовки используется главным образом для несульфидных материалов, тем более, что для некоторых из них другие способы вскрытия тонковкрапленного золота экономически неприемлемы.

Наиболее эффективным методом вскрытия дисперсного золота, ассоциированного с сульфидами железа, является обжиг в нейтральной или окисленной атмосфере, в результате которого происходит резкое изменение физической структуры минеральных зерен. Образующиеся породы и микротрещины позволяют цианистым растворам проникать внутрь зерна и растворять тонкие включения золота. Аналогичная картина имеет место и при обжиге (прокалке) золотосодержащего лимонита. Как правило, обжигу подвергают не исходные руды, а концентраты гравитационно-флотационного обогащения.

К компонентам, осложняющим технологию переработки руд как флотационными методами, так и гидрометаллургическими, относят углесодержащее вещество, шламы, глины и др. Даже незначительное содержание (0,2 % – 0,5 %) углеродистого вещества (углистых веществ), находящегося в тонкорассеянном состоянии и обладающего сорбционной способностью осложняет технологию переработки руд: вызывает увеличение расхода реагентов при флотации, делает невозможным использование прямого цианирования и требует повышенного расхода ионообменной смолы при сорбционном цианировании. Отрицательное влияние на извлечение золота цианированием так же, как и сурьма, оказывает медь, вызывающая снижение извлечения золота и повышение расхода цианида.

Совершенствование данной технологии предполагает гравитационное выделение крупных частиц золота перед цианированием, максимальное повышение активности традиционного процесса выщелачивания золота, внедрение нового оборудования и кучное выщелачивание бедных руд.

Значительным достижением в технологии переработки руд золота и серебра явилось сорбционное цианирование и использование активированных углей и ионообменных смол. Многолетний опыт работы более 30 фабрик показал преимущества указанной технологии перед традиционной: исключены операции сгущения и фильтрования пульпы, сокращена длительность выщелачивания благородных металлов, повышено извлечение золота (особенно из руд и концентратов, содержащих сорбционно-активные углесодержащие вещества), повышено качество конечных для фабрик продуктов. Вместе с тем, выявлены и слабые стороны технологии - отсутствие операций сгущения и фильтрования хвостов осложняет организацию оборота цианистых растворов, приводит к повышенному расходу цианида и росту затрат на обезвреживание стоков; механическое разрушение и истирание угля в процессе ведет к потерям угля шламистыми минералами, маслами, соединениями кальция; увеличивается длительность и усложняются операции десорбции благородных металлов с угля.

Перечисленные недостатки частично устраняются в случае применения ионообменной технологии «смола в пульпе». Смолы существенно дороже активированных углей, однако преимущества Технологического характера позволяют охарактеризовать оба процесса как вполне конкурентоспособные и более совершенные, чем традиционная технология цианирования.

Кучное выщелачивание (КВ), как способ цианирования, применяемое обычно к низкосортным материалам, получило в настоящее время достаточно широкое распространение в гидрометаллургии золота как за рубежом, так и в отечественной практике. Считается, что в первую очередь эта технология может быть применена для выщелачивания золота из руд маломощных месторождений (где невыгодно строить фабрики из-за недостаточных запасов и большой удаленности) с использованием передвижных комплексов рудоподготовки, пе-

переработки растворов и получения товарной продукции. Эта технология признана эффективной для исходного сырья с мелким золотом, теряемым при использовании обычных методов обогащения. Этот вид выщелачивания является относительно простой операцией при извлечении из руд золота и серебра, затраты на которую существенно ниже, чем на непрерывный поточный процесс. Технология кучного выщелачивания постоянно совершенствуется. Это привело с одной стороны к широкому вовлечению различных руд в переработку методом КВ, с другой стороны к повышению извлечения золота, которое на наиболее современных предприятиях достигает 90 %, т.е. сопоставимо с результатами агитационного выщелачивания тонкоизмельченной руды. Однако, метод КВ не получил в зарубежной практике повсеместного распространения. Одной из главных причин этого является то, что не в любом месте и не для всех руд метод кучного выщелачивания может быть использован с приемлемой экономической и технологической эффективностью. На выбор способа кучного выщелачивания влияют географическое месторасположение рудника, минералогические характеристики и физические свойства руды.

При этом выделяют следующие основные факторы, связанные с минералогией: крупность включений благородных металлов, характер первичного минерала руды, характер распределения благородного металла в руде. Практически не поддается извлечению при КВ золото, заключенное в кварце. Не удается достаточно полно извлечь тонковкрапленное золото, заключенное в пирите и арсенопирите. Весьма часто тонкое золото встречается в рудах, содержащих графит и углистое вещество. Переработка таких руд кучным выщелачиванием нецелесообразна, вследствие вторичной сорбции золота углистыми веществами.

К одному из самых существенных недостатков технологии выщелачивания золота цианистыми растворами относится чрезвычайно высокая токсичность растворителя. Специального внимания заслуживают вопросы контроля загрязнения окружающей среды.

Новые гидрометаллургические способы, в основном, предусматривают

применение новых растворителей золота, менее токсичных, чем цианид. Необходимость в таких растворителях вызвана резким повышением в последние годы экологических требований, что привело к значительному росту затрат на обезвреживание цианид содержащих стоков. Сейчас известны десятки соединений – растворителей золота и серебра, большинство из которых менее токсичны по сравнению с цианидом.

Наиболее детально разработан способ тиокарбамидного (тиомочевинного) выщелачивания. Установлено, что во многих случаях извлечение золота и серебра при тиомочевинном и цианидном выщелачивании практически одинаково; в отдельных случаях, в частности при переработке углистых руд, новый растворитель обеспечивает более высокое извлечение. Наряду с преимуществами тиокарбамида, как растворителя золота, необходимо отметить и недостатки этого способа: относительно высокая стоимость и дефицитность тиомочевины; потребность в кислотостойкой аппаратуре; большой расход кислоты; увеличение расхода реагента из-за его разложения (окисления). На применение кислых растворов тиокарбамида в чановом, кучном и подземном выщелачивании можно ориентироваться только при условии малой кислотоемкости минерального сырья и при наличии тонкого золота в нем.

На стадии лабораторных и полупромышленных исследований испытан целый ряд других заменителей цианида (гуминовые кислоты, галогенсодержащие соединения, белковые гидролизаторы и др.). Однако исследователи считают, что в ближайшее время нельзя ожидать масштабной замены цианистых солей другими растворителями. Такой прогноз на ближайшие годы оправдан, особенно если учесть отлаженность промышленной технологии цианирования, уникальную селективность цианида-растворителя, эффективность действия его при низких концентрациях и относительно небольшой расход на тонну руды.

Таким образом, применяемые в практике обогащения рудного золотосодержащего сырья технологии, в основном, способны обеспечить извлечение тонкого золота, однако они имеют ряд недостатков. Флотационные методы являются высоко затратными, получаемые концентраты требуют применения до-

полнительных операций для извлечения золота в конечные реализуемые продукты. Гравитационные методы практически не обеспечивают извлечение золота тонких классов крупности и применяются обычно в комбинированных схемах для предварительного извлечения крупного золота с последующей переработкой хвостов гравитации методом флотации или цианирования. Одним из основных и существенных недостатков цианирования является высокая токсичность применяемого растворителя золота.

Особенностью золотодобывающей промышленности России является подавляющее преобладание добычи россыпного золота на протяжении всей истории золотодобычи. Сырьевая база России характеризуется обилием месторождений россыпного золота. Однако, в связи с истощением вследствие интенсивной эксплуатации в течение многих десятилетий богатых и благоприятных для освоения легкообогатимых россыпей простого геологического строения (по к настоящему времени добыто 2/3 россыпного золота) и снижением темпов прироста запасов, вызванного сокращением инвестиций на осуществление геологоразведочных работ, произошло резкое снижение качественно-экономических показателей золотосодержащих россыпей в направлении увеличения объема промывки песков, в которых значительная доля золота сосредоточена в мелких труднообогатимых классах (менее 0,25 мм) при предельно низком содержании золота.

Современный уровень извлечения золота, в т.ч. его мелких классов, определяется возможностями применяемой техники и технологии обогащения песков и зависит от их вещественного состава и соблюдения оптимальных технологических режимов обогащения.

Несмотря на значительное изменение сырьевой базы, промышленная разработка россыпей по-прежнему ведется преимущественно открытым способом с использованием гидромеханизированной и дражной технологий, а обогатительная техника представлена в основном приборами и установками, главными элементами которых являются шлюзы глубокого и мелкого наполнения с жестким улавливающим покрытием. Процесс обогащения на указанных шлюзах,

эффективный для крупного золота (крупнее 1–2 мм), малопригоден для извлечения золота мелких классов. Например, если при средней крупности золота в песках 1,0мм, его извлечение на шлюзах составляет 90 %-92 %, то при средней крупности золота 0,5 мм и 0,25 мм оно не превышает 75 % и 60 % соответственно. При этом золото крупностью 0,25 - 0,10мм извлекается на 40 - 50 %, а золото мельче 0,1 мм практически не улавливается. Еще более низкий уровень извлечения золота имеет место при обогащении песков на шлюзах глубокого наполнения.

Отсадочная технология обеспечивает более эффективное извлечение мелкого золота, в связи, с чем она почти повсеместно вытеснила шлюзовую при дражном способе добычи золота. Внедрение процесса отсадки на драгах повышает извлечение золота в среднем на 10 %-30 % в основном за счет более полного улавливания золота мелких классов, исключает полностью процесс амальгамации и ручной труд по сполоску концентратов.

Применение двухстадиальных схем обогащения «шлюз глубокого наполнения – отсадочная машина» позволяет извлекать около 40 % золота крупности минус 0,25 мм. Противоположный пример изложен в работе: замена на драге шлюзовой технологии на отсадочную увеличила потери до 34 %, в дальнейшем она была вновь заменена на шлюзовую, с использованием поворотных двухъярусных шлюзов, что сократило потери золота до 14,9 %. Аналогичные данные содержатся и в других многочисленных публикациях.

Ряд авторов считает, что такие свойства золота, как чешуйчатая форма частиц, пористость и гидрофобность поверхности делают трудным или невозможным делом извлечение золота существующими гравитационными методами.

Таким образом, применяемые в настоящее время технологии обогащения россыпного золотосодержащего сырья не обеспечивают эффективного извлечения не только мелкого (мельче 0,25 мм), но и относительно крупного золота.

3.2 Выбор и обоснование технологической схемы

На выбор технологической схемы переработки золотосодержащих руд

вливают следующие факторы:

- характер золота в руде, прежде всего его крупность;
- вещественный состав руды;
- характер минералов, с которыми ассоциировано золото;
- присутствие в руде других ценных компонентов, осложняющих технологию обогащения.

По минеральному составу руды всех месторождений Куранахского рудного поля аналогичны и отличаются лишь по содержанию глин, карбонатов и окислов железа. Основными нерудными минералами месторождений являются кварц и в меньшем количестве кальцит. Из рудных минералов преобладают гидроокислы железа. Главными и составными минералами являются кварц и пирит. Основной содержащий золото компонент в рудах - окисленные сульфиды.

Типичной особенностью Куранахских руд является наличие в них значительного количества глинистых минералов, оказывающих отрицательное влияние на процессы рудоподготовки и гидрометаллургию переработки руды. Для золота характерно весьма неравномерное распределение его в рудах. Характерной чертой большинства руд Куранахского поля является также повышенная влажность (11 % - 19 % влаги), в сочетании с высокой вязкостью, которые делают практически невозможной операции бункерования и значительно осложняют процессы дробления и внутрифабричного транспортирования руды. Удельный вес Куранахских руд - 2,63 - 2,65 г/см³.

Ценным единственным элементом, представляющим практический интерес, является золото, содержание которого в рудах, даже в границах одного участка, колеблется в широких пределах.

Золото находится в тонкодисперсном состоянии и генетически связано с гидроокислами железа и кварцем. Основная масса золотин представлена микроскопическими и субмикроскопическими частицами и имеет размер менее 5 микрон. Наиболее обогащенной по золоту частью руды являются тонкие классы. Поэтому, возможность предварительного обезиливания руды с получе-

нием отвальных по золоту шламов полностью исключается. Также исключается вероятность применения к указанным рудам операции гравитации, флотации и других хорошо известных методов обогащения руд.

Технологическая схема переработки руды на Куранахской обогатительной фабрике включает следующие основные операции:

- руда с карьера автосамосвалами доставляется на промежуточный склад;
- с промежуточного склада автосамосвалы, доставляющие руду на ЗИФ, разгружаются на неподвижные грохота приемных бункеров с размером ячеек 400 мм;

- надрешетный продукт, + 400 мм автосамосвалами вывозится в летний период в карьер в отвал пустых пород (известняк), в зимний период вывозится (смерзшиеся куски глины) на промежуточный склад для дальнейшей переработки в летний период по мере оттайки;

- подрешетный продукт - 400 мм пластинчатым питателем загружается на 1 стадию измельчения в мельницы «Каскад» ММС 70×23. Выход мельницы плотностью 55 % - 60 % крупностью - 25 мм подвергают грохочению;

- измельчение ведут в цианистых растворах с добавлением извести для подавления гидролиза цианистого натрия;

- надрешетный продукт троммеля + 10 мм (выход 5 – 15 т/час) подают на 11 стадию измельчения; минус 10 мм троммеля через зумпф насосов на гидроциклонирование - слив через щепоотделение (ГИЛ-32) возвращается в зумпф, пески поступают на II и III стадии измельчения;

- на второй стадии измельчения работают мельницы МШР 36х40 в замкнутом цикле с классификаторами 2КСП-24 блоков N24,5 и N28 - N29 без классификаторов;

- слив классификаторов второй стадии измельчения блоков N24,5 и слив гидроциклонов блока N28 направляют в главный корпус на гидроциклонирование и третью стадию измельчения;

- мельницы МШР 36×40 третьей стадии измельчения работают в замкнутом цикле с гидроциклонами 500×350 мм. При этом часть песков гидроцикло-

нов диаметром 500, 350 мм (70-100 тн) направляют на (СБППФ) схему бесфильтрационной переработки песковой фракции - песковую установку;

- песковая установка включает в себя агитацию кристаллической пульпы в течении 6 - 8 часов, ее дополнительное обесшламливание в гидроциклонах, отмывку песков гидроциклонов водой в противотоке на спиральных классификаторах в две стадии. Шламыстые пульпы, получаемые в результате повторного гидроциклонирования песков гидроциклонов рудоподготовки используют в качестве оборотных растворов ЗИФ;

- слив гидроциклонов диаметром 500, 350 мм, после контрольного грохочения (ГИЛ-52, «Делькор») по классу 0,5 мм направляют на сгущение в сгустителях Ц-50 (N21 - N24) при содержании фракции - 0,16 мм 95 %. Надрешетные продукты грохотов (+0,5 мм) сбрасывают в цех нейтрализации;

- сгущенный продукт при плотности 36 % - 40 % подают на сорбционное выщелачивание в три параллельные ветви сорбции. Слив сгустителей плотностью до 5 % направляется в измельчительное отделение как обратное водоснабжение;

- сорбционное выщелачивание на Куранахской фабрике проводят по принципу противотока «смола - пульпа» в трех технологических ветвях из шести последовательно включенных пачуках. В качестве сорбента используют ионообменную смолу АМ-2Б и ее модификации. В результате сорбционного процесса получают обеззолоченную пульпу и насыщенный золотом, металлопримесями, цианидом анионит;

- пульпу после стадии контрольного грохочения для выделения зернистой смолы, сбрасывают в отделение нейтрализации. Надрешетный продукт контрольных грохотов возвращают в цикл сорбции;

- получаемый в результате движения противотоком на сорбционных ветвях насыщенный анионит объединяют, очищают от примесей (илов, песков, резины, щепы и т.д.) и обрабатывают в отделении регенерации с получением богатых золотосодержащих элюатов;

- на регенерации, последовательно воздействуя на смолу растворами сер-

ной кислоты (2,5 %), сернокислыми растворами тиокарбамида (2,5 %, 6,7 % соответственно), раствором едкого натра (4 %) из фазы анионита удаляют цианионы, металлопримеси (Си, Zn, Fe и т.д.), благородные металлы. После очистки сорбента от остатков металлопримесей, роданидов.

3.3 Расчет качественно-количественной схемы

Задачей расчета качественно-количественной и водно-шламовой схемы является определение численных значений основных показателей гидрометаллургического передела: производительности по твердому ($Q_{\text{пр}}$, т/час), по жидкому (W , м³/ч), выхода (γ), содержание металла (β^T , г/т; $\beta^{\text{ж}}$, г/м³) и извлечение (ε^T , %; $\varepsilon^{\text{ж}}$, %) для всех продуктов схемы гидрометаллургической переработки.

Основные формулы для расчета (3.1) – (3.7):

$$Q_{\text{пр}} = Q_1 \cdot \gamma_n, \quad (3.1)$$

$$\varepsilon_{\text{н}}^T = \gamma_n \cdot \beta_n^T : \alpha, \quad (3.2)$$

$$Q_{\text{пр}} \cdot \beta^T = P^T, \quad (3.3)$$

$$W \cdot \beta^{\text{ж}} = P^{\text{ж}}, \quad (3.4)$$

$$\sum \varepsilon_{\text{вых}}^T + \varepsilon_{\text{вых}}^{\text{ж}} = \varepsilon_{\text{пос}}^{\text{ж+T}}, \quad (3.5)$$

$$\sum (\gamma_i \cdot \beta_n)_{\text{пос}} = \sum (\gamma_n \times \beta_n)_{\text{вых}}, \quad (3.6)$$

$$P_{\text{вых}}^T + P_{\text{выш}}^{\text{ж}} = P_{\text{пос}}^{\text{T+ж}}, \quad (3.7)$$

$$\sum \gamma_{\text{пос}} = \sum \gamma_{\text{вых}},$$

где $\gamma_{\text{пос}}$ – количество продукта, поступившего в процесс, в процентах;

$\gamma_{\text{вых}}$ – количество продукта, вышедшего из процесса, в процентах;

$P_{\text{вых}}^T$ – количество золота, вышедшего из процесса в твердой фазе, г/ч;

$P_{\text{вых}}^{\text{ж}}$ – количество золота, вышедшего из процесса в растворенном виде,

г/ч;

$P_{\text{пос}}^{\text{T+ж}}$ – суммарное количество золота, поступившего в процесс, г/ч;

Q_T – исходная производительность гидрометаллургического цеха, т/ч;

α – содержание золота в исходном питании, в процентах;

$\beta^{\text{ж}}$ – содержание золота в растворенном виде, в жидком, г/м³;

β^T – содержание золота в твердой фазе, в твердом, г/м³;

$\varepsilon_{\text{вых}}^T$ – извлечение золота в твердую фазу, в процентах;

$\varepsilon_{\text{ВЫХ}}^{\text{Ж}}$ – извлечение золота в жидкую фазу, в процентах;

$\varepsilon_{\text{ПОС}}^{\text{Т+Ж}}$ – суммарное извлечение золота в жидкую и твердую фазу, в продукте, поступившем в процесс, в процентах.

Общий баланс металла по гидрометаллургическому переделу приведен в таблице 3.1.

Таблица 3.1 - Общий баланс металла по гидрометаллургическому переделу

Продукт	Производительность, Q т/час	Выход, γ , в процентах	Содержание золота, β , г/т	Извлечение золота, ε , в процентах	P, г/т
Исходная руда	600,00	100,00	1,70	100,00	1020,00
Хвосты сорбции	600,00	99,9998	0,07	13,69	151,74
Золото лигатурное	0,00096	0,00016	904444	86,31	868,26

3.4 Расчет водно-шламовой схемы гидрометаллургии

Целью расчета водно-шламовой схемы является обеспечение оптимальных отношений жидкого к твердому (ж:т) в каждой операции, количество воды в операции или продукте, объем пульпы, количество воды, добавляемой в процесс или выводимой из него.

Расчёт водно-шламовой схемы производим по следующим формулам:

– для определения количества воды в продуктах или операциях, формула (3.8):

$$W_n = Q_n \cdot R_n, \quad (3.8)$$

– для определения отношения Ж ÷ Т в операциях и продуктах, формула (3.9):

$$R_n = W_n : Q_n, \quad (3.9)$$

– для определения объема пульпы в операциях, формула (3.10):

$$V_n = Q_n(R_n + 1/\delta), \quad (3.10)$$

где n – номер продукта в схеме;

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

W_n – расход воды (производительность по воде) с продуктом, м³ в единицу времени;

L_n – расход добавляемой воды с продуктом, м³ в единицу времени;

S_n – влажность продукта, в процентах;

T_n – содержание твердого, в процентах;

ρ_n – плотность твердого в продукте, т/м³;

V_n – производительность по объему пульпы, м³ в единицу времени;

l_n – удельный расход свежей воды, добавляемой к отдельным продуктам, м³/т.

Результаты расчёта качественно-количественной схемы и водно-шламовой схемы обогащения сводим в таблицу 3.2 и 3.3.

Таблица 3.2 - Результаты расчёта качественно-количественной схемы

Наименование продуктов и операций	Производительность, Q, т/час	Выход, γ , в процентах	Содержание β^T , г/т	Содержание β^* , г/м ³	Извлечение ε^T , в процентах	Извлечение ε^* , в процентах	Количество золота P_T , г/т	Количество золота P_* , г/т	Количество золота P^{T+*} , г/т	Извлечение ε^{T+*} , в процентах
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11
I Измельчение										
поступает:										
1 исходная руда	600,00	100,00	1,70	-	100,00	-	1020,00	-		100,00
Итого:	600,00	100,00	1,70	-	100,00	-	1020,00	-	1020,00	100,00
выходит:										
2 измельченный продукт	600,00	100,00	1,02	1,26	60,00	40,00	601,02	418,98		
Итого:	600,00	100,00	1,70	-	100,00	-	1020,00	-	1020,00	100,00
II Грохочение										
поступает:										
2 измельченный продукт	600,00	100,00	1,02	1,26	60,00	40,00	601,02	418,98		
итого:	600,00	100,00	1,02	1,26	60,00	40,00	601,02	418,98	1020,00	100,00
выходит:										
3 подрешетный продукт	547,20	91,20	1,08	0,90	57,94	39,59	590,97	403,83		
4 надрешетный продукт	52,80	8,80	0,40	2,07	2,08	0,39	21,12	4,07		
Итого:	600,00	100,00	1,02	1,26	60,00	40,00	601,02	418,98	1020,0	100,00
IV Измельчение										
поступает:										
4 надрешетный продукт	52,80	8,80	0,40	2,07	2,08	0,39	21,12	4,07		
8 пески г/ц	410,58	68,43	0,94	0,60	37,82	10,38	385,95	105,93		
10 пески г/ц	213,60	35,60	1,17	1,17	22,41	13,22	249,91	134,95		
итого:	676,98	112,83	0,94	0,54	62,30	23,99	636,36	231,89	868,26	86,30

выходит:											
6 измельченный	676,98	112,83	0,94	0,54	62,30	23,99	636,36	231,89	868,26	86,30	

Продолжение таблицы 3.2

1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11
продукт										
Итого:	676,98	112,83	0,94	0,54	62,30	23,99	636,36	231,89	868,26	86,30
V Классификация в г/ц										
поступает:										
6 измельченный продукт	676,98	112,83	0,94	0,54	62,30	23,99	636,36	231,89	868,26	86,30
Итого:	676,98	112,83	0,94	0,54	62,30	23,99	636,36	231,89	868,26	86,30
выходит:										
7 слив г/ц	266,40	44,40	0,38	0,66	9,93	28,18	101,23	265,77		
8 пески г/ц	410,58	68,43	0,94	0,60	37,82	10,38	385,95	105,93		
Итого:	676,98	112,83	0,94	0,54	62,30	23,99	636,36	231,89	868,26	86,30
III Классификация в г/ц										
поступает:										
3 подрешетный продукт	547,20	91,20	1,08	0,90	57,94	39,59	590,97	403,83		
Итого:	547,20	91,19	1,08	0,61	57,94	39,59	590,97	400,55	991,52	97,00
выходит:										
9 слив г/ц	333,54	55,59	0,94	0,58	30,74	31,16	313,52	315,31		
10 пески г/ц	213,60	35,60	1,17	1,17	22,41	13,22	249,91	134,95		
итого:	547,20	91,19	1,08	0,61	57,94	39,59	590,97	400,55	991,52	97,50
VI Классификация в г/ц										
поступает:										
9 слив г/ц	333,54	55,59	0,94	0,58	30,74	31,16	313,52	315,31		
7 слив г/ц	266,40	44,40	0,38	0,66	9,93	28,18	101,22	265,77		
15 измельченный продукт	563,94	94,00	0,36	0,48	19,65	7,96	203,01	81,21		
Итого:	1163,94	193,99	0,44	0,57	50,07	77,55	510,632	763,82	1274,45	128,00
выходит:										
13 слив г/ц	600,00	100,00	0,42	0,8	24,71	75,29	252,00	768,00		
14 пески г/ц	563,94	94,00	0,36	0,48	19,65	7,96	203,01	81,21		
итого:	1163,94	193,99	0,44	0,57	50,07	77,55	510,63	763,82	1274,45	128,00
VII Измельчение										
поступает:										
14 пески г/ц	563,94	94,00	0,36	0,48	19,65	7,96	203,01	81,21		
Итого:	563,94	94,00	0,36	0,48	19,65	7,96	203,01	81,21	284,22	27,6
выходит:										
15 измельченный продукт	563,94	94,00	0,36	0,48	19,65	7,96	203,01	81,21	284,22	27,6
итого:	563,94	94,00	0,36	0,48	19,65	7,96	203,01	81,21	284,22	27,6
VIII Грохочение (щепоудаление)										
поступает:										
13 слив г/ц	600,00	100,00	0,42	0,80	24,71	75,29	252,00	768,00		
Итого:	600,00	100,00	0,42	0,80	24,71	75,29	252,00	768,00	1020,00	100,00
выходит:										
16 подрешетный продукт	600,00	100,00	0,42	0,80	24,71	75,29	252,00	768,00		
17 щепы										
Итого:	600,00	100,00	0,42	0,80	24,71	75,29	252,00	768,00	1020,00	100,00
IX Сгущение										
поступает:										

16 подрешетный продукт	600,00	100,00	0,42	0,80	24,71	75,29	252,00	768,00		
------------------------	--------	--------	------	------	-------	-------	--------	--------	--	--

Продолжение таблицы 3.2

1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11
Итого:	600,00	100,00	0,42	0,80	24,71	75,29	252,00	768,00	1020,00	100,00
выходит:										
18 слив										
19 сгущенный продукт	600,00	100,00	0,42	0,85	24,71	75,29	252,00	768,00		
Итого:	600,00	100,00	0,42	0,80	24,71	75,29	252,00	768,00	1020,00	100,00
X Сорбционное выщелачивание										
поступает:										
19 сгущенный продукт	600,00	100,00	0,42	0,85	24,71	75,29	252,00	768,00	1020,00	100,00
24 обеззолоченная пульпа										
42 отрегенирированная смола	0,24	0,04	100,00	-	2,33	-	22,00	-		
свежая смола	0,001	0,0000018								
Итого:	600,22	100,0400018	0,42	0,11	27,04	75,29	252,00	768,00	1020,00	100,00
выходит:										
22 обеззолоченная пульпа	600,00	100,00	0,07	0,11	4,12	9,57	42,00	99,00		
21 насыщенная смола	0,22	0,04	3996,00	-	88,64	-	879,00	-		
Итого:	600,22	100,04	1,57	0,01	92,76	9,57	921,00	99,00	1020,00	102,00
выходит:										
XI Отмывка от пульпы										
21 насыщенная смола	0,22	0,04	3996,00	-	88,64	0	879,00	-		
Итого:	600,00	100	0,07	0,11	4,12	9,57	42,00	99,00	141,00	13,60
выходит:										
25 отрегенирированная смола	0,001	0,0000018	0,15		0,00000015					
26 пульпа	600,00	100,00	0,07	0,11	4,12	9,57	42,00	99,00		
итого:	600,00	100,00	0,07	0,11	4,12	9,57	42,00	99,00	141,00	13,60
XIII Отсадка										
поступает:										
23 насыщенная смола	0,22	0,04	3996,00	-	88,64	-	879,00	-	879,00	88,60
Итого:	0,22	0,04	3996,00	-	88,64	-	879,00	-	879,00	88,60
выходит:										
27 подрешетный продукт										
28 насыщенная смола	0,22	0,04	3996,00	-	88,64	-	879,00			
Итого:	0,22	0,04	3996,00	-	88,64	-	879,00	-	879,00	88,60
XIV Грохочение										
поступает:										
28 насыщенная смола	0,22	0,04	3996,00	-	88,64	-	879,00			
Итого:	0,22	0,04	3996,00	-	88,64	-	879,00	-	879,00	88,60
выходит:										
30 надрешетный продукт (щепа)										

29 насыщенная смола	0,22	0,04	3996,00	-	88,64	-	879,00	-		
---------------------	------	------	---------	---	-------	---	--------	---	--	--

Продолжение таблицы 3.2

1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11
Итого:	0,22	0,04	3996,00	-	88,64	-	879,00	-	879,00	88,60
Итого:	0,22	0,04	3996,00	-	88,64	-	879,00	-	879,00	88,60
XIV Грохочение										
поступает:										
28 насыщенная смола	0,22	0,04	3996,00	-	88,64	-	879,00			
Итого:	0,22	0,04	3996,00	-	88,64	-	879,00	-	879,00	88,60
выходит:										
30 надрешетный продукт (щепы)										
29 насыщенная смола	0,22	0,04	3996,00	-	88,64	-	879,00	-		
Итого:	0,22	0,04	3996,00	-	88,64	-	879,00	-	879,00	88,60
XV Грохочение										
поступает:										
29 насыщенная смола	0,22	0,04	3996,00	-	88,64	-	879,00	-		
итого:	0,22	0,04	3996,00	-	88,64	-	879,00	-	879,00	88,60
выходит:										
31 надрешетный продукт (щепы)										
32 насыщенная смола	0,22	0,04	3996,00	-	88,64	-	879,00	-		
Итого:	0,22	0,04	3996,00	-	88,64	-	879,00	-	879,00	88,60
X Цианистая										
VI обработка										
поступает:										
32 смола	0,22	0,04	3996,00	-	88,64	-	879,00	-		
итого:	0,22	0,04	3996,00	-	88,64	-	879,00	-	879,00	88,60
выходит:										
33 смола	0,22	0,04	3996,00	-	88,64	-	879,00	-		
34 цианистый раствор										
Итого:	0,22	0,04	3996,00	-	88,64		879,00		879,00	88,60
XVII Отмывка от цианида										
поступает:										
33 смола	0,22	0,04	3996,00	-	88,64	-	879,00	-		
Итого:	0,22	0,04	3996,00	-	88,64	-	879,00	-	879,00	88,60
35 смола	0,22	0,04	3996,00	-	88,64	-	879,00	-		
36 пром воды										
итого:	0,22	0,04	3996,00	-	88,64	-	879,00	-	879,00	88,60
XVIII Кислотная обработка										
поступает:										
35 смола	0,22	0,04	3996,00	-	88,64	-	879,00	-		
р-р 2 % H ₂ SO ₄										
Итого:	0,22	0,04	3996,00	-	88,64	-	879,00	-	879,00	88,60
37 смола	0,22	0,04	3996,00	-	88,64	-	879,00	-		
38 раствор										
итого:	0,22	0,04	3996,00	-	88,64	-	836,00	-	879,00	88,60

XIX Сорбция ТМ										
поступает:										

Продолжение таблицы 3.2

1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11
37 смола	0,22	0,04	3996,00	-	88,64	-	879,00	-		
р-р 8,5 % ТМ+2,5 % H ₂ SO ₄										
Итого:	0,22	0,04	3996,00	-	88,64	-	879,00	-	879,00	88,60
выходит:										
39 смола	0,22	0,04	3996,00	-	88,64	-	879,00	-		
40 раствор										
Итого:	0,22	0,04	3996,00	-	88,64	-	879,00	-	879,00	88,60
XX Десорбция										
поступает:										
39 смола	0,22	0,04	3996,00	-	88,64	-	879,00	-		
50 мат р-р	1,10	0,002		42,80		11,36	-	107,11		
р-р 8,5 % ТМ+2,5 % H ₂ SO ₄										
Итого:	1,32	0,042			88,64	11,36	879,00	107,11	1020,00	100,00
выходит:										
42 смола	0,22	0,04	100,00	-	2,33	-	22,00	-		
43 товарный ре- генерат	1,10	0,002	-	879,00	-	97,67	-	998,00		
итого:	1,32	0,042			88,64	11,36	879,00	107,11	1020,00	100,00
XXI Отмывка ТМ										
42 смола	0,22	0,04	100,00	-	2,33	-	22,00	-		
Итого:	0,22	0,04	100,00	-	2,33	-	22,00	-	22,00	2,33
выходит:										
44 пром воды										
45 смола	0,22	0,04	100,00	-	2,33	-	22,00	-		
итого:	0,22	0,04	100,00	-	2,33	-	22,00	-	22,00	2,33
XXII Щелочная обработка										
поступает:										
45 смола	0,22	0,04	100,00	-	2,33	-	22,00	-		
р-р NaOH 2 %										
Итого:	0,22	0,04	100,00	-	2,33	-	22,00	-	22,00	2,33
46 смола	0,22	0,04	100,00	-	2,33	-	22,00	-		
47 р-рNaOH 2 %										
итого:	0,22	0,04	100,00	-	2,33	-	22,00	-	22,00	2,33
XXIII Отмывка от щелочи										
поступает:										
46 смола	0,22	0,04	100,00	-	2,33	-	22,00	-		
Итого:	0,22	0,04	100,00	-	2,33	-	22,00	-	22,00	2,33
XXIV Электролиз										
поступает:										
43 товарный ре- генерат	1,10	0,002	-	879,00	-	97,67	-	998,00		
Итого:	1,10	0,002	-	879,00	-	97,67	-	998,00	998,00	97,60
выходит:										
50 мат р-р	1,10	0,002		42,80		11,36		107,11		
51 катодный оса- док	0,00096	0,00016	904444	-	86,31	-	-	868,26		
Итого:	1,10	0,00200 036	904444		86,31	11,36	-	868,26	868,26	86,31
XXV Сушка										

поступает:										
51 катодный	0,00096	0,00016	904444	-	86,31	-	-	868,26		

Продолжение таблицы 3.2

1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11
осадок										
итого:	0,00096	0,00016	904444	-	86,31	-	-	868,26	868,26	86,31
выходит:										
52 высушенный продукт	0,00096	0,00016	904444	-	86,31	-	-	868,26		
53 пар										
Итого:	0,00096	0,00016	904444	-	86,31	-	-	868,26	868,26	86,31
XXVI Плавка										
поступает:										
52 высушенный продукт	0,00096	0,00016	904444	-	86,31	-	-	868,26		
итого:	0,00096	0,00016	904444	-	86,31	-	-	868,26	868,26	86,31
выходит:										
54 шлак	0,00001	0,000000018	0,45		0,0000000047			0,0000005		
55 золото лигатурное	0,00096	0,00016	904444		86,31			868,26	868,26	86,31
Итого:	0,00096	0,00016	904444		86,31			868,26	868,26	86,31
XXVIII Нейтрализация										
Поступает:										
р-р нейтрализации										
р-р 2 %H ₂ SO ₄										
р-р 8,5 % ТМ+2,5 % H ₂ SO ₄										
р-рNaOH 2 %										
цианистый раствор										
пульпа	600,00	100,00	0,07	0,11	4,12	9,57	42,00	99,00		
итого:	600,00	100,00	0,07	0,11	4,12	9,57	42,00	99,00	141,00	13,60
выходит:										
обезвреженная пульпа	600,00	100,00	0,07	0,11	4,12	9,57	42,00	99,00	141,00	13,60
Итого:	600,00	100,00	0,07	0,11	4,12	9,57	42,00	99,00	141,00	13,60

Таблица 3.3 - Результаты расчёта водно-шламовой схемы обогащения

Наименование продуктов и операций	Производительность, Q, т/час	T, в процентах	R	Количество воды W, м ³ /час	Объём пульпы V, м ³ /час
1	2	3	4	5	6
I Измельчение					
поступает:					
1 исходная руда	600,00	87,00	0,15	90,00	312,00
оборотная вода				234,00	234,00
итого:	600,00	65,00	0,54	324,00	546,00
выходит:					
2 измельченный продукт	600,00	65,00	0,54	324,00	546,00
итого:	600,00	65,00	0,54	324,00	546,00
II Грохочение					
поступает:					

2 измельченный продукт	600,00	65,00	0,54	324,00	546,00
------------------------	--------	-------	------	--------	--------

Продолжение таблицы 3.3

1	2	3	4	5	6
оборотная вода				144,00	144,00
итого:	600,00	56,30	0,78	468,00	690,00
выходит:					
3 подрешетный продукт	547,2	55,00	0,82	448,704	651,168
4 надрешетный продукт	52,80	75,00	0,33	19,296	38,832
итого:	600,00	56,30	0,78	468,00	690,00
IV Измельчение					
поступает:					
4 надрешетный продукт	52,80	75,00	0,33	19,296	38,832
8 пески г/ц	410,58	70,0	0,43	176,55	328,464
10 пески г/ц	213,60	65,00	0,54	115,344	194,376
оборотная вода:				142,38	142,38
итого:	676,98	59,90	0,67	453,57	704,05
выходит:					
6 измельченный продукт	676,98	59,90	0,67	453,57	704,05
итого:	676,98	59,90	0,67	453,57	704,05
V Классификация в г/ц					
поступает:					
6 измельченный продукт	676,98	59,9	0,67	453,57	704,05
оборотная вода				155,715	155,712
итого:	676,98	52,60	0,90	609,282	859,76
выходит:					
7 слив г/ц	266,40	38,00	1,63	432,73	531,29
8 пески г/ц	410,58	70,00	0,43	176,55	328,46
итого:	676,98	52,60	0,90	609,28	859,76
III Классификация в г/ц					
поступает:					
3 подрешетный продукт	547,20	55,00	0,82	448,70	651,16
оборотная вода				207,93	207,93
итого:	547,20	45,40	1,20	656,64	859,10
выходит:					
9 слив г/ц	333,54	38,00	1,63	543,67	664,72
10 пески г/ц	213,60	65,00	0,54	115,344	194,37
итого:	547,20	45,40	1,20	656,64	859,10
VI Классификация в г/ц					
поступает:					
9 слив г/ц	333,54	38,00	1,63	543,67	664,72
7 слив г/ц	266,40	38,00	1,63	432,73	531,20
15 измельченный продукт	563,94	64,90	0,54	304,52	513,18
оборотная вода				104,128	104,12
итого:	1163,94	45,60	1,19	1385,09	1815,74
выходит:					
13 слив г/ц	600,00	33,00	2,02	1215,88	1336,49
14 пески г/ц	563,94	77,00	0,30	169,20	321,44
итого:	1163,94	45,6	1,19	1385,09	1815,74
VII Измельчение					
поступает:					
14 пески г/ц	563,94	77,00	0,3	169,20	321,44

оборотная вода				191,75	191,75
итого:	563,94	64,90	0,54	304,52	513,18
выходит:					
15 измельченный продукт	563,94	64,90	0,54	304,52	513,18

Продолжение таблицы 3.3

1	2	3	4	5	6
итого:	563,94	64,90	0,54	304,52	513,18
VIII Грохочение					
поступает:					
13 слив г/ц	600,00	33,00	2,02	1215,88	1336,49
оборотная вода				-	-
итого:	600,00	33,00	2,02	1215,88	1336,49
выходит:					
16 подрешетный продукт	600,00	33,00	2,02	1215,88	1336,49
17 щепа					
итого:	600,00	33,00	2,02	1215,88	1336,49
IX Сгущение					
поступает:					
16 подрешетный продукт	600,00	33,00	2,02	1215,88	1336,49
итого:	600,00	33,00	2,02	1215,88	1336,49
выходит:					
18 слив				315,88	315,88
19 сгущенный продукт	600,00	40,00	1,50	900,00	1042,30
итого:	600,00	33,00	2,02	1215,88	1336,49
X Сорбционное выщелачивание					
поступает:					
19 сгущенный продукт	600,00	40,00	1,50	900,00	1042,30
24 обеззолоченная пульпа				0,12	0,12
42 отрегенирированная смола	0,24	50,00	1,00	0,24	0,30
свежая смола	0,001				
итого:	600,22	40,00	1,50	900,36	1042,72
выходит:					
22 обеззолоченная пульпа	600,00	40,00	1,5	900,00	1042,30
21 насыщенная смола	0,22	50,00	1,00	0,36	0,30
итого:	600,22	40,00	1,5	900,36	1042,72
выходит:					
XI Отмывка от пульпы					
21 насыщенная смола	0,22	50,00	1,00	0,22	0,30
вода:				0,11	0,11
итого:	0,22	50,00	1,00	0,33	0,41
выходит:					
24 обеззолоченная пульпа				0,12	0,12
23 насыщенная смола	0,22	50,00	1,00	0,22	0,30
итого:	0,22	50,00	1,00	0,33	0,41
XII Контрольное грох					
поступает:					
22 обеззолоченная пульпа	600,00	40,00	1,5	900,00	1042,30
вода:				198,04	198,04
итого:	600,00	35,00	1,86	1148,54	1240,34
выходит:					
25 отрегенирированная смола	0,001				

26 пульпа	600,00	35,00	1,86	1148,54	1240,34
итого:	600,00	35,00	1,86	1148,54	1240,34
XIII Отсадка					
поступает:					
23 насыщенная смола	0,22	50,00	1,00	0,22	0,31
вода:				0,20	0,20
итого:	0,22	50,00	1,00	0,43	0,51

Продолжение таблицы 3.3

1	2	3	4	5	6
выходит:					
27 подрешетный продукт				0,10	0,10
28 насыщенная смола	0,22	50,00	1,00	0,22	0,31
итого:	0,22	50,00	1,00	0,43	0,51
XIV Грохочение					
поступает:					
28 насыщенная смола	0,22	50,00	1,00	0,22	0,30
вода:				0,15	0,15
итого:	0,22	50,00	1,00	0,37	0,45
выходит:					
30 надрешетный продукт (щепа)		100,0		0,15	0,15
29 насыщенная смола	0,22	50,00	1,00	0,22	0,30
итого:	0,22	50,00	1,00	0,37	0,45
XV Грохочение					
поступает:					
29 насыщенная смола	0,22	50,0	1,00	0,22	0,30
вода				0,15	0,15
итого:	0,22	50,00	1,00	0,37	0,45
выходит:					
31 надрешетный продукт (щепа)		100,00		0,15	0,15
32 насыщенная смола	0,22	50,00	1,00	0,22	0,30
итого:	0,22	50,00	1,00	0,37	0,45
XVI Цианистая обработка					
поступает:					
32 смола	0,22	50,00	1,00	0,22	0,30
вода:				0,48	0,48
итого:	0,22	50,00	1,00	0,70	0,78
выходит:					
33 смола	0,22	50,00	1,00	0,22	0,30
34 цианистый раствор				0,48	0,48
итого:	0,22	50,00	1,00	0,70	0,78
XVII Отмывка от цианида					
поступает:					
33 смола	0,22	50,00	1,00	0,22	0,30
вода:				0,36	0,36
итого:	0,22	50,00	1,00	0,58	0,66
35 смола	0,22	50,00	1,00	0,22	0,30
36 пром воды				0,36	0,36
итого:	0,22	50,00	1,00	0,58	0,66
XVIII Кислотная обработка					
поступает:					
35 смола	0,22	50,00	1,00	0,22	0,30

р-р 2 % H ₂ SO ₄				0,36	0,36
итого:	0,22	50,00	1,00	0,58	0,66
37 смола	0,22	50,00	1,00	0,22	0,30
38 раствор				0,36	0,36
итого:	0,22	50,00	1,00	0,58	0,66
XIX Сорбция ТМ					
поступает:					
37 смола	0,22	50,00	1,00	0,22	0,30
р-р 8,5 % ТМ+2,5 % H ₂ SO ₄				0,48	0,48
итого:	0,22	50,00	1,00	0,70	0,78

Продолжение таблицы 3.3

1	2	3	4	5	6
выходит:					
39 смола	0,22	50,00	1,0	0,22	0,30
40 раствор				0,48	0,48
итого:	0,22	50,00	1,00	0,70	0,78
XX Десорбция					
поступает:					
39 смола	0,22	50,00	1,00	0,22	0,30
50 мат р-р	1,10			2,50	2,50
р-р 8,5 % ТМ+2,5 % H ₂ SO ₄				0,36	0,36
итого:	1,32	30	2,33	3,08	3,16
выходит:					
42 смола	0,22	50,00	1,00	0,22	0,30
43 товарный регенерат	1,10			2,86	2,86
итого:	1,32	30,00	2,33	3,08	3,16
XXI Отмывка ТМ					
поступает:					
42 смола	0,22	50,00	1,00	0,22	0,30
вода				0,24	0,24
итого:	0,22	32,4	2,09	0,46	0,54
выходит:					
44 пром воды				0,24	0,24
45 смола	0,22	50,00	1,00	0,22	0,30
итого:	0,22	32,40	2,09	0,46	0,54
XXII Щелочная обработка					
поступает:					
45 смола	0,22	50,00	1,00	0,22	0,30
р-р NaOH 2 %				0,36	0,36
итого:	0,22	27,50	2,64	0,58	0,66
46 смола	0,22	50,00	1,00	0,22	0,3
47 р-рNaOH 2 %				0,36	0,36
итого:	0,22	27,50	2,64	0,58	0,66
XXIII Отмывка от щелочи					
поступает:					
46 смола	0,22	50,00	1,00	0,22	0,30
				0,36	0,36
итого:	0,22	27,50	2,64	0,58	0,66
XXIV Электролиз					
поступает:					
43 товарный регенерат	1,10			2,86	2,86

итого:	1,10	27,80	2,60	2,86	2,86
выходит:					
50 мат. р-р	1,10	27,8	2,60	2,50	2,50
51 катодный осадок	0,00096	-	-	0,36	0,36
итого:	1,10			2,86	2,86
XXV Сушка					
поступает:					
51 катодный осадок	0,00096	-	-	0,36	0,36
итого:	0,00096	-	-	0,36	0,36
выходит:					
52 высушенный продукт	0,00096	-	-	0,36	0,36
53 пар				0,36	0,36
итого:	0,00096	-	-	0,36	0,36

Продолжение таблицы 3.3

1	2	3	4	5	6
XXVI Плавка					
поступает:					
52 высушенный продукт	0,00096	-	-	0,36	0,36
итого:	0,00096	-	-	0,36	0,36
выходит:					
54 шлак	0,00001	-	-		
55 золото лигатурное	0,00096	-	-	0,36	0,36
итого:	0,00096	-	-	0,36	0,36
XXVIII Нейтрализация					
поступает:					
р-р нейтрализации	-	-	-	0,36	0,36
р-р 2 %H ₂ SO ₄	-	-	-	0,36	0,30
р-р 8,5 % ТМ+2,5 % H ₂ SO ₄	-	-	-	0,48	0,48
р-рNaOH 2 %	-	-	-	0,36	0,36
цианистый рарствор	-	-	-	0,48	0,48
пульпа	600,00	35,00	1,86	1098,04	1240,34
итого:	600,00	35,00	1,86	1098,04	1240,34
выходит:					
обезвреженная пульпа	600,00	35,00	1,86	1098,04	1240,34
Итого:	600,00	35,00	1,86	1098,04	1240,34

Расчёт водно-шламовой схемы дает возможность составить баланс общей и свежей воды по обогатительной фабрике. Суммарное количество воды, поступающее в процесс, должно равняться суммарному количеству воды, уходящему из процесса с конечными продуктами. Поэтому баланс общей воды выразится равенством (3.11):

$$W1 + \Sigma L = \Sigma W_i, \quad (3.11)$$

где $W1$ – количество воды, поступающее с исходным сырьем, м³/сутки;

ΣL – суммарное количество воды, добавляемой в процесс, м³/сутки;

ΣW_k – суммарное количество воды, уходящее из процесса с конечными продуктами, м³/сутки.

$$\Sigma L = \Sigma W_i - W_1, \quad (3.12)$$

$$\Sigma L = 1470,219 - 90,00 = 1380,219 \text{ м}^3/\text{ч}.$$

Расход воды на технологические нужды на одну тонну:

$$L = 1380,219 : 600,00 = 2,3 \text{ м}^3/\text{т}.$$

На смыв полов, промывку аппаратов и на другие нужды расходуется 10 % от общего расхода воды:

$$L_{\text{доп}} = \Sigma L \times 10 : 100 = 1380,219 \times 10 : 100 = 138,00 \text{ м}^3/\text{ч}.$$

Расход общей воды по обогатительной фабрике на одну тонну

$$L = 1380,219 + 138,0 : 600 = 2,5 \text{ м}^3/\text{т}.$$

Баланс водопотребления и водоотведения по цеху рудоподготовки и по гидromеталлургическому цеху представлен в таблице 3.4.

Таблица 3.4 - Баланс водопотребления и водоотведения по цеху рудоподготовки и по гидromеталлургическому цеху

Поступает воды в процесс	м ³ /ч	Уходит воды из процесса	м ³ /ч
1	2	3	4
С исходной рудой W ₁	90,00	Со сливом Ц-50 W ₁₈	315,88
На измельчение I L ₁	234,00	С хвостами W ₁₇	-
На грохочение I L ₂	144,00	С хвостами W ₂₆	1148,54
В измельчение II ст L ₃	142,38	Со щепой W ₃₀	0,15
В классификацию в г/ц L ₄	155,715	С щепой W ₃₁	0,15
В классификацию в г/ц L ₅	207,936	С раствором W ₃₄	0,48
В классификацию в г/ц L ₆	104,128	С раствором W ₃₆	0,36
В измельчение I L ₇	191,75	С раствором W ₃₈	0,36
На грохочение I L ₈	-	С раствором W ₄₀	0,48
На сгущение I L ₉	-	С раствором W ₄₄	0,24
Отмывка от пульпы L ₁₀	0,11	С раствором W ₄₇	0,36
Контрольное грохочение I L ₁₁	198,04	С раствором W ₄₉	0,36
Отсадка I L ₁₂	0,20	С товарным регенератором W ₄₃	2,86
Грохочение L ₁₃	0,15		
Грохочение L ₁₄	0,15		
Со смолой L ₁₅	0,22		
Цианистая обработка L ₁₆	0,48		
Отмывка от цианида L ₁₇	0,36		
Отмывка от ТМ L ₁₈	0,24		
Отмывка от щелочи L ₁₉	0,36		
Итого:	1470,219		1470,219

3.5 Выбор и расчет основного технологического оборудования

3.5.1 Выбор и расчет мельницы самоизмельчения для I стадии измельчения

В первую стадию измельчения поступает руда крупностью 160 мм, для этой стадии выбираем мельницу самоизмельчения. Принимаем за эталонную, мельницу самоизмельчения «Каскад» ММС 70×23, установленную на действующей обогатительной фабрике. Определяем эффективность измельчения эталонной мельницы по вновь образованному классу -160 мкм по формуле (3.13):

$$e_{эм} = Q(\beta_k - \beta_n) : N, \quad (3.13)$$

где Q – производительность мельницы, т/час;

β_k, β_n – содержание класса минус 0,074 мм соответственно в конечном и исходном продуктах, принимаем по данным действующей ОФ;

N – потребляемая мощность, кВт;

$$e_{эт} = 190(0,74 - 0,2) : 1600 = 0,063 \text{ т/кВт}\cdot\text{час}$$

Определяем эффективность измельчения проектируемых мельниц по формуле (3.14):

$$e_n = e_{эт} \times K_n \times K_k, \quad (3.14)$$

где $e_{эт}$ – эффективность измельчения эталонной мельницы по вновь образованному расчетному классу, т/кВт·час;

K_n и K_k – коэффициенты измельчаемости и крупности, принимаем $K_n = 1$, $K_k = 0,8$ $e_n = 0,063 \times 1 \times 0,8 = 0,05 \text{ т/кВт}\cdot\text{час}$.

Определяем производительность мельницы по исходной руде, т/час, по формуле (3.15):

$$Q_n = N_n \cdot \eta \cdot e_{эт} : (\beta_k - \beta_n), \quad (3.15)$$

где η – отношение потребляемой мощности к установочной, 0,85 – 0,9.

Расчет ведем для трех вариантов:

а) для мельницы ММС 70×23:

$$Q_1 = 1600 \times 0,9 \times 0,05 : (0,74 - 0,2) = 133,33 \text{ т/час}$$

б) для мельницы ММС 90×30:

$$Q_2 = 4000 \times 0,9 \times 0,05 : (0,74 - 0,2) = 333,33 \text{ т/час};$$

в) для мельницы ММС 50×23:

$$Q_3 = 630 \times 0,9 \times 0,05 : (0,74 - 0,2) = 52,5 \text{ т/час};$$

Определяем число мельниц по формуле (3.16):

$$n = Q : Q_n, \quad (3.16)$$

где Q – заданная производительность, т/час;

Q_n – расчетная производительность проектируемой мельницы

$$\text{Для мельницы ММС } 70 \times 23 : n = 600 : 133,33 = 4,25 \approx 5$$

$$\text{Для мельницы ММС } 90 \times 30 : n = 600 : 333,33 = 1,7 \approx 2$$

$$\text{Для мельницы ММС } 50 \times 23 : n = 600 : 52,5 = 12$$

Варианты установки мельниц представим в таблице 3.5.

Таблица 3.5 – Сравнение вариантов установки мельниц

Размер барабанов, мм	Число мельниц	Масса, т		Установочная мощность, кВт		Коэффициент запаса
70×23	5	429	1716	1600	6400	0,95
90×30	2	816	1632	4000	8000	1,16
50×23	12	202	2222	630	6930	1,0

Проверяем пропускную способность выбранной мельницы:

$$Q_0 : V \leq 12 \text{ т/м}^3\text{ч};$$

$$Q_0 = 640 : 160 \leq 12;$$

$$4 \leq 12 \text{ (т/м}^3\text{ч)}.$$

Принимаем к установке две мельницы ММС 90х30А, техническая характеристика приведена в таблице 3.6.

Таблица 3.6 – Техническая характеристика мельницы ММС 90×30А

Параметры	Значение
Диаметр барабана, мм	9000
Длина, мм	2960
Объем барабана, м ³	160
Мощность, кВт	1600
Вес мельницы, т	429
Габариты, мм: длина	23650
ширина	14450

3.5.2 Выбор и расчет мельницы для II стадии измельчения

Принимаем за эталонную мельницу МШР 3600×4000, эксплуатирующую на действующей обогатительной фабрике с производительностью 250 т/ч. Расчет производим по удельной производительности.

Определяем удельную производительность эталонной мельницы:

$$q_э = Q \times (\beta_k - \beta_n) \times 4/\pi (D - 0,15)^2 \times L, \quad (3.17)$$

где Q – производительность по руде, т/ч;

D – диаметр барабана мельницы, м;

L – длина барабана мельницы, м.

$$q = 250 \times (0,4 - 0,12) \times 4/3,14(3,6 - 0,15)^2 \times 4,0 = 2,13 \text{ т/м}^3 \text{ час.}$$

Удельная производительность проектируемых мельниц определяется по формуле (3.18):

$$q = q_э \times K_n \times K_k \times K_D \times K_T \times K_L \times K^\psi \times K^\varphi, \quad (3.18)$$

где $K_n, K_k, K_D, K_T, K_L, K^\psi, K^\varphi$ – поправочные коэффициенты.

Определяем значения поправочных коэффициентов.

K_n – коэффициент, учитывающий различие в измельчаемости проектируемой к переработке и перерабатываемой руды, принимаем равным 1.

K_k – коэффициент, учитывающий различие в крупности исходного и конечного продуктов измельчения, определяется по формуле (3.19):

$$K_k = m : m_э, \quad (3.19)$$

где m – относительная производительность проектируемой мельницы при запроектированной крупности исходного и конечного продуктов таблица 4.4 [13];

$m_э$ – то же, для эталонной мельницы, работающей в промышленных условиях.

$$K_k = 0,8 : 1 = 0,8.$$

K_D – коэффициент, учитывающий различие в диаметрах барабанов проектируемой и эталонной мельниц, рассчитывается по формуле (3.20):

$$K_D = (D_{\text{п}} - 0,15 : D_{\text{э}} - 0,15)^{0,5}, \quad (3.20)$$

где $D_{\text{п}}$ и $D_{\text{э}}$ – соответственно номинальные диаметры проектируемой и эталонной мельницы, м.

$$\text{Для МШР } 3600 \times 4000 : K_D = (3,6 - 0,15 : 3,6 - 0,15)^{0,5} = 1;$$

$$\text{Для МШР } 3200 \times 3100 : K_D = 0,94;$$

$$\text{Для МШР } 3600 \times 5500 : K_D = 1.$$

K_T – коэффициент различия в типе мельниц, принимаем равным 1.

K_L – коэффициент, учитывающий различие длины барабанов проектируемой и эталонной мельницы, определяется по формуле (3.21):

$$K_L = (L_{\text{п}} : L_{\text{э}})^{0,15}, \quad (3.21)$$

где $L_{\text{п}}$ и $L_{\text{э}}$ – длина мельницы соответственно проектируемой и эталонной.

$$\text{Для МШР } 3600 \times 4000 : K_L = (4,0 : 4,0)^{0,15} = 1,0;$$

$$\text{Для МШР } 3200 \times 3100 : K_L = 0,96;$$

$$\text{Для МШР } 3600 \times 5500 : K_L = 1,03.$$

K^ψ – коэффициент частоты вращения рассчитывается по формуле (3.22):

$$K^\psi = \psi : \psi_{\text{э}}, \quad (3.22)$$

где ψ и $\psi_{\text{э}}$ – соответственно скорости вращения в процентах от проектируемой и эталонной мельниц.

K^ψ принимаем равным 1.

K^φ – коэффициент заполнения измельчающей средой, принимаем равным 1.

Удельная производительность мельницы МШР 3200×3100:

$$q_1 = 2,131 \times 1 \times 0,94 \times 1 \times 0,96 \times 1 \times 1 = 1,92 \text{ т/м}^3 \cdot \text{ч}$$

Удельная производительность мельницы МШР 3600×4000:

$$q_2 = 2,13 \times 1 \times 1 \times 1 \times 1 \times 1 \times 1 = 2,13 \text{ т/м}^3 \cdot \text{ч}$$

Удельная производительность мельницы МШР 3600×5500:

$$q_3 = 2,13 \times 1 \times 1 \times 1 \times 1,03 \times 1 \times 1 = 1,92 \text{ т/м}^3 \cdot \text{ч}$$

Определяем производительность мельниц по руде (3.23):

$$Q = qV : (\beta_{\text{к}} - \beta_{\text{п}}), \quad (3.23)$$

$$\text{Для мельницы МШР } 3200 \times 3100 : Q = 1,92 \times 22 : (0,4 - 0,12) = 132 \text{ т/ч.}$$

Для мельницы МШР 3600 × 4000 : $Q = 2,13 \times 36 : (0,4 - 0,12) = 239,5 \text{ т/ч}$.

Для мельницы МШР 3600 × 5500 : $Q = 2,3 \times 45 : (0,4 - 0,12) = 323,3 \text{ т/ч}$.

Определяем число мельниц, формула (3.24):

$$n = Q_{\text{исх.}} : Q, \quad (3.24)$$

где $Q_{\text{исх.}}$ – производительность по исходному продукту, т/ч;

Q – производительность мельниц по руде, т/ч.

Мельница МШР 3200 × 3100 : $n = 676,98 : 132 = 4,7$;

Мельница МШР 3600 × 4000 : $n = 676,98 : 239,5 = 2,67$;

Мельница МШР 3600 × 5500 : $n = 676,98 : 323,3 = 1,92$.

Выбор размера и числа мельниц производим на основании технико-экономического сравнения конкурирующих вариантов по величине потребляемой для каждого варианта установочной мощности и суммарному весу (таблица 3.7).

Таблица 3.7 – Сравнение вариантов установки мельниц по основным показателям

Варианты	Размеры барабанов мельниц D×L, м	Число мельниц	Вес мельниц, т		Установочная мощность, кВт		Коэффициент запаса
			одной	всех	одной	всех	
1	3,2×3,1	5	92,6	463	630	3150	1,06
2	3,6×4,0	3	162	486	1000	3000	1,15
3	3,6×5,5	2	166	332	1250	2500	1,04

Проверяем пропускную способность выбранной мельницы

$$Q_0 : V \leq 12 \text{ т/м}^3\text{ч.};$$

$$Q_0 = 312,9 : 45 \leq 12;$$

$$6,95 \leq 12 \text{ (т/м}^3\text{ч)}.$$

Принимаем к установке две мельницы МШР 3600 × 5000.

Техническая характеристика выбранной мельнице представлена в таблице 3.8.

Таблица 3.8 - Техническая характеристика мельницы МШР 3600 × 5500

Параметры	МШР 3600×5000
Внутренние размеры барабана без футеровки, мм: диаметр	3600
длина	5500
Номинальный объем барабана, м ³	45
Мощность электродвигателя, кВт	1250
Габариты, мм:	
длина	1470
ширина	7400
высота	5500
Масса, т	166

3.5.3 Выбор и расчет мельницы для III стадии измельчения

В третьей стадии измельчения принимаем за эталонную, мельницу МШР 3600×4000 установленную на действующей обогатительной фабрике. Расчет производим по удельной производительности.

Определяем удельную производительность эталонной мельницы по формуле (3.17):

$$q = 268,5 \times (0,9 - 0,47) \times 4 : 3,14 (3,6 - 0,15)^2 \times 4,0 = 3,09 \text{ т/м}^3 \cdot \text{час.}$$

Удельная производительность проектируемых мельниц определяется по формуле (3.18).

K_D – коэффициент, учитывающий различие в диаметрах барабанов проектируемой и эталонной мельниц, рассчитывается по формуле (3.20)

$$\text{Для МШР } 3600 \times 4000 : K_D = 1;$$

$$\text{Для МШР } 3200 \times 3100 : K_D = 0,94;$$

$$\text{Для МШР } 3600 \times 5500 : K_D = 1.$$

K_T – коэффициент различия в типе мельниц, принимаем равным 1.

K_L – коэффициент, учитывающий различие длины барабанов проектируемой и эталонной мельницы, определяется по формуле (3.21).

$$\text{Для МШР } 3600 \times 4000 : K_L = 1,0;$$

$$\text{Для МШР } 3200 \times 3100 : K_L = 0,96;$$

$$\text{Для МШР } 3600 \times 5500 : K_L = 1,03.$$

K^Ψ – коэффициент частоты вращения рассчитывается по формуле (3.22):

K^Ψ принимаем равным 1.

K^Φ – коэффициент заполнения измельчающей средой, принимаем равным

1.

Удельная производительность мельницы МШР 3200×3100:

$$q_1 = 3,09 \times 1 \times 1 \times 0,94 \times 1 \times 0,96 \times 1 \times 1 = 2,79 \text{ т/м}^3 \cdot \text{ч};$$

Удельная производительность мельницы МШР 3600 ×4000:

$$q_2 = 3,09 \times 1 \times 1 \times 1 \times 1 \times 1 \times 1 = 3,09 \text{ т/м}^3 \cdot \text{ч};$$

Удельная производительность мельницы МШР 3600×5500:

$$q_3 = 3,09 \times 1 \times 1 \times 11,03 \times 1 \times 1 = 3,18 \text{ т/м}^3 \cdot \text{ч};$$

Определяем производительность мельниц по руде:

$$\text{Для мельницы МШР 3200} \times 3100 : Q = 2,79 \times 22 : (0,9 - 0,47) = 142,74 \text{ т/ч};$$

$$\text{Для мельницы МШР 3600} \times 4000 : Q = 3,09 \times 36 : (0,9 - 0,47) = 258,67 \text{ т/ч};$$

$$\text{Для мельницы МШР 3600} \times 5500 : Q = 3,18 \times 45 : (0,9 - 0,47) = 332,79 \text{ т/ч}.$$

Определяем число мельниц по формуле (3.24):

$$\text{Мельница МШР 3200} \times 3100: n = 563,94 : 142,74 = 3,65 = 4;$$

$$\text{Мельница МШР 3600} \times 4000: n = 563,94 : 258,67 = 2,01 = 3;$$

$$\text{Мельница МШР 3600} \times 5500: n = 563,94 : 332,79 = 1,56 = 2.$$

Выбор размера и числа мельниц производим на основании технико-экономического сравнения конкурирующих вариантов по величине потребляемой для каждого варианта установочной мощности и суммарному весу (таблица 3.9).

Таблица 3.9 - Сравнение вариантов установки мельниц

Варианты	Размеры барабанов мельниц D×L, м	Число мельниц	Вес мельниц, т		Установочная мощность, кВт		Коэффициент запаса
			одной	всех	одной	всех	
1	3,2×3,1	4	92,6	370,4	630	2520	1,09
2	3,6×4,0	3	162	486	1000	3000	1,49
3	3,6×5,0	2	166	332	1250	2500	1,28

Проверяем пропускную способность выбранной мельницы

$$Q_0 : V \leq 12 \text{ т/м}^3 \cdot \text{ч};$$

$$Q_0 = 563,94 : 45 \leq 12;$$

$$5,79 \leq 12 \text{ (т/м}^3 \cdot \text{ч)}$$

Принимаем к установке две мельницы МШР 3600×5000. Техническая характеристика выбранной мельнице представлена в таблице 3.8.

3.5.4 Выбор и расчет гидроциклона

На обогатительных фабриках используют, в основном, классифицирующие гидроциклоны с углом конусности 20° и малых типоразмеров с углом конусности 20°.

Объемная производительность гидроциклона с углом конусности 20° определяется по формуле (3.25):

$$W = AD^2\sqrt{P}, \quad (3.25)$$

где W – объемная производительность по питанию гидроциклона пульпой с учетом циркулирующих песков, м³/час;

A – коэффициент, определяемый по значению в зависимости от диаметра гидроциклона D ;

P – давление на входе в гидроциклон, МПа.

Номинальную крупность частиц слива d_n определяют по формуле (3.26):

$$D_n = 15(D \times d_c \times \beta : [K_d d_n (P(\rho - 1))^{0,5}])^{0,5}, \quad (3.26)$$

где D – диаметр гидроциклона, м;

d_c – диаметр сливного патрубка гидроциклона, м;

d_n – диаметр пескового патрубка гидроциклона, м;

β – содержание твердого в питании гидроциклона, в процентах;

ρ – объемная плотность твердой фазы, т/м³.

Проверка гидроциклона по пескам проводится по формуле (3.27):

$$q_n = Q_g : (0,785 d_n^2), \quad (3.27)$$

где q_n – удельная производительность гидроциклона по пескам, должна входить в диапазон ($5 \cdot 10^3 - 2,5 \cdot 10^4$) т/час;

Q_g – производительность по пескам, т/час;

d_n – диаметр песковой насадки, м.

Расчет гидроциклонов для классификации V. Выбираем гидроциклон для обеспечения следующих условий:

- объемная производительность по питанию – 651,168 м³/час;

- содержание класса минус 160 мкм в сливе $\beta_k - 96 \%$;
- содержание твердого в питании гидроциклона $T = 45,4 \%$.

Выбираем ГЦ-710.

$$W = 2660 \times 0,71^2 \times \sqrt{0,09} = 402,27 \text{ м}^3/\text{час}.$$

$$d = 15(0,71 \times 0,245,4 : [0,95 \times 0,15 \times (0,09)^{0,5} (2,65 - 1)])^{0,5} = 157,84 \text{ мкм}.$$

$$q_n = 197,56 : (0,785 \times 0,015^2) = 11185,28 \text{ т/м}^2\text{час}.$$

$$n = 651,168 : 402,27 = 2.$$

Принимаем к установке 2 гидроциклона ГЦ-710. Техническая характеристика выбранного гидроциклона приведена в таблице 3.10.

Расчет гидроциклонов для классификации III. Выбираем гидроциклон для обеспечения следующих условий:

- объемная производительность по питанию – $704,05 \text{ м}^3/\text{час}$;
- содержание класса минус 160 мкм в сливе $\beta_k - 70 \%$;
- содержание твердого в питании гидроциклона $T = 52,6 \%$

Выбираем ГЦ-710.

$$W = 402,27 \text{ м}^3/\text{час};$$

$$d = 164,854 \text{ мкм};$$

$$q_n = 21482,24 \text{ т/м}^2\text{час}.$$

$$n = 704,05 : 402,27 = 2.$$

Принимаем к установке 2 гидроциклона ГЦ-710. Техническая характеристика выбранного гидроциклона приведена в таблице 3.10.

Расчет гидроциклонов для классификации VI. Выбираем гидроциклон для обеспечения следующих условий:

- объемная производительность по питанию - $1815,74 \text{ м}^3/\text{час}$;
- содержание класса минус 160 мкм в сливе $\beta_k - 76 \%$;
- содержание твердого в питании гидроциклона $T = 45,6 \%$.

Выбираем ГЦ-710.

$$W = 323,25 \text{ м}^3/\text{час};$$

$$d = 164,52 \text{ мкм};$$

$$q_n = 16607,64 \text{ т/м}^2\text{час}$$

$$n=7,28 \approx 8.$$

Принимаем к установке 16 гидроциклонов ГЦ-710. Техническая характеристика выбранного гидроциклона приведена в таблице 3.10.

Таблица 3.10 – Технические характеристики гидроциклонов

Параметры	ГЦ - 710
1	2
Диаметр гидроциклона	710
Угол конусности α	20
Эквивалентный диаметр питающего отверстия d, мм	150
Диаметр сливного отверстия d, мм	200
Диаметр пескового отверстия d, мм	48,75
Давление на вводе p, МПа	0,03 - 0,25

Продолжение таблицы 3.10

1	2
Габариты, мм:	
Длина	1200
Ширина	1400
Высота	350
Масса, кг	450

3.6 Выбор и расчет основного оборудования для гидрометаллургической переработки руд

3.6.1 Расчет потока смолы

Поток пульпы определяются из уравнения материального баланса по золоту для каскада сорбционного выщелачивания.

$$QX_{и} + GY_{и} = QX_{к} + GY_{к}, \quad (3.28)$$

где Q – объемный поток пульпы, м³/час;

G – массовый поток смолы, м³/час;

X_и и X_к – концентрация золота в исходной и хвостовой пульпе, г/м³;

Y_к – емкость насыщенной смолы по золоту, г/т;

Y_и – остаточная емкость регенерированной смолы, г/т.

Из уравнения (3.28) определим массовый поток смолы:

$$G = \frac{Q_v X_{и} - Q_v \times X_{к}}{(Y_{к} - Y_{и})}, \quad (3.29)$$

$$Q_v = 1042,3 \text{ м}^3/\text{ч}; X_{и} = 0,4 \text{ г/м}^3; X_{к} = 0,11 \text{ г/м}^3; Y_{и} = 100 \text{ г/т}; Y_{к} = 3800 \text{ г/т}.$$

$$G = (1042,3 \times 0,42 - 1042,3 \times 0,11) : (3800 - 100).$$

$$G = 0,09 \text{ т/час или с учетом плотности смолы } (0,6 \text{ т/м}^3) 0,06 \text{ м}^3/\text{час}.$$

Единовременную загрузку ионообменной смолы в аппараты сорбционного выщелачивания определяем, приняв продолжительность контакта смолы 160 ч, при потоке ионообменной смолы. Ионообменная загрузка составит:

$$Q_{\text{ед}} = G \times T, \quad (3.30)$$

где $Q_{\text{ед}}$ – единовременная загрузка смолы, т;

T – время контакта смолы, час.

$$Q_{\text{ед}} = 0,09 \times 160 = 14,4 \text{ т или } 8,64 \text{ м}^3.$$

Единовременная загрузка смолы ($Q_{\text{ед}}$, в процентах) в процентном соотношении от объема пачуков определяется по формуле (3.31):

$$Q_{\text{ед}} = Q_{\text{ед}} : V \times 100, \quad (3.31)$$

$$Q_{\text{ед}} = (9,6 : 500) \times 100 = 48 \text{ \%}.$$

Удельные потери смолы с хвостами сорбционного выщелачивания 0,001 т/ч. При этом потери определяются по формуле (3.32):

$$G_{\text{п}} = q_{\text{у}} \times Q : 1000, \quad (3.32)$$

где $G_{\text{п}}$ - потери смолы, т/ч;

$q_{\text{у}}$ - удельные потери смолы, т/ч;

Q - количество руды, поступающей на сорбцию, т/ч.

$$G_{\text{п}} = 0,001 \times 1042,3 : 1000 = 0,001 \text{ т/ч}.$$

Суточный расход смолы на восполнение потерь равен сумме потерь смолы с хвостовой пульпой сорбции (0,0010 т/ч), годовой расход при этом равен 11,707 т/год. В процессе сорбционного выщелачивания сорбция проводится на ионообменную смолу марки АМ-2Б. Характеристика АМ-2Б представлена в таблице 3.11.

Таблица 3.11 – Характеристика ионообменной смолы АМ-2Б

Параметры	Значения
Насыщенная смола, г/см ³	0,42
Полная обменная емкость, мг экв/г	3,1
Содержание рабочего класса 0,63 мм, в процентах	99

3.6.2 Выбор и расчет оборудования для сорбционного выщелачивания

Для процесса сорбционного выщелачивания, применяются пачуки.

Общий объем аппаратов определяется по формуле (3.33):

$$V_{об} = V_{шт} \times \tau, \quad (3.33)$$

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

$V_{шт}$ – объемный поток пульпы, м³/час;

τ – продолжительность сорбционного выщелачивания, ч.;

$\tau = 14$ ч (по практическим данным);

$V_{шт} = 1042,3$ м³/час.

$V_{об} = 14592,2$ м³.

Принимаем объем пачука 500 м³, тогда количество пачуков определяется по формуле (3.34):

$$n = V_{об} : V_{п} \cdot K, \quad (3.34)$$

где $V_{п}$ – объем пачука, м³;

K – коэффициент заполнения чана, равный отношению полезного объема камеры к геометрическому. $K=1$.

$n = 14592,2 : 500 = 29,18 = 30$ шт.

Принимаем к установке 30 пачуков для сорбционного выщелачивания типоразмера 22×6.6. Техническая характеристика пачуков представлена в таблице 3.12.

Таблица 3.12 -Техническая характеристика пачуков

Характеристика	Параметр
Размеры и параметры пачука	
Диаметр чана	6,6 м×22 м
Высота чана	2
Рабочий объем, м ³	500
Объем чана	2 – 500 м ³
Диаметр циркулятора, d	0,01 – 0,2D
Расход воздуха	1-3 м ³ /мин на 100 м ³ объема
Диаметр воздухопроводящего трубопровода	50-70 мм
Кратность обмена пульпы в пачуке	8-25

3.6.3 Выбор и расчет оборудования для десорбции и регенерации насы-

щенной смолы

Наиболее важная и ответственная часть сорбционного процесса - дальнейшая переработка смолы в отделении регенерации.

Вследствие высокой стоимости ионообменных смол способ их обработки после сорбции должен предусматривать не только глубокое извлечение драгоценных металлов в раствор, но и возможно полную регенерацию, т.е. восстановление первоначальных сорбционных свойств, и прежде всего, рабочей емкости смолы. Только в этом случае ее можно использовать многократно, а введение в процесс свежего ионита будет сведено к минимуму.

Термин «регенерация» в широком смысле обозначает восстановление каких-либо свойств вещества или материала.

3.6.3.1 Выбор и расчет регенерационных колонн для цианистой обработки

Цианистая обработка осуществляется в регенерационной колонне, которая предназначена для съема сорбционного металла (золота) с насыщенной смолы. Необходимое количество определяется по формуле (3.35):

$$n = V_{об} \cdot \tau : V_k, \quad (3.35)$$

где $V_{об}$ – количество смолы загруженной к колонну, m^3 ;

τ – продолжительность регенерации, ч;

V_k – объем колонны, m^3 .

Рассмотрим в качестве примера расчет колонн для цианистой обработки пульпы $n = 0,3 \cdot 13,33 : 4 = 1$.

Для процесса цианистой обработки смолы объемом $0,3 m^3$ принимаем одну колонну объемом $4 m^3$. Аналогично просчитываем остальные операции, параметры расчета колонн представлены в таблице 3.13. Характеристики регенерационных колонн представлена в таблице 3.14.

Таблица 3.13 – Параметры расчета колонн

Название операции	Количество	Время, ч	Объем смолы, $m^3/ч$	Объем колонны, m^3
Отмывка от цианидов	1	13	0,3	4
Кислотная обработка	2	27	0,3	4

Сорбция ТМ	2	27	0,3	4
Десорбция золота	5	67	0,3	4
Отмывка от ТМ	1	13	0,3	4
Щелочная обработка	1	13	0,3	4
Отмывка от щелочи	1	13	0,3	4

Таблица 3.14 - Характеристики регенерационных колонн

Характеристика	Величина
Диаметр рабочей части, мм	820
Высота рабочей части, мм	9000
Полный объем колонки, м ³	4,5
Рабочий объем, м ³	4,0
Производительность аэролифта по смоле с раствором, м ³ / час	1,2
Расход воздуха, м ³ / 1 м ³	1,25
Площадь дорожной сетки, м ²	1,5
поверхность нагрева змеевика, м ²	1,5

3.6.4 Выбор и расчет сгустителей

Определяем площадь сгущения и число сгустителей по формулам (3.36) – (3.37):

$$S = Q : q, \quad (3.36)$$

$$n = S : S_c, \quad (3.37)$$

где S – площадь сгущения, м²,

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

q – удельная производительность сгустителя, (для Au 2,2) т/м² сут,

n – количество сгустителей,

S_c – номинальная площадь осаждения, м².

$$S = 600 : 0,2 = 3000 \text{ м}^2$$

Принимаем к установке сгуститель Ц-50.

Рассчитываем необходимое число сгустителей:

$$n = 3000 : 1950 = 1,7 \approx 2.$$

Таблица 3.15 - Техническая характеристика сгустителя Ц -50

Параметры	Ц-50
Диаметр чана, м	50
Глубина чана в центре, м	5
Номинальная площадь осаждения, м ²	1950

Габариты, м: длина	52
высота	13,5
Масса, кг	13,5

3.6.5 Выбор и расчет оборудования для грохочения

Для поверочного грохочения устанавливаем барабанные грохоты. Расчет ведем по формуле (3.38):

$$n = Q_{\text{пр}} : Q_{\text{гр}}, \quad (3.38)$$

$$n = 600 : 300 = 2.$$

Техническая характеристика барабанного грохота представлена в таблице 3.16.

Таблица 3.16 - Техническая характеристика барабанного грохота

Показатели	ГБ-1,5
Длина перфорированной части, мм	2500
Диаметр (внутренний)	1500
Длина общая	4200
Частота вращения барабана, мин ⁻¹	10,7
Угол наклона барабана, град.	8,0
Размеры отверстий просеивающей поверхности, мм	50, 10

Для щепоудаления устанавливаем вибрационные грохоты. Производительность определяем по формуле (3.39):

$$Q = F \times q \times \delta \times k \times l \times m \times n \times o \times p, \quad (3.39)$$

где Q – производительность грохота, т/ч;

F – рабочая площадь сита, м²;

q – удельная производительность на 1 м² поверхности сита, м³/ч [13];

δ – насыпная плотность материала, т/м³;

k, l, m, n, o, p – поправочные коэффициенты [13];

Определяем рабочую площадь сита:

$$F = 600 : 5 \times 1,8 \times 6,25 \times 0,65 \times 1 \times 1 \times 0,75 \times 1,4 = 15 \text{ м}^2.$$

$$n = 15 : 7,5 = 1,83 \approx 2.$$

Выбираем грохот ГСТ 72 М-1. Техническая характеристика грохота представлена в таблице 3.17. Для отмывки насыщенной смолы от пульпы устанавливаем

ливаем инерционный грохот по данным практики ГИЛ -052. Техническая характеристика грохота представлена в таблице 3.18.

Таблица 3.17 – Технические характеристики грохота ГСТ 72 М-1.

Параметры	ГСТ 72 М-1
исполнение	опорный
Площадь грохочения, м ²	15,5
Размеры отверстий просеивающей поверхности, мм	2 5, 16
Крупность кусков исх. материала, мм	120
Габариты:	
длина	6950
ширина	4040
высота	2275
Масса, т.	14,4

Таблица 3.18 - Техническая характеристика ГИЛ - 052

Параметры	ГИЛ -052
Производительность по питанию, т/ч	5
Максимальная крупность кусков, мм	0,1-15
Число сит	2
Угол наклона, град.	10-25
Амплитуда колебаний, мм	4,1-8,1
Габаритные размеры, мм	
длина	6950
ширина	4040
высота	2275
Масса, т	14,4

Для грохочения XIV выбираем инерционный грохот ГИЛ-052.

Определяем рабочую площадь сита (3.39):

$$F = 0,22 : 0,25 \times 1,8 \times 1,25 \times 0,7 \times 1 \times 1 \times 0,75 \times 1,4 = 0,53 \text{ м}^2$$

$$n = 1.$$

Для грохочения XV, XII рассчитываем аналогично. Техническая характеристика грохота представлена в таблице 3.18.

3.6.6 Выбор и расчет отсадочных машин

Выбор типа отсадочной машины производят, исходя из требуемой производительности с учетом крупности материала.

Определяем требуемую площадь отсадки, формула (3.40):

$$S = Q : q, \tag{3.40}$$

где Q – производительность по твердому в питании операции, т/ч;

q – удельная производительность, т/м²ч.

Определяем число устанавливаемых машин по формуле (3.41):

$$n = S : S_m, \quad (3.41)$$

где S_m – суммарная площадь решет в машине данного типоразмера.

$$Q = 0,22 \text{ т/час};$$

$$S = 0,22 : 20 = 0,01 \text{ м}^2;$$

$$n = 0,01 : 1 = 1;$$

$$Q = 16,83 \text{ т/час};$$

$$S = 16,83 : 20 = 1 \text{ м}^2;$$

$$n = 1 : 2 = 0,5 \approx 1.$$

Принимаем к установке две отсадочные машины марки МОД-1М.

Техническая характеристика приведена в таблице 3.19.

Таблица 3.19 – Техническая характеристика отсадочной машины

Параметры	МОД -1М
Общая рабочая площадь решет, м ²	1
Максимальная крупность кусков исходного материала, мм	15
Мощность двигателя, кВт	1,1
Габариты:	
длина	2160
ширина	960
высота	2040
Масса, т	1,0

3.6.7 Выбор и расчет оборудования для электролиза

Завершающей стадией технологического процесса переработки концентрата является операция электролиза, полученного на регенерации товарного элюата, в результате которой золото и серебро из раствора выделяется в катодный осадок. Но катодный осадок электролиза не является еще готовой продукцией - его необходимо сплавить в слитки сплава «Доре». Щелочной элюат, получаемый в процессе вторичного концентрирования и десорбции, подвергается электролизу с целью выделения содержащихся в нем золота и серебра в катод-

ный осадок. Электролиз относится к электрохимическим способам осаждения благородных металлов и наряду с другими методами получения золотосодержащей проекции - химических и цементационных является наиболее эффективным.

Принципиальное преимущество процесса электролиза перед химическими и цементационными состоит в том, что он позволяет получать продукт в более компактном виде и концентрированным по содержанию драгметаллов, не применяя длительные и трудоемкие операции доводки шламов и последующую их подготовку к аффинажу.

При пользовании электролиза резко сокращается расход реагентов, устраняется загрязнение примесями обеззолоченных растворов, которые используются в обороте. В настоящее время электролиз золота из растворов является основным промышленным процессом получения товарной продукции на всех действующих сорбционных золотоизвлекательных фабриках. Основные параметры электролиза золота представлены в таблице 3.20.

Таблица 3.20 – Параметры электролиза золота

Характеристика	Параметры
Содержание золота в товарном элюенте, г/м ³	921,11
Подача элюента, м ³ /ч	0,3
Сила тока, А	350 – 600
Напряжение, В	1,5-4
Остаточная концентрация золота в растворе, г/м ³	107,11

Для осуществления процесса электролиза к установке принимаем один электролизер марки ЭУ-10В, техническая характеристика которого представлена в таблице 3.21. Для обеспечения бесперебойного процесса электролиза в проекте предусмотрена установка второго аналогичного электролизера - резервного.

Таблица 3.21 - Техническая характеристика электролизера ЭУ-10В

Характеристика	Параметры
Объем исходного раствора для электролиза, м ³	5 – 6

Сила тока, А	400 – 600
Напряжение на ванне электролиза, В	1,5
Единовременная загрузка углеграфитового материала в катодные блоки, г	900 – 1000
Количество осажденного золота на катодные осадки до съёмки осадка, кг	7,0

3.6.8 Выбор и обоснование технологии плавки катодного осадка на слиток

На проектируемой обогатительной фабрике конечными продуктами в результате гидрометаллургического передела является катодный осадок. С учетом высокого содержания благородного металла и достаточно простого химического состава катодного осадка применена пирометаллургическая схема переработки.

За счет переплавки готовая продукция получается более компактной, затраты на ее перевозку, на завод-потребитель, снижаются на 20 % - 30 %. Плавка золотосодержащих продуктов производится в индукционной электропечи. Электроплавка представляет собой высокотемпературный металлургический процесс, предназначенный для выделения благородных металлов из богатых продуктов в компактные слитки.

Сущность плавки заключается в том, что золотосодержащие материалы смешиваются с флюсами, нагреваются в печи до точки плавления золота или несколько выше (плюс 1200 °С), в результате чего получают две фазы - металлический расплав и жидкий расплавленный шлак, в который переходят содержащиеся в исходном продукте окислы, а также кварц и минералы пустой породы. Непременным элементом плавки являются флюсы. Флюсы добавляют в плавильный процесс для перевода тугоплавких соединений в шлаки с пониженной температурой плавления. К тугоплавким веществам, присутствующим в золотосодержащих материалах, относятся кварц, окислы алюминия, магния, цинка и другие. В качестве флюсов чаще всего используются техническая бура, кальцинированная сода, поташ, селитра, измельченное стекло, кварц и другие. Бура техническая $(\text{Na}_2\text{B}_4\text{O}_7) \cdot 10\text{H}_2\text{O}$ употребляется в плавленном виде, Бура плавится при температуре плюс 741 °С и способствует полному разложению поро-

дообразующих минералов и низкоплавкого шлака. Сода кальцинированная Na_2CO_3 сильно основной флюс, плавится при температуре плюс 852°C . Сода дает с кремнеземом и силикатами легкоплавкие шлаки.

Кварц SiO_2 образует с окислами металлов силикаты - основу всех шлаков. Применяется при недостатке кварца в переплавляемом материале. Хорошо подобранная шихта при проведении плавки способствует переводу в легкоплавкий шлак всех веществ, кроме золота и серебра, и хорошему разделению металлического расплава от жидкого шлака.

Плавка катодных осадков после электролиза, не представляет особых трудностей. К катодному осадку добавляется 30 % - 40 % по массе кальцинированной соды и 50 % технической буры. Поскольку при обжиге выделяются в большом количестве весьма вредные газы, процесс проводится при очень хорошей вентиляции с устройством эффективной газоочистки. Обожженный материал шихтуется с флюсами в процентах к исходной массе: 100 % кальцинированной соды, 50 % технической буры 15 % - 20 % кварца.

Выход катодного осадка в сутки составляет 4800 г. Вредными компонентами в катодном осадке являются сера и мышьяк. Плавка катодного осадка в индукционной печи 80 % оставшегося мышьяка переходит в шлак и только 20 % переходит в газовую фазу.

Проходя через мокрый скруббер, газы орошаются содово-известковым раствором ($\text{Ca}(\text{OH})_2 + \text{Na}_2\text{CO}_3$) с образованием нерастворимых осадков. Нерастворимые осадки из скруббера вместе с отработанным раствором насосом подаются на обезвреживание и вместе с хвостами сорбции транспортируются в хвостохранилище.

3.6.9 Расчет необходимого количества флюсов

Для планки катодного осадка: сода кальцинированная, принимаем расход в количестве 35 % от массы продукта, т.е. $4800 - 0,35 = 1680$ г или 1,68 кг в сутки; бура техническая, расход 50 % от массы продукта, т.е. $4800 - 0,5 = 2400$ г или 2,4 кг в сутки.

Кварц, принимаем расход в количестве 18 % от массы продукта, т.е.

δ - насыпной вес руды, т/м, $\delta = 1,8$;

ψ - коэффициент наполнения лотка, $0,6 - 0,65$;

v - скорость движения полотна, м/с;

$$Q_{\text{тр}} = 3600 \times 1,8 \times 0,6 \times 1,85 \times 0,6 \times 0,18 = 600 \text{ т/ч.}$$

Принимаем к установке 2 пластинчатых питателя ПП 2-12-45.

3.7.2 Выбор и расчет контактных чанов

Для перемешивания пульпы с реагентами и приготовления растворов применяются контактные чаны. Необходимый объем контактного чана рассчитывается по формуле с суммарного объема пульпы и требуемого времени контакта пульпы с реагентами (3.43):

$$V_{\text{н}} = V_{\text{п}} : 1440k, \quad (3.43)$$

где $V_{\text{н}}$ – необходимый геометрический объем контактного чана, м³;

$V_{\text{п}}$ – объем пульпы, поступающей в контактный чан, м³ /сут;

t – требуемое время контакта пульпы с реагентом, мин;

k – коэффициент заполнения чана, $k = 0,8 - 0,85$.

Суммарный суточный расход известкового молока составляет 8 м³, для приготовления принимаем два контактных чана емкостью 6,3 м. (КЧР-6,3) и два расходных бачка емкостью 6,5 м³. Суточный расход раствора цианида – 1 м³, принимаем к установке один контактный чан КЧР-1,6, расходный бачок -1,6 м³. Суточный расход раствора соляной кислоты – 1 м³, принимаем к установке один контактный чан КЧР-1,6, расходный бачок -1,6 м³. Суточный расход раствора щелочи –3,5 м³, принимаем к установке один контактный чан КЧР-6,3, расходный бачок – 6,3 м³. Суточный расход раствора тиомочевины – 0,56 м³, принимаем к установке один контактный чан КЧР-0,8, расходный бачок – 0,8 м³.

Таблица 3.24 – Техническая характеристика контактных чанов

Характеристика	Параметры		
	КЧР-1,6	КЧР-6,3	КЧР-0,8
Объем, м ³	1,6	6,3	0,8
Диаметр чана, мм	1640	2040	800
Мощность электродвигателя	1,4	5,5	1,4

3.7.3 Выбор подъемно-транспортных устройств

Грузоподъемность подъемно-транспортных устройств назначается в зависимости от принятого способа ремонта оборудования – сменно-узлового или сменно-машинного. Способ ремонта выбирается в зависимости от общей массы машины, массы сменного узла деталей, допустимой продолжительности ремонта, числа установленных машин, конструктивных особенностей машины и способа ее установки. Во всех цехах ЗИФ для обслуживания и ремонта оборудования установлено подъемное оборудование (мостовые краны, кран балки, тельферы, электрические тали). В цехе измельчения установлены мостовые краны грузоподъемностью один 35 т и два 25 т. В отделении цианирования и сорбции установлена кран-балка, грузоподъемностью 5т.

3.8 Вспомогательные службы

3.8.1 Реагентное хозяйство

В состав реагентного хозяйства обогатительной фабрики входят: склады сухих и жидких реагентов, реагентное отделение, предназначенное для приготовления растворов реагентов требуемой концентрации; дозировочная (реагентная) площадка, с расходными бачками для растворов и питателями реагентов.

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

Отделение для приготовления остальных реагентов размещено в пристройке корпуса фабрики.

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

Приготовление растворов реагентов организовано один раз в сутки, емкости чанов реагентов для готовых растворов выдерживают суточный расход реа-

гентов. Для каждого реагента предусмотрено два чана - один, оборудованный мешалкой, для растворения реагентов и другой - исходный, для готового раствора.

Растворы реагентов на дозировочную (реагентную) площадку перекачиваются центробежными Песковыми, кислотоупорными насосами. Готовые растворы насосами с нижней отметки, с площадки приготовления реагентов, перекачиваются на дозировочную площадку, расположенную отметкой выше.

На дозировочной площадке размещены расходные бачки необходимой емкости. От реагентных питателей к точкам потребления протягивается сеть трубок малого диаметра. Для подачи реагентов применяются реагентные питатели, управляемые паузными механизмами, допускающими дистанционную регулировку расхода реагентов. На трубопроводах ставятся расходомеры с передачей показаний на диспетчерский пункт.

В технологии гидрометаллургической переработки и в процессе десорбции и электролиза применяются реагенты, номенклатура и расход которых приведены ниже.

Расход реагентов принят по утвержденным удельным нормам на переработку 1 тонны руды:

- цианистый натрий (NaCN)-0,13 кг/тонн, годовой расход составит – 631 тонн;
- сода каустическая (NaOH)-0,06 кг/тонн, годовой расход составит – 291 тонн;
- серная кислота (H_2SO_4) - 0,082 кг/тонн, годовой расход составит – 398 тонн;
- тиомочевина ($\text{CS}(\text{NH}_2)_2$) - 0,054 кг/тонн, годовой расход составит – 262 тонн;
- смола АМ- 2Б - 0,014 кг/тонн, годовой расход составит – 68 тонн;
- известь 100 % активности-1,4 кг/тонн, годовой расход составит – 6803 тонн;
- сернистый газ - 0,2 кг/тонн, годовой расход составит – 971 тонн;

3.8.2 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 (РП) расположены во всех производственных корпусах обогатительной 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.

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.

3.8.3 Производственный дренаж полов в корпусах обогатительной фабрики

ки

Во всех корпусах ЗИФ осуществляется систем дренажа полов.

Назначение дренажа - избежать потерь руды при переливах и разбрызгиваниях пульпы и при просыпании сухого материала, пролива реагентов. Для сбора переливов устроена система дренажных канав, а полы выполнены наклонно по направлению к этим канавам, угол наклона - 3-5 град. Ширина дренажных канав принята равной 500 мм, глубина - 500 мм.

Стоки и смывы полов по канавам стекают в специальные сборники (дренажные зумпфы), емкость которых достаточна для приема пульпы, выпускаемой из машин. Из дренажных зумпфов пульпа насосами подается в соответствующие точки технологического процесса.

Пролитые продукты в отделениях цианирования и сорбции, десорбции, электролиза, реагентной площадки и реагентного отделения насосами удаляются на обезвреживание.

3.8.4 Водоснабжение

Источником хозяйственно-питьевого, производственного и противопожарного водоснабжения на проектируемой обогатительной фабрике является водохранилище на речке Верхний Куранах.

Подача воды на площадку фабрики осуществляется насосами первого, второго и третьего подъема по двум ниткам водовода из стальных труб, надземно, совместно с греющим кабелем.

Хранение противопожарного и регулирующего запаса воды предусмотрено в четырех металлических, утепленных резервуарах емкостью 100 м³.

На главной промплощадке и в поселке запроектированы две системы водопровода:

- производственно-противопожарный водопровод;
- хозяйственно-питьевой водопровод.

Для подачи воды потребителям и на пожаротушение запроектирована насосная станция третьего подъема.

Работа фабрики предусмотрена в режиме полного технологического во-

дооборота. Подпитка внутреннего водооборота организована из системы производственно-противопожарного водопровода.

3.8.5 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.

4 СПЕЦИАЛЬНАЯ ЧАСТЬ

4.1 Способы интенсификации процессов выщелачивания золотосодержащего сырья

За последние годы накоплен практический опыт по совершенствованию и интенсификации процесса кучного выщелачивания. Все операции кучного выщелачивания направлены на обеспечение максимального, со сравнительно высокой кинетикой извлечения золота из твердой фазы в жидкую. Являясь медленно протекающим процессом, требующим больших объемов растворов выщелачивания, кучное выщелачивание проигрывает заводскому процессу на стадии переработки растворов за счет относительно низкого содержания золота в растворе.

Для повышения эффективности извлечения золота наноразмерного уровня применяются различные способы интенсификации гидromеталлургических процессов. В последние годы развитие исследований ведется в нескольких направлениях. Способы интенсификации процесса цианидного выщелачивания золота из труднообогатимого минерального сырья.

Из химических способов интенсификации выщелачивания упорного минерального сырья с золотосодержащим рассеянным углеродистым веществом (РУВ) следует отметить хлоринацию - гидрoхимическое окисление хлором и его производными для подавления сорбционной активности РУВ, использование пассивирующих покрытий и сорбционное выщелачивание.

В 1980 г. компания Фрипорт Гоулд (США) начала использовать хлоринацию для кондиционирования руд месторождения Дзеррит Кэниен; конечное извлечение золота составляло 83...90 %. Из-за повышения упорности перерабатываемых руд, поступающих с новых горизонтов добычи, в дальнейшем был использован другой способ хлоринации - "двойное окисление". При этом способе на первой стадии обработки пульпу окисляли воздухом при температуре 70...80 °С и давлении 40...55 кПа. На второй стадии использовали собственно хлоринацию. В 1986 г. общее извлечение золота достигало 90. ..93 % [16].

Однако в последующие годы расход хлора увеличился настолько, что это заставило компанию рассматривать альтернативные варианты: обжиг и автоклавное вскрытие. На руднике Карлин (США) производительностью 2,4 тыс. т руды в сутки и с запасами более 1 млн т значительная часть руды не может перерабатываться прямым цианированием из-за наличия активного углерода и пирита с тонкодисперсным золотом. На раннем этапе развития технологии на этом предприятии (действует с 1965г.) окисление углеродистых веществ до CO и CO_2 осуществлялась за счет введения в пульпу газообразного хлора. Хлор реагировал с известняком в руде, образуя гипохлорит кальция, который, в свою очередь, также взаимодействовал с известняком, производя CaCl_2 , CO и CO_2 . Начиная с середины 1995 г., в связи с истощением запасов руды открытой добычи и усложнением ее состава, расход хлора достиг 40 кг/т руды. Для снижения затрат использован процесс "двойного окисления", в соответствии с которым сначала пирит переводили в оксиды железа и окисляли часть углеродистого вещества горячим воздухом. Для этого пульпу (40...50 % твердого), подогреваемую острым паром, последовательно обрабатывали в нескольких чанах с добавками соды (25 кг/т). Воздух вдували в днище реакторов (8,5...9,1 м³/мин) через перфорированные кольца, откуда он поступал вверх, где диспергировался турбинной мешалкой. Затем пульпу охлаждали до 50 °С и обрабатывали хлором последовательно в 6 чанах при общем времени контакта 25...30 ч. Расход хлора составлял 25 кг/т руды. Обработанную пульпу смешивали с пульпой на основе окисленной руды и направляли на цианирование с последующим осаждением золота цинком. Извлечение золота составляло около 87 %.

Исследованиями по изучению влияния поверхностно-активных веществ на скорость выщелачивания доказано, что увеличение ее возможно в 1,5...2 раза за счет различных добавок (например, для образования защитных покрытий, блокирующих контакт РУВ с золотосодержащими растворами, для чего используется керосин, дизельное топливо, РВ-2) [9, 10]. Этот прием применяли, в частности, на Керр Эддисон Майн (Канада), Прести (Гана) и в опытном масштабе в России [11]).

Сорбционное выщелачивание может применяться для интенсификации процесса выщелачивания, когда скорость растворения контролируется внешней диффузией и процесс протекает в условиях, близких к равновесным. В этом случае повышение концентрации растворимого продукта реакции может значительно замедлить выщелачивание [16].

Биотехнологические методы переработки обеспечивают высокий уровень технико-экономических показателей, не обезображивают поверхность земли, не отравляют воздух и загрязняют водоемов. Применение биологических методов интенсифицирует процессы переработки минерального сырья и удешевляет их.

В процессе разрушения горных пород участвуют также некоторые гетерогенные микроорганизмы, использующие в качестве источника энергии органические вещества и выделяющие в качестве метаболитов органические кислоты. Так, силикатные породы разрушаются представителями рода *Bacillus*, *Aspergillus*, *Penicillium* и др.

Процесс выщелачивания осуществляется, как правило, с участием бактериальной ассоциации микроорганизмов, выделенной из того же месторождения, что и минералы, которые должны быть переработаны. С помощью непрерывного культивирования можно получить штаммы, адаптированные к разным металлам, железу, меди, кобальту, урану, мышьяку.

При принятии решения об использовании бактерий в технологиях выщелачивания определяющей является оценка благоприятности перерабатываемых сульфидных руд для биохимического выщелачивания.

При бактериальном выщелачивании к характеристикам перерабатываемых объектов, существенно влияющим на жизнедеятельность бактерии, относятся размеры объекта, его проницаемость, текстура и структура горных пород.

Важными характеристиками для технологии являются крупность рудного материала, вещественный, химический, минералогический состав руд и вмещающих горных пород, массовая доля и распределение пирита и т.п.

С точки зрения минералогического состава благоприятным для биохимического выщелачивания (БВ) является наличие минералов, склонных к

биоокислению и являющихся источником питательных веществ для бактерий. Среди характеристик твердой фазы существенное значение имеют крупность и форма рудных частиц, размеры пор, размеры и строение минеральных зерен. Чем больше поверхность контакта бактериального раствора реагента с рудными минералами, тем активней протекает процесс биохимического окисления. Благоприятными факторами в этом случае являются также такие характеристики руды, как тонкая вкрапленность минеральных зерен, склонность породной матрицы разрушаться под действием реагентов, пористость, трещиноватость. Неблагоприятными для биохимического выщелачивания являются сплошные массивные руды.

При организации бактериального выщелачивания сульфидных руд в промышленных масштабах основной задачей является создание и поддержание необходимых условий, обеспечивающих жизнедеятельность и размножение бактерий. Высокая скорость биохимического выщелачивания достигается при концентрации активных бактерий в выщелачивающем растворе не менее $10^5 \dots 10^6$ клеток на 1 мл пульпы.

Принципиальная возможность использования гетеротрофных бактерий для выщелачивания самородного золота из руд была показана И. Паре в начале 60-х гг. XX столетия.

В процессах биохимического выщелачивания сульфидных руд участвуют автотрофные бактерии, способные окислять серу, тиосульфат, а также двухвалентное железо. К таким бактериям относятся тио- новые бактерии: *Thiobacillus ferrooxidans*, *Thiobacillus thiooxidans*, *Thiobacillus thioautotrophicus*, *Thiobacillus thioautotrophicus* и т.д., а также такие культуры, как: *Ferrooxidans sulfooxidans*, *Ferrooxidans ferrooxidans* и др.

Большое научное значение для успешного освоения биотехнологии имеют работы доктора технических наук Г.В. Седельниковой по следующим направлениям:

1. Теоретическое и экспериментальное обоснование процессов предварительной подготовки пульпы продуктов бактериального окисления к сорб-

ционному

цианированию, которое показало, что аэрация в растворах извести и электрохимическая обработка стабилизируют ионный состав пульпы и устраняют отрицательное влияние на цианирование поглотителей кислорода, цианида и сорбционно-активных компонентов, повышают извлечение золота с 63,4...88,0 до 91,1...94,0 % и серебра с 41,0 до 70,0 %, сокращают расход цианида с 8...16 до 2,5...4,2 кг/т, снижают продолжительность цианирования с 24 до 8...12ч. Установлен механизм действия аэрации в растворах извести электрохимической подготовки.

2. Формулировка трех основных признаков упорности золото-мышьяковых

концентратов, а также критериев их количественной оценки и введение понятия совокупного показателя упорности, который записывается в общем виде:

$$\text{СПУ} = \text{ПУАи} + \text{ПУАи Sb} + \text{ПУСорг}$$

где ПУАи - показатель упорности золота, неизвлекаемого цианированием за счет тонкой вкрапленности в сульфиды, покрытия пленками и ассоциации с кислоторастворимыми минералами; ПУАи Sb - показатель упорности по содержанию мышьяка и сурьмы, значения которых превышают лимиты, установленные для приема концентратов на пирометаллургическую переработку; ПУСорг - показатель упорности сорбционно-активного к цианидному комплексу углеродистого вещества, обуславливающий потери золота с хвостами цианирования.

3. Изучение состава и химического состояния основных элементов продуктов биоокисления современными физико-химическими методами. Определение ряда окисляемости сульфидных минералов: $\text{FeS} > \text{FeAsS} > \text{Sb}_2\text{S} > \text{FeS}_2$, соответствующих ряду электродных потенциалов сульфидов. Представление механизма окисления элементной серы и антимонита. Выявление формы нахождения окисленных соединений мышьяка и железа в продуктах биоокисления, в т.ч. ранее необнаруженных, составление уравнения биохимических реакций окисления пирита, арсенопирита, пирротина и антимонита [16]. По результатам комплекса

работ, выполненных в 1986-1987 гг. ЦНИГРИ, ЖМИ РАН, "Гидроцветмет" и "Иргиредмет", в 1995 г. ЦНИГРИ предложил технологический регламент для переработки концентратов Неждапинского месторождения в Южной Якутии, содержащих 16 % As в гравии- и около 2 % As во флотоконцентратах (в последних имелось до 13 % C), а также по 34,8 и 4,2 % FeAsS, 40,3 и 17,6 % FeS₂ соответственно [16]. Ранее (1990-1991 гг.) Иргиредметом была предложена хлорирующая обжиговая технология (в качестве хлорореагента использовался измельченный до крупности 0,074 мм кристаллический хлорид натрия марки "ОСЧ") [16].

При использовании бактерий в технологии чанового процесса в плотных пульпах одним из основных направлений является применение высокоактивных штаммов бактерий, устойчивых к экстремальным условиям. Поэтому адаптация микроорганизмов рассматривается как один из интенсивных факторов ускорения бактериальных окислительных процессов. Кроме адаптации, для повышения активности штаммов *A. ferrooxidans* предложена направленная селекция микроорганизмов и индуцированный мутагенез. Для индуцированных мутантов, обладающих повышенной окислительной активностью, в качестве мутагенов возможно применение ультрафиолетового облучения и различных химических соединений, например, этиленimina, нитрозогуанидина. Однако при КБВ применение мутантов не дало положительных результатов вследствие вытеснения их аутохтонной микрофлорой.

Одним из перспективных направлений повышения активности микробиологических процессов является использование смешанных культур с неодинаковым типом метаболизма и термофильных культур. Практика чанового выщелачивания показала, что микрофлора представлена в основном культурой *A. ferrooxidans*. Тем не менее, обнаруживается присутствие *A. thiooxidans* и *Leptospirillum ferrooxidans*, которые принимают активное участие в окислении сульфидных минералов и железа, причем количество их может быть довольно значительным.

С целью повышения эффективности биогидрометаллургической технологии в ЦНИГРИ проводятся исследования в направлении повышения извлечения благородных металлов при одновременном сокращении продолжительности бактериального выщелачивания за счет более полного окисления основных золотосодержащих сульфидов, в т.ч. наиболее упорного пирита. Основной задачей исследований является научно обоснованный выбор микроорганизмов умеренно-термофильных: *Acidithiobacillus*, *Leptospirillum*, *Sulfobacillus* и *Ferroplasma* применительно к составу исследуемых концентратов и создание ассоциаций, способных с наибольшей эффективностью осуществлять окисление сульфидов и всех промежуточных соединений, образующихся при бактериальном выщелачивании концентратов. При экспериментальных исследованиях установлено, что использование ассоциации микроорганизмов, состоящей из высокоэффективных штаммов мезофильных и умеренно-термофильных бактерий, повышает степень окисления основных золотосодержащих сульфидов (арсенопирита и пирита) и способствует снижению содержания элементной серы [16]. Достигнута высокая степень окисления сульфидов (96...98 % арсенопирита, 70...85 % пирита) и извлечение благородных металлов 94...96 % [16].

Разработанная ЦНИГРИ технологическая схема и режимы биогидрометаллургической технологии апробированы в непрерывном режиме применительно к концентратам различных месторождений [16]. Во всех случаях продолжительность биовыщелачивания была существенно снижена со 120 до 90...70 ч по сравнению с ранее разработанной одностадиальной схемой. При этом степень окисления арсенопирита составила 98...99 %, пирита - 70...83 %. Извлечение золота в процессе сорбционного цианирования твердых продуктов биоокисления находилось на уровне 94...98 % [16].

Кроме чанового для переработки золотосодержащих руд применяется кучное бактериальное окисление, так способ КБВ с предварительным биоокислением золотосодержащего минерального сырья включает измельчение пиритной или арсенопиритной руды с тонковкрапленным золотом, пропитку рас-

твором, содержащим соответствующие бактерии (доля раствора составляет 4... 12 % от массы руды), брикетирование и укладку в кучи высотой 180 см. После этого осуществляют выщелачивание руды кислыми растворами (рН менее 2,5) в течение 200 и более суток с принудительной рециркуляцией растворов [16].

Известен также способ подготовки упорных золотосодержащих сульфидных руд к выщелачиванию, включающий дезинтеграцию и / (или) агломерацию руды, бактериальное окисление руды путем обработки сернокислотным раствором, содержащим компоненты, активирующие рост бактерий, с введением колоний штаммов бактерий, окисляющих железо, медь и серу в руде [16]. Недостатками указанных способов являются сложность вещественного состава продуктов кучного выщелачивания; наличие в них значительного количества вторичных соединений железа, мышьяка, а также элементарной серы и недоокислившихся сульфидов; недостаточная степень извлечения золота; сложность и экстенсивность (продолжительность) процесса и необходимость подбора гетеротрофных микроорганизмов к конкретному минеральному сырью.

Физические способы интенсификации процессов выщелачивания обеспечивают увеличение скорости за счет активизации процессов окисления, уменьшения крупности руд и т.п., что позволяет эффективно производить переработку полезных ископаемых при КВ.

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 [16]. 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 золото-содержащих 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 возникновения ударных волн и знакопеременных давлений [16]

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), достигая наибольшей полноты интеграционного разрушения минеральных компонентов и, как следствие, максимального извлечения золота (рис.) [16] 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 [16].

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 уве-

личении 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 заряжения 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 [16].

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, NaN₃, 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. В работе были использованы концентраты, для которых еще не найдены достаточно рентабельные гидрометаллургические схемы извлечения золота, а именно, пиритный концентрат Ключевского месторождения и пирит-арсенопиритные концентраты Дарасунского и Кокпатасского месторождений. Суммарное количество золота, которое извлекается прямым* цианированием, для дарасунского концентрата составляет 79,6 %, для Ключевского - 75,6 %. Наиболее упорным из исследованных концентратов является кокпататасский, из которого прямым цианированием извлекается не более 8... 12 % золота, поэтому для его переработки рекомендуются сложные комбинированные схемы [16]. Для дарасунского и Ключевского концентратов с целью достижения приемлемых величин извлечения золота также рекомендовались комбинированные схемы с окислительным обжигом последующей переработкой огарков. МХА позволила существенно повысить: степень извлечения золота в цианистые растворы. Максимальное извлечение золота для наиболее упорного кокпатасского концентрата (73...77 %) полученного после активации в воде с добавками MnO_2 , в этих же условиях достигнуто максимальное извлечение золота и из Ключевского концентрата - 90,0... 93,7 %.

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 выщелачивание, 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°C). Этот прием широко применяли на заводе Прести (Гана) с начала 1940-х гг. для переработки флото-концентратов, содержащих активное углеродистое вещество. При этом оставшееся РУВ пассивировали дизельным топливом, получая общее извлечение золота на уровне 85...90 % [16].

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 [16]. В этом случае потери золота могут быть количественно оценены с помощью аналитического метода TOF-LIMS [16].

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 °C) 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 °C, 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 со-

ставе доломита или известняка. С использованием SEM-анализа установлено наличие элементного золота (-0,2 мкм), выделившегося на органическом углероде. Это позволило предположить, что в процессе автоклавной обработки золото сначала растворялось, а затем переосаждалось, восстанавливаясь углеродом.

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 получаемых продуктов, что позволило повысить степень извлечения металлов, сократить время 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. Секисовым разработана технологическая схема, запатентованная в США, на основании которой создана лабораторная установка, обеспечивающая возможность интенсивного образования метастабильных комплексных радикалов и ионов при фотоэлектрохимической обработке сравнительно простых первичных реагентов.

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

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

б) 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 постоянного 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 % [16]. Разработанный способ электрохимической обработки пульпы продуктов бактериального окисления упорных золото-мышьяковых концентратов месторождений Нежданинское, 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.

5 БЕЗОПАСНОСТЬ И ЭКОЛОГИЧНОСТЬ ПРОЕКТА

Дипломный проект ЗИФ выполнен в соответствие с основными нормативными документами:

- «Единым правилам безопасности при дроблении, сортировке, обогащении полезных ископаемых и окусковании руд и концентратов» утвержденным Постановлением Госгортехнадзора России от 04.06.03 № 47; (ЕПБ) [6].

- «Санитарным правилам организации технологических процессов, гигиеническим требованиям к производственному оборудованию» [18];

- «Санитарным правилам и нормами для предприятий цветной металлургии» [17,27,32].

Все эти воздействия учтены в технологических инструкциях, инструкциях по технике безопасности, в которых также отражены требования по обеспечению пожаро- и взрывобезопасности, эксплуатации электрооборудования, личной гигиены и т.д.

5.1 Электробезопасность

Электро- и газосварка относится к работам с повышенной опасностью. При сварочных работах, на ЗИФ, имеют место следующие вредные факторы: повышенная температура поверхностей оборудования и материалов, повышенная температура воздуха рабочей зоны, опасный уровень напряжения в электрической цепи, замыкание которой может произойти через тело человека, повышенная яркость света и др [23].

К опасностям механического характера на проектируемой фабрике следует отнести перемещение грузов автотранспортом, бульдозерным, конвейерным и другим вспомогательным оборудованием относится перемещение различных грузов различной массы, сырья, вращающиеся и движущиеся части машин и механизмов.

В проекте выполнены следующие требования:

- все обслуживающие площадки, переходные мостики и лестницы прочные, устойчивые и снабжены перилами высотой 1,2 м с перекладиной и сплош-

ной обшивкой понизу на высоту 0,2 м. Движущие части механизмов и рабочие площадки имеют ограждения, высотой 1,2 м;

- лестницы к рабочим площадкам и механизмам имеют угол наклона:

а) постоянно эксплуатируемые - 45 град.;

б) посещаемые 1-2 раза в смену - 60 град.;

в) в колодцах и зумпфах - до 90 град.;

- ширина лестниц 0,7 м, высота ступеней - 0,3 м, ширина ступеней - 0,25

м. Металлические ступени лестниц площадки выполнены из рифленого металла;

- все монтажные проемы, приемки, зумпфы, колодцы, канавы, расположенные в зданиях и сооружениях, ограждены перилами на высоту 1,2 м со сплошной обшивкой по низу перил на высоту 0,2 м и в необходимых местах снабжены переходными мостиками шириной 1,2 м.

Технические устройства оснащены сигнальными средствами, необходимой контрольно-измерительной аппаратурой. Движущиеся части механизмов (муфт, передач, шкивов и т.п.) и рабочие площадки имеют исправные ограждения. Рабочие места имеют освещение, комплект исправного инструмента, приспособлений, защитных средств от поражения электрическим током, оснащены противопожарными средствами. На промплощадке предусмотрено устройство противопожарного водопровода.

Эксплуатация, обслуживание технических устройств, а также их монтаж, демонтаж производится в соответствии с руководством по эксплуатации, техническими паспортами и другими нормативными документами заводоизготовителей [12,18].

В галерее подачи руды и галерее удаления кека фильтрации предусмотрены:

- устройство для аварийной остановки конвейера из любого места по его длине;

- сигнализацию о начале запуска оборудования.

Во время работы аппаратов гравитационного обогащения контактировать

с его движущимися и вращающимися частями, смазывать подшипники, извлекать посторонние предметы из аппарата, запрещается.

Пусковые устройства мельниц и классификаторов расположены таким образом, чтобы работник, включающий мельницу и классификатор, мог наблюдать за их работой.

Работать внутри мельницы разрешается только по наряду-допуску после выполнения всех установленных в нем требований безопасности согласно технологической карты (проекту производства работ).

Для обслуживания классификаторов рабочие площадки расположены на уровне 600 мм ниже бортов ванны классификатора. Со стороны, противоположной ванне классификаторов, рабочие площадки оборудованы металлическими перилами высотой 1,2 м [6].

Подъемно-транспортные работы относятся к особо опасным работам и связаны подъемом перемещением грузов различной массы по цеху. На проектируемой фабрике для ремонта и обслуживания машин и механизмов, а также для перемещения тяжелого оборудования, узлов и деталей предусмотрены необходимые грузоподъемные средства и приспособления: (мостовые краны, кран-балки, тельферы, тали и др.), различной грузоподъемности.

5.2 Пожаробезопасность

Неисправность оборудования, неправильное устройство или нарушение техники эксплуатации электрических сетей и электрооборудования, курение в запрещенных местах, нарушение правил безопасности при производстве огнеопасных работ, неправильное хранение сырья – это все может привести к пожару на обогатительной фабрике.

Основные решения по проектированию ОФ обусловлены требованиями пожарной безопасности и ГОСТ 12.1.004-91 ССБТ [24].

В соответствии с ЕПБ [6], неисправное оборудование, неправильное устройство эксплуатации электрических сетей и электрооборудования, курение в неположенных местах, нарушение правил безопасности при проведении огнеопасных работ, неправильное использование сырья - все это может привести к

пожару на фабрике.

На случай возникновения пожара проектом предусмотрен выход из здания и его помещений через эвакуационный выход. В цехе доводки, в 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 расположены углекислотные огнетушители; ведра, лопаты, ящики с сухим песком устанавливаются в цехах с большим количеством электрооборудования. Предусмотрены мероприятия по пожароопасности вентиляционных систем, согласно СНиП 2.04.05 -91 [25].

Мероприятия по снижению опасности на проектируемой обогатительной фабрике

Все мероприятия, связанные с устранением и предупреждением перечисленных выше факторов построены на использовании существующих нормативных документов [12]. Объекты, на которых ведутся работы по обогащению полезных ископаемых, в соответствии с Федеральным законом от 21.07.97 г. № 116-ФЗ «О промышленной безопасности опасных производственных объектов» [21], отнесены к опасным производственным объектам. Одним из основных нормативных технических документов в области промышленной безопасности на этих объектах являются «Единые правила безопасности при дроблении, сортировке, обогащении полезных ископаемых и окусковании руд и концентратов» ЕПБ [6]. Передвижение людей на территории обогатительной фабрики производится по специально устроенным пешеходным дорожкам.

Исходя, из ЕПБ [6] в проекте выполнены следующие требования

- все обслуживающие площадки, переходные мостики и лестницы прочные, устойчивые и снабжены перилами высотой 1,2 м с перекладиной и сплошной обшивкой понижу на высоту 0,2 м. Движущие части механизмов и рабочие площадки имеют ограждения, высотой 1,2 м;

- лестницы к рабочим площадкам и механизмам имеют угол наклона:

а) постоянно эксплуатируемые – 45град.;

б) посещаемые 1 – 2 раза в смену – 60 град.;

в) в колодцах и зумпфах – до 90 град.;

– ширина лестниц 0,7м, высота ступеней – 0,3 м, ширина ступеней – 0,25 м; металлические ступени лестниц площадки выполнены из рифленого металла;

– все монтажные проемы, прямки, зумпфы, колодцы, канавы, расположенные в зданиях и сооружениях, ограждены перилами на высоту 1,2 м со сплошной обшивкой по низу перил на высоту 0,2 м и в необходимых местах снабжены переходными мостиками шириной 1,2 м.

Технические устройства оснащены сигнальными средствами, необходимой контрольно-измерительной аппаратурой. Движущиеся части механизмов (муфт, передач, шкивов и т.п.) и рабочие площадки имеют исправные ограждения. Рабочие места имеют освещение, комплект исправного инструмента, приспособлений, защитных средств от поражения электрическим током, оснащены противопожарными средствами. На промплощадке предусмотрено устройство противопожарного водопровода.

Эксплуатация, обслуживание технических устройств, а также их монтаж, демонтаж производится в соответствии с руководством по эксплуатации, техническими паспортами и другими нормативными документами заводов–изготовителей.

Во время работы аппаратов гравитационного обогащения контактировать с его движущимися и вращающимися частями, смазывать подшипники, извлекать посторонние предметы из аппарата, в соответствии ЕПБ [6], запрещается.

Пусковые устройства мельниц и классификаторов расположены таким образом, чтобы работник, включающий мельницу и классификатор, мог наблюдать за их работой.

Работать внутри мельницы разрешается только по наряду–допуску после выполнения всех установленных в нем требований безопасности согласно технологической карты (проекту производства работ).

5.3 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.

Нормы предусматривают следующую искусственную освещенность по рабочим местам (не менее): лестницы, коридоры, проходы – 10 лк; неподвижные колосниковые грохота и ленточные конвейеры – 20 лк; подвижные грохота, мельницы и другое оборудование – 30 лк.

Нормы освещенности поддерживаются установкой и подлежащим размещению в производственном помещении достаточного числа светильников.

Защита от производственной пыли и вредных газов на ЗИФ обеспечена за счет внедрения мероприятий и средств по предупреждению загрязнения воздушной среды:

- герметизация производственного оборудования;
- нормальное функционирование систем отопления, вентиляции, кондиционирования воздуха, очистки выбросов в атмосферу;
- предварительные и периодические медицинские осмотры работающих, во вредных условиях, профилактическое питание, соблюдение правил личной гигиены;
- контроль за содержанием вредных веществ в воздухе рабочей зоны (установлены газоанализаторы);
- использование средств индивидуальной защиты.

Гидрометаллургические процессы, осуществляемые на ЗИФ, являются опасными производственными объектами, на которые распространяется дейст-

вие Федерального Закона «О промышленной безопасности опасных производственных объектов». В соответствии с этими законами на проектируемой фабрике в гидрометаллургическом отделении постоянно осуществляется комплекс мероприятий по соблюдению требований промышленной безопасности, которые обеспечивают безопасность и здоровье обслуживающего персонала в процессе их трудовой деятельности, созданы безопасные условия труда, ведётся предупреждение аварий на опасном производственном объекте и предотвращение ущерба окружающей среде.

К работе по обслуживанию технологических процессов гидрометаллургии допускаются только лица, ознакомленные с правилами, соблюдение которых обеспечивает безопасность работы в соответствии с требованиями ЕПБ [5]. Все работники, обслуживающие гидрометаллургическое производство, имеют профессиональное образование, соответствующее профилю выполняемых работ.

В гидрометаллургическом производстве основную опасность и вредность для организма человека представляют летучие пары синильной кислоты, которые выделяются из пульп и растворов, содержащих цианистый натрий.

Для обеспечения на рабочих местах полного удаления паров синильной кислоты, предусмотрена вентиляция как местная, так и приточно-вытяжная. Местная вентиляция устроена для отсоса вредных газов, образующихся в аппаратуре при проведении технологического процесса, непосредственно из оборудования. Приточно-вытяжная вентиляция предусмотрена для удаления газов из производственных помещений. При этом одновременно в помещение непрерывно подается свежий воздух, который принудительно нагнетается приточными вентиляторами. Оборудование приточно-вытяжной вентиляционной системы располагается в отдельном помещении (венткамера), которое связано с рабочими местами системой воздухопроводных трубопроводов (воздуховодов).

5.4 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 [26].

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

Потенциальными источниками загрязнения окружающей среды в районе расположения проектируемой обогатительной фабрики являются:

- отвалы вскрышных пород и забалансовых руд;
- рудный склад;
- подъездные дороги;
- транспорт и технологическое оборудование;
- дробильный цех;
- главный корпус обогатительной фабрики;
- хвостохранилище хвостов флотации и гравитации.

В проекте предусмотрена нормализация воздушной среды в отделениях, поскольку в ходе технологического процесса выщелачивания руд в цианистых растворах выделяется цианистый водород HCN, отличающийся высокой токсичностью [19]. Поэтому на фабрике уделяется постоянное внимание вопросу сооружения и совершенствования вентиляционных установок с одновременным проведением мероприятий по контролю воздушной среды на рабочих местах и улучшению состояния оборудования и его герметизации. Для защиты от синильной кислоты в проекте осуществляется герметизация оборудования и вентиляционный откос. Применяемые вентиляторы: Ц6-46, Ц4-55, Ц4-14-46, Ц4-70. Вентиляционной системой из цехов фабрики удаляется воздух, загрязненный парами H₂SO₄, HCN, H₂S, NO [26].

В проекте предусматривается максимальное использование оборотной воды, возвращение всех дренажных стоков и растворов в технологический процесс. Обезвреживание хвостов, их складирование и подача оборотной воды из

хвостохранилища осуществляется по существующей на фабрике схеме.

Защита атмосферы от загрязнений решена при помощи герметизации максимального количества оборудования, гидрообеспыливания в аспирационных системах.

Вспомогательные производства загрязняют атмосферу в основном выбросами неорганической пыли и выделениями от работающего автотранспорта [27].

Превышение гребня намывной дамбы над уровнем воды в отстойном пруду хвостохранилища составляет 8,85 м. Дамба не имеет трещин, оползней, осадок. Фильтрация воды через тело дамбы отсутствует из-за низкого уровня воды в пруду - отстойнике. Скважный водозабор будет включать в себя 23 скважинных перехвата дренажных вод, перехватывающих профильтровывающуюся воду из хвостохранилища на насосную ОВС. В течении года будет выполняться отбор проб воды на химический состав оборотной воды из скважины перехвата и контрольных скважин.

Охрана атмосферного воздуха от загрязнения

На проектируемой ЗИФ для защиты воздушного бассейна от вредных выбросов предусмотрено [28,33]:

- 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, с целью снижения образования цианистого водорода, в раствор вводится защитная щелочь (известковое молоко концентрацией 0,01 % - 0,015 %);

- укрытие узлов раскрытия пылящих реагентов, ёмкостного оборудования с предупредительным удалением запыленного воздуха и последующей его очисткой, цианидсодержащая хвостовая пульпа обезвреживается железным купоросом, обезвреживания хвостовой пульпы с использованием формальдегида, использование гипохлорита кальция, щелочи, соляной кислоты, извести и флюсов, в плавильном процессе.

В корпусе приготовления реагентов наличие контроля концентрации вредных газов в помещениях позволяет не только не допустить увеличение концентрации, но и контролировать работу установок нейтрализации их перед выбросом. Складские помещения, узлы раскрытия и растворения реагентов оборудованы приточно-вытяжной вентиляцией.

Охрана поверхностных и подземных вод

Проектом предусмотрен полный водооборот, главным направлением в мероприятиях по охране окружающей среды, водоемов, рек, полное прекращение сброса от загрязнений сточных вод. Это осуществляется путем оборотного водоснабжения. Для предотвращения фильтрации хвостохранилище располагается на глинистых, плохо фильтрационных породах, на дно укладывается противофильтрационная пленка, пленку сваривают между собой [29].

Весь слив хвостохранилища и используется в качестве оборотной воды на фабрике.

На предприятии будут осуществляться мероприятия по устройству и безопасной эксплуатации хвостохранилища [30]. Эксплуатация хвостового хозяйства предусматривает природоохранные мероприятия. Поверхностные воды с водосборной площадки вокруг хвостохранилища перехватываются каналами и отводятся незагрязненными за низовую плотину, канал служит также для сброса ливневых паводковых вод из хвостохранилища. Перехваченные дренажными канавами фильтрационные потоки направляются в шламохранилище. В нижнем бьефе дамб хвостохранилища предусматриваются наблюдательные скважины.

Дренажные сооружения, расположенные за низовой плотинной при нормальной работе дренажной насосной станции исключают попадание фильтрующих вод из хвостохранилища в естественные водотоки.

Эксплуатация, осмотр, ремонт всех зданий и сооружений хвостового хозяйства выполняется в соответствии с требованиями ЕПБ [14,26].

Охрана почв от отходов производства

В процессе эксплуатации на обогатительной фабрике образуются сле-

дующие виды отходов производства:

- тара реагентов;
- металлолом;
- производственный мусор и щепа.

С целью охраны окружающей среды предусматривается складирование тары на промплощадке. По мере накопления барабанов и бочек из-под реагентов и других веществ их периодически вывозят, на переработку.

Металлолом образующий при работе измельчительного оборудования относится к IV классу опасности и будет реализоваться 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.

Рекультивация нарушенных земель

Законодательные требования Российской Федерации в области рекультивации, в основном, определяются рамками «Основных положений о рекультивации земель, снятии, сохранении и рациональном использовании плодородного слоя почвы» [31].

В проекте предусмотрено при размещении, проектировании, строительстве, эксплуатации, фабрики, рекультивация нарушенных земель что является основным способом достижения воспроизводства земельных ресурсов, создания антропогенных культурных ландшафтов. В соответствии с ГОСТ 17.1.1.01-77 [29], технических условий заказчика, почвенных и ландшафтных характеристик, основной горно-технический этап рекультивации который состоит из следующего комплекса работ:

При размещении хвостохранилища предусмотрено снятие почвенного, растительного слоя и обеспечение его сохранности:

- планировка поверхностей;
- создание нового русла водотока с обеспечением неразмывающих скоростей потока [34].

6 ЭКОНОМИЧЕСКАЯ ЧАСТЬ

6.1 Организация работ и режим работы фабрики

Режим работы фабрики непрерывный - 24 часа в 3 смены. Календарный фонд времени $T_k = 365$ дн. Время на ремонтное обслуживание $T_{рем} = 35$ дн. Рабочий фонд времени $T_{раб} = 330$ дн.

Таблица 6.1 - Плановый баланс рабочего времени

Наименование	Дни
1 Календарное время	365
2 Число выходных и нерабочих дней по графику	93
3 Номинальный фонд рабочего времени (п. 1 – п. 2)	272
4 Невыходы на работу, 4 % от (п. 2)	3
5 Эффективный фонд рабочего времени (п. 3 – п. 4)	269

6.2 Производственная мощность и производственная программа

Производственная мощность и производственная программа по сырью:

$$M_c = A(T_{кал} - T_{пер}) \times N, \quad (6.1)$$

$$M_c = 1 \times (365 - 35) \times 14400 = 4833156,24 \text{ т/год.}$$

Коэффициент интегральной нагрузки, формула (6.2):

$$K_{ин} = K_{э} \times K_{и}, \quad (6.2)$$

$$K_{ин} = 0,9 \times 0,904.$$

$$ПП_c = M_c \times K_{ин}, \quad (6.3)$$

$$ПП_c = 4833156,24 \times 0,81 = 3914856,55 \text{ т/год}$$

Производственная мощность и производственная программа по концентрату:

Лигатурное золото:

$$M_k = 4833156,24 \times 0,00016 : 100 = 7,73 \text{ т/год.}$$

$$ПП_k = M_k \times K_{ин}, \quad (6.4)$$

$$ПП_k = 6,26 \text{ т/год.}$$

$$ТП_k = ПП_k \times Ц_k, \quad (6.5)$$

$$ТПк = 6,26 \times 960000000 = 6013219667,55 \text{ руб./год.}$$

Товарная продукция:

$$ТП = \sum ТПк , \quad (6.6)$$

$$ТП = 6013218816 \text{ руб.}$$

Таблица 6.2 - График сменности на предприятии

Бригада	Числа месяца																														
	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20	21	22	23	24	25	26	27	28	29	30	31
1	1	1	1	1	в	2	2	2	2	в	3	3	3	3	в	в	1	1	1	1	в	2	2	2	2	в	3	3	3	3	в
2	в	2	2	2	2	в	3	3	3	3	в	в	1	1	1	1	в	2	2	2	2	в	3	3	3	3	в	в	1	1	1
3	2	в	3	3	3	3	в	в	1	1	1	1	в	2	2	2	2	в	3	3	3	3	в	в	1	1	1	1	в	2	2
4	3	3	в	в	1	1	1	1	в	2	2	2	2	в	3	3	3	3	в	в	1	1	1	1	в	2	2	2	2	в	3

6.3 Численность трудящихся

$$Чяв = Нчис \times А \times С Чсп = Чяв \times Ткал : Тэф, \quad (6.7)$$

Таблица 6.3 - Расчет численности трудящихся

Оборудование / профессия	Количество	НЧисл.	Бригад	ЧисЯв	ЧисСпис
1	2	3	4	5	6
Пачук 22×6,6	30	0,1			
Агитаторщик		3	4	12	16
Автокар	2	0,5			
Водитель		1	4	4	5
Гидроциклон ГЦ-710	20	0,1			
Гидроциклонщик		2	4	8	10
Грохот ГИЛ-52	4	0,5			
Грохот барабанный ГБ-1,	2	0,98			
Грохот ГСТ-72 М-1	2	0,5			
Грохотовщик		4,96	4	20	27
Колонна для ренгенераци	14	0,33			
Десорбщик		4,62	4	20	27
Контактный чан КЧ-6,3	7	0,5			
Емкость	6	0,33			
Дозировщик		5,48	4	24	32
Таль электрическая	3	0,02			
Дробилка	1	0,4			
Бункер	4	0,02			
Грохот колосниковый	1	0,01			
Дробильщик		0,55	4	4	5
Кран мостовой 35 т	1	1			
Кран мостовой 25 т	1	1			
Кран-балка 5 т	1	0,2			

Крановщик		2,2	4	8	10
Вакуум-насос	7	0,06			

Продолжение таблицы 6.3

1	2	3	4	5	6
Машинист вакуум-насосов		0,42	4	4	5
Конвейер ленточный	4	0,2			
Машинист конвейера		0,8	4	4	5
Мельница МШР-36х50	4	0,7			
Мельница ММС 90х30А	2	0,7			
Гидроклассификатор ГК-	7	0,2			
Питатель пластинчатый	2	0,2			
Машинист мельницы		6	4	24	32
Пульподелитель	4	0,03			
Компрессор	1	0,1			
Насос	13	0,1			
Насосщик		1,52	4	8	10
Нейтрализатор	1	0,9			
Нейтрализаторщик		0,9	4	4	5
Печь для обжига	1	0,9			
Обжигальщик		0,9	4	4	5
Отсадочная машина МО	2	0,7			
Отсадчик		1,4	4	8	10
Электропечь СУР 6/12	1	0,9			
Плавильщик		0,9	4	4	5
Пробоотборник	8	0,1			
Анализатор	1	0,4			
Пробщик		1,2	4	4	5
Пылеуловитель	2	0,98			
Пылевщик		1,96	4	8	10
Сгуститель Ц-50	2	0,8			
Сгустительщик		1,6	4	8	10
Дешламатор магнитный	3	0,02			
Воздуходувка	4	0,1			
Сепараторщик		0,46	4	4	5
Элеватор	1	0,33			
Элеваторщик		0,33	4	4	5
Электролизер ЭУ-10В	2	1			
Электролизерщик		2	4	8	10
Вспомогательные рабочие 40 %					101
ВСЕГО:					355

Таблица 6.4 - Заработная плата ИТР, служащих и МОП

Должность	Кол-во	Оклад	Ркоэф	С Ркоэф	Премия	С премией	Доп.з/п	С доп з/п	В год, руб.
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
Начальник ОФ	1	40000	50 %	60000	30 %	78000	10 %	85800	1029600
Главный инженер	1	36000	50 %	54000	30 %	70200	10 %	77220	926640
Главный технолог	1	36000	50 %	54000	30 %	70200	10 %	77220	926640

Главный энергетик	1	34000	50 %	51000	30 %	66300	10 %	72930	875160
-------------------	---	-------	------	-------	------	-------	------	-------	--------

Продолжение таблицы 6.4

1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
Главный механик	1	32000	50 %	48000	30 %	62400	10 %	68640	823680
Начальник цеха	2	30000	50 %	90000	30 %	117000	10 %	128700	1544400
Геолог	1	30000	50 %	45000	30 %	58500	10 %	64350	772200
Маркшейдер	1	30000	50 %	45000	30 %	58500	10 %	64350	772200
Инженер по ТБ	1	28000	50 %	42000	30 %	54600	10 %	60060	720720
Инженер-эколог	1	26000	50 %	39000	30 %	50700	10 %	55770	669240
Старший мастер	1	30000	50 %	45000	30 %	58500	10 %	64350	772200
Мастер	4	26000	50 %	156000	30 %	202800	10 %	223080	2676960
Старший диспетчер	1	30000	50 %	45000	30 %	58500	10 %	64350	772200
Диспетчер	4	24000	50 %	144000	30 %	187200	10 %	205920	2471040
ЗавГар	1	24000	50 %	36000	30 %	46800	10 %	51480	617760
Секретарь	1	80000	50 %	120000	30 %	156000	10 %	171600	2059200
Кладовщик	1	16000	50 %	24000	30 %	31200	10 %	34320	411840
Охрана	4	100000	50 %	600000	30 %	780000	10 %	858000	10296000
Уборщица	1	80000	50 %	120000	30 %	156000	10 %	171600	2059200
Прачка	2	10000	50 %	30000	30 %	39000	10 %	42900	514800
ВСЕГО:	31								31711680

Таблица 6.5 - Заработная плата промышленно-производственного персонала

Профессия	Кол-во	Тариф	Р коэф	С Р коэф	Премия	С премией	Доп з/п	С доп з/п	В год, руб.
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
Агитаторщик	16	1060	50 %	25440,00	50 %	38160,00	20 %	45792,00	12318048,00
Водитель	5	1240	50 %	9300,00	50 %	13950,00	20 %	16740,00	4503060,00
Гидр оциклонщик	10	1060	50 %	15900,00	50 %	23850,00	20 %	28620,00	7698780,00
Грохотовщик	27	1240	50 %	50220,00	50 %	75330,00	20 %	90396,00	24316524,00
Десорбщик	27	1240	50 %	50220,00	50 %	75330,00	20 %	90396,00	24316524,00
Дозировщик	32	1240	50 %	59520,00	50 %	89280,00	20 %	107136,00	28819584,00
Дробильщик	5	1452	50 %	10890,00	50 %	16335,00	20 %	19602,00	5272938,00
Крановщик	10	1240	50 %	18600,00	50 %	27900,00	20 %	33480,00	9006120,00
Машинист вакуум-насоса)	5	1240	50 %	9300,00	50 %	13950,00	20 %	16740,00	4503060,00
Машинист конвейера	5	1060	50 %	7950,00	50 %	11925,00	20 %	14310,00	3849390,00
Машинист мельницы	32	1240	50 %	59520,00	50 %	89280,00	20 %	107136,00	28819584,00
Насосщик	10	1240	50 %	18600,00	50 %	27900,00	20 %	33480,00	9006120,00
Нейтрализаторщик	5	1240	50 %	9300,00	50 %	13950,00	20 %	16740,00	4503060,00
Обжигальщик	5	1700	50 %	12750,00	50 %	19125,00	20 %	22950,00	6173550,00
Отсадчик	10	1452	50 %	21780,00	50 %	32670,00	20 %	39204,00	10545876,00
Плавыльщик	5	1700	50 %	12750,00	50 %	19125,00	20 %	22950,00	6173550,00
Пробщик	5	1452	50 %	10890,00	50 %	16335,00	20 %	19602,00	5272938,00
Пылевщик	10	1060	50 %	15900,00	50 %	23850,00	20 %	28620,00	7698780,00
Стукачительщик	10	1452	50 %	21780,00	50 %	32670,00	20 %	39204,00	10545876,00

Сепараторщик	5	1452	50 %	10890,00	50 %	16335,00	20 %	19602,00	5272938,00
--------------	---	------	------	----------	------	----------	------	----------	------------

Продолжение таблицы 6.5

1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
Элеваторщик	5	1240	50 %	9300,00	30 %	12090,00	10 %	13299,00	3577431,00
Электролизерщик	10	1700	50 %	25500,00	50 %	38250,00	20 %	45900,00	12347100,00
Вспомогательные рабочие 40 %									49187575,2
ВСЕГО:									172156513,2

6.4 Производительность труда

Труд может быть производительный и менее производительный. Показателем эффективности труда является его производительность.

Повышение производительности труда имеет большое экономическое и социальное значение, которое необходимо рассматривать на макро- и микро-уровне.

Производительность по руде, формула (6.8):

$$Pr = Q_{\text{год}} : Ч_{\text{сп}}, \quad (6.8)$$

Производительность по концентрату, формула (6.9):

$$Ptп = ТП : Ч_{\text{сп}}, \quad (6.9)$$

$$Pr = Q_{\text{год}} : Ч_{\text{сп}} = 11027 \text{ т/год/чел};$$

$$Ptп = ТП : Ч_{\text{сп}} = 16938644 \text{ руб./год/чел.}$$

6.5 Заработная плата трудящихся

Политика в области оплаты труда является составной частью управления предприятием, и от нее в значительной мере зависит эффективность его работы, так как заработная плата является одним из важнейших стимулов в рациональном использовании рабочей силы. Заработная плата - это часть издержек на производство и реализацию продукции, идущая на оплату труда работников предприятия. Различают номинальную и реальную заработную плату.

Номинальная заработная плата - это начисленная и полученная работником заработная плата за его труд за определенный период.

Реальная заработная плата - это количество товаров и услуг, которые можно приобрести за номинальную заработную плату.

Расчет годового фонда заработной платы представлен в таблице 6.6

Таблица 6.6 - Расчет годового фонда заработной платы

Категория работников	Сумма, руб.
Рабочие	172156513,20
ИТР и МОП	31711680,00
Социальный налог	61160457,96
ИТОГО	265028651,16

6.6 Основные фонды

Основные фонды являются составной частью имущества предприятия.

Основные средства – это основные фонды в стоимостном выражении.

Основные средства – это средства труда, которые неоднократно участвуют в производственном процессе, сохраняя при этом свою натуральную форму, а их стоимость переносится на производимую продукцию частями по мере снашивания в виде амортизационных отчислений.

Таблица 6.7 – Расчет стоимости зданий

Наименование	Площадь, м ²	Цена, руб.	Сумма, руб.
Хим.лаборатория	1000	40000	40000000
Склад	100	60000	6000000
Склад реагентов	900	60000	54000000
Компрессорная	50	48000	2400000
Подстанция	30	80000	2400000
Стоянка автотранспорта	2000	100000	200000000
Административное здание	200	80000	16000000
Главный корпус	400	80000	32000000
Корпус дробления	200	80000	16000000
Гараж	50	40000	2000000
Котельная	500	40000	20000000
Корпус приема сырья	600	40000	24000000
Корпус затарки	100	24000	2400000
Склад готовой продукции	500	36000	18000000
Мех. мастерские	200	24000	4800000
ИТОГО:			440000000

К ним относятся средства труда со сроком службы более одного года и стоимостью более 100 ММЗП (с 1997 г.) за единицу (ММЗП – минимальная месячная заработная плата). Важнейшим показателем производственной структуры ОПФ является доля активной части в их общей стоимости. Это связано с

тем, что объем выпуска продукции, производственная мощность предприятия, другие экономические показатели работы предприятия в значительной мере зависят от величины активной части ОПФ.

Таблица 6.8 – Расчет стоимости оборудования

Оборудование	Кол-во	Цена, руб.	Монтаж, 15 %	Транспортировка, 20 %	Стоимость, руб.
1	2	3	4	5	6
Грохот колосниковый	1	108000	16200	21600	145800,00
Кран мостовой 35 т	1	252000	37800	50400	340200,00
Кран-балка 5 т	1	2200000	330000	440000	2970000,00
Компрессор	1	1260000	189000	252000	1701000,00
Насос	13	120000	18000	24000	2106000,00
Дробилка	1	324000	48600	64800	437400,00
Пылеуловитель	2	3400000	510000	680000	9180000,00
Насос песковый ПБ 40/16	3	74000	11100	14800	299700,00
Вакуум-насос	7	100000	15000	20000	945000,00
Воздуходувка	4	20000	3000	4000	108000,00
Пробоотборник	8	80000	12000	16000	864000,00
Анализатор	1	540000	81000	108000	729000,00
Конвейер ленточный	4	342000	51300	68400	1846800,00
Бункер	4	1440000	216000	288000	7776000,00
Автокар	2	252000	37800	50400	680400,00
Мельница ММС 90х30А	2	29376000	4406400	5875200	79315200,00
Дешламатор магнитный	3	979200	146880	195840	3965760,00
Элеватор	1	234000	35100	46800	315900,00
Мельница МШР-36х50	4	6660000	999000	1332000	35964000,00
Пачук 22х6,6	30	20000	3000	4000	810000,00
Колонна для регенерации смолы	14	128000	19200	25600	2419200,00
Сгуститель Ц-50	2	2160000	324000	432000	5832000,00
Грохот барабанный ГБ-1,5	2	432000	64800	86400	1166400,00
Грохот ГСТ-72 М-1	2	432000	64800	86400	1166400,00
Отсадочная машина МОД-1М	2	6000000	900000	1200000	16200000,00
Электролизер ЭУ-10В	2	129240	19386	25848	348948,00
Электропечь СУР 6/12	1	72000	10800	14400	97200,00
Питатель пластинчатый ПП 2-12-45	2	1087200	163080	217440	2935440,00
Кран мостовой 25 т	1	180000	27000	36000	243000,00
Гидроциклон ГЦ-710	20	59400	8910	11880	1603800,00
Печь для обжига	1	5000000	750000	1000000	6750000,00
Пульподелитель	4	2000000	300000	400000	10800000,00
Нейтрализатор	1	2000000	300000	400000	2700000,00
Гидроклассификатор ГК-4	7	72000	10800	14400	680400,00
Классификатор 1 КСН-3	6	43200	6480	8640	349920,00
Грохот ГИЛ-52	4	77040	11556	15408	416016,00

Емкость	6	68000	10200	13600	550800,00
Таль электрическая	3	34000	5100	6800	137700,00

Продолжение таблицы 6.8

1	2	3	4	5	6
Контактный чан КЧ-6,3	7	64800	9720	12960	612360,00
ИТОГО:					205509744,00
Неучтенное оборудование 3 %					6165292,32
ВСЕГО:					211675036,32

Таблица 6.9 - Расчет стоимости сооружений

Наименование	Объем	Цена, руб.	Сумма, руб.
Дамба	1200	32000	38400000
Дорога	20000	240000	4800000000
Галерея	800	20000	16000000
Трубопровод	1500	90000	135000000
Очистные сооружения	600	40000	24000000
Приемный бункер	200	18000	3600000
ЛЭП	1600	40000	64000000
Теплотрасса	1200	70000	84000000
ИТОГО:			5165000000

6.7 Структура промышленно-производственных фондов

Под структурой основных производственных фондов понимается соотношение их различных групп по вещественно-натуральному составу в общей среднегодовой стоимости. Основная задача на предприятии должна сводиться к тому, чтобы не допускать чрезмерного старения ОПФ (особенно активной части), так как от этого зависят уровень их физического и морального износа, а следовательно, и результаты работы предприятия.

Таблица 6.10 - Структура промышленно-производственных фондов

Основные фонды	Удельный вес		Амортизация	
	в процентах	в рублях	в процентах	в рублях
Здания	6,26	440000000,00	3,00	13200000,00
Сооружения	73,59	5165000000,00	5,00	258250000,00
Передающие устройства	4,13	290068237,00	20,00	58013647,00
Оборудование	3,01	211675036,32	18,00	38101506,00
Приборы	4,13	290068237,00	10,00	29006823,00
Транспорт	3,54	248629917,00	25,00	62157479,00
Инструмент	1,77	124314958,00	50,00	62157479,00
Инвентарь	1,77	124314958,00	15,00	18647243,00

Прочие	1,77	124314958,00	18,00	22376692,00
ИТОГО:	100	7018386301,32	8,00	561910869,00

Эффективность использования основных фондов:

- фондоотдача, формула (6.10):

$$\text{Фотд} = \text{ТП} : \text{Оосн}, \quad (6.10)$$

$$\text{Фотд} = 6013218816 / 7018386301,32 = 0,85;$$

- фондоемкость, формула (6.11):

$$\text{Фем} = 1 : \text{Фотд}, \quad (6.11)$$

$$\text{Фем} = 1,16;$$

- фондовооруженность, формула (6.12):

$$\text{Ф} = \text{Оосн} : \text{Чсп}, \quad (6.12)$$

$$\text{Ф} = 7018386301,32 : 355 = 19770102,25 \text{ руб./чел}$$

6.8 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 сводную таблицу.

Таблица 6.11 - Расчет стоимости вспомогательных материалов

Наименование	Единицы измерения	На 1 тонну	Расход в год	Цена, руб.	Стоимость, руб.
Футировка	тонн	0,005	19574,28	12000,00	234891360,00
Шары	тонн	0,003	11744,568	12000,00	140934816,00
Сита грохотов	кг	0,002	7829,712	8000,00	62637696,00
Лента конвейерн	м	0,01	39148,56	400,00	15659424,00
Цианид натрия	кг	0,13	508931,28	136,00	69214654,08
Известь 100 %	кг	1,4	5480798,4	22,00	120577564,80
Сода каустическая	кг	0,06	234891,36	22,00	5167609,92
Кислота серная	кг	0,082	321018,192	0,60	192610,92
Тиомочевина	кг	0,054	211402,224	180,00	38052400,32
Смола АМ-2Б	кг	0,014	54807,984	20,00	1096159,68
Газ сернистый	кг	0,2	782971,2	2,56	2004406,27
Прочие 10 %					69042870,20
ИТОГО:					759471572,19

Расчет затрат на материалы и технологическое топливо осуществляется

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

Затраты на электроэнергию рассчитывают по сумме потребляемой электрической мощности оборудования.

Таблица 6.12 - Состав оборотных фондов

Наименование	Стоимость, руб.
1 Сырье	1819660214,00
2 Материалы	759471572,19
3 Топливо	40436893,00
4 Электроэнергия	444805830,00
5 Вода	9395654,40
6 Пар	19574280,00
Прочие 3 %	92800333,31
ИТОГО:	3186144776,89

6.9 Плата за природопользование

Расчет платы за размещение жидких отходов представлен в таблице 6.13.

Таблица 6.13 - Расчет платы за размещение жидких отходов

Показатели	Значение
1 Стоимость размещения 1м ³ жидких отходов, руб.	15
2 Количество жидких отходов, м ³ /год	25191207,00
3 Плотность руды	2,30
4 Отношение Ж/Т (разжижение пульпы)	6,00
5 Коэффициент экологической ситуации	0,30
6 Плата за размещение жидких отходов, руб.	113360431,00

6.10 Себестоимость продукции

Планирование себестоимости продукции на предприятии имеет очень важное значение, так как позволяет знать, какие затраты потребуются предприятию на выпуск и реализацию продукции, какие финансовые результаты можно ожидать в плановом периоде.

Себестоимость продукции представляет выраженные в денежной форме текущие затраты предприятий на производство и реализацию продукции.

Таблица 6.14 - Калькуляция себестоимости переработки руды

Наименование	Удельный вес	Стоимость, руб.
1 Себестоимость добычи	42,51	1819660214,00
2 Вспомогательные материалы	17,74	759471572,19
3 Топливо технологическое	0,94	40436893,00
4 Электроэнергия	10,39	444805830,00
5 Заработная плата ППП	4,02	172156513,20
6 Заработная плата ИТР, служащих и МОП	0,74	31711680,00
7 Единый социальный налог	1,43	61160457,96
8 Амортизация	13,13	561910869,00
9 Прочие расходы 10 %	9,09	389131402,93
Производственная себестоимость:	100	4280445432,28
10 Внепроизводственные расходы 3 %	3	128413362,97
Цеховая себестоимость	103	4408858795,25
11 Общезаводские расходы 0,3 %	0,3	13226576,39
Полная себестоимость переработки	103,3	4422085371,63

Структура себестоимости представлена на рисунке 6.1.

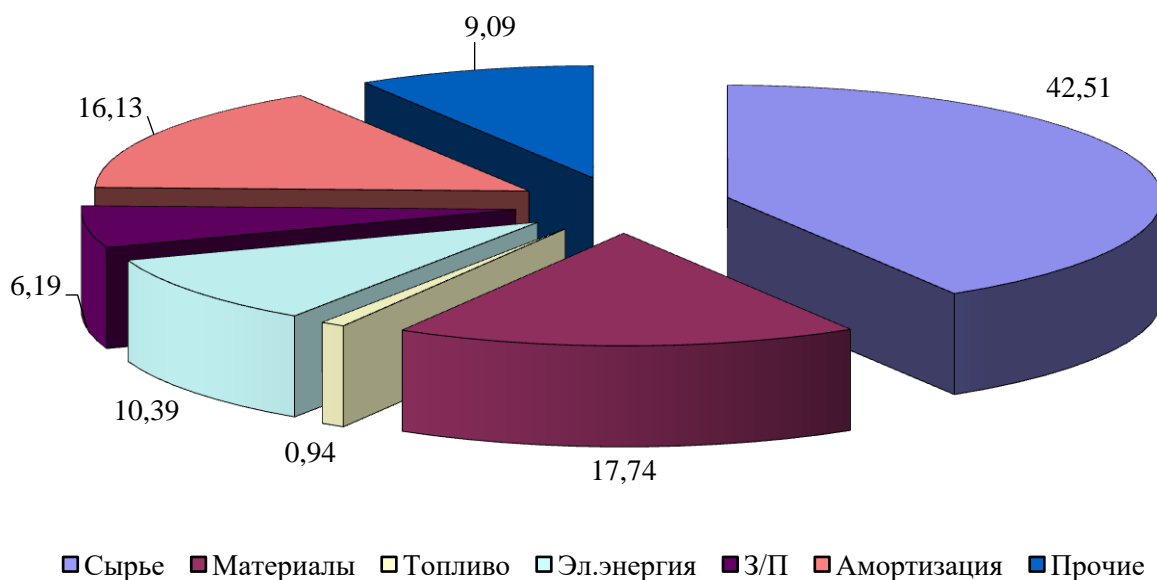


Рисунок 6.1 – Структура себестоимости

Расчет показателей эффективности инвестиционного проекта по программе CHDD.EXE представлен в таблице 6.15.

Технико-экономические показатели представлены в таблице 6.16.

Таблица 6.15 – Расчет показателей эффективности инвестиционного проекта по программе CHDD.EXE

Год	Приток от операционной деятельности			Отток от операционной деятельности			Кэш-фло от операционной деятельности	Приток от инвестиционной деятельности	
	выручка	амортизация	итого	себестоимость	налоги	итого		капитальные вложения	итого
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
1 год	6013218816	561910869	6575129685	4422085371	526732371	4948817742	1626311943	10204531077	10204531077
2 год	7516523520	702388586	8218912106	5527606714	658415464	6186022177	2032889929	0	0
3 год	9019828224	842866304	9862694528	6633128057	790098556	7423226613	2439467915	0	0
4 год	10523132928	983344021	11506476949	7738649399	921781649	8660431048	2846045900	0	0
5 год	12026437632	1123821738	13150259370	8844170742	1053464742	9897635484	3252623886	0	0
6 год	13529742336	1264299455	14794041791	9949692085	1185147834	11134839919	3659201872	0	0
7 год	15033047040	1404777173	16437824213	11055213428	1316830927	12372044355	4065779858	0	0
8 год	16536351744	1545254890	18081606634	12160734770	1448514020	13609248790	4472357844	0	0
9 год	18039656448	1685732607	19725389055	13266256113	1580197113	14846453226	4878935829	0	0
10 год	19542961152	1826210324	21369171476	14371777456	1711880205	16083657661	5285513815	0	0
11 год	21046265856	1966688042	23012953898	15477298799	1843563298	17320862097	5692091801	0	0
12 год	22549570560	2107165759	24656736319	16582820141	1975246391	18558066532	6098669787	0	0
13 год	24052875264	2247643476	26300518740	17688341484	2106929483	19795270967	6505247773	0	0
14 год	25556179968	2388121193	27944301161	18793862827	2238612576	21032475403	6911825758	0	0
15 год	27059484672	2528598911	29588083583	19899384170	2370295669	22269679838	7318403744	0	0
ИТОГО:	248045276160	23178823346	271224099506	182411021554	21727710298	204138731852	67085367654	10204531077	10204531077

Продолжение таблицы 6.15

Отток от инвестиционной деятельности			Кэш-фло от инвестицион- ной деятельности	Поток реальных денег	Накопленным итогом	Е, процент	К диск.	ЧДД	ЧДД накопленным итогом	ВНД, в процен- тах	ИД
проценты по кредиту	платежи по кредиту	итого									
11	12	13	14	15	16	17	18	19	20	21	22
2035197867	1850179879	3885377746	5365521650	-4156929713	-4156929713	15	0,87	-3614721489	-3614721489	-144,9	-0,39
1628158294	1850179879	3478338173	-3478338173	5037421771	880492058	15	0,76	3809014572	-2948942995	-167,2	-0,32
1221118720	1850179879	3071298599	-3071298599	4980873860	5861365918	15	0,66	3275005414	905000240	-158,8	0,10
814079147	1850179879	2664259026	-2664259026	4924325948	10785691866	15	0,57	2815499343	7071754570	5,15	0,76
407039573	1850179879	2257219453	-2257219453	4867778036	15653469902	15	0,50	2420145992	14854295632	14,91	1,61
0	0	0	0	2961050245	18614520147	15	0,43	1280143734	22901866376	15,28	58,48
0	0	0	0	3311541907	21926062054	15	0,38	1244931262	31144685242	16,89	3,37
0	0	0	0	3662033568	25588095622	15	0,33	1197125269	39509479090	18,15	4,27
0	0	0	0	4012525230	29600620852	15	0,28	1140610100	47923822971	19,16	5,18
0	0	0	0	4363016892	33963637744	15	0,25	1078471048	56319114786	19,99	6,09
0	0	0	0	4713508553	38677146297	15	0,21	1013136719	64632505256	20,68	6,1
0	0	0	0	5064000215	43741146512	15	0,19	946497849	72808038297	21,28	6,22
0	0	0	0	5414491877	49155638389	15	0,16	880006301	80797203764	21,79	6,99
0	0	0	0	5764983538	54920621927	15	0,14	814757387	88559061557	22,25	9,57
0	0	0	0	6115475200	61036097127	15	0,12	751558176	96060061292	22,66	10,38
6105593601	9250899396	15356492997	-6105593601	61036097127				96060061292		22,66	10,38

Таблица 6.16 – Техничко-экономические показатели

Показатели	Единицы измерения	Проект.	Факт.
Производственная мощность	тыс. т/год	4833,16	4833,16
Продукция: Лигатурное золото			
Производственная программа	т/год	6,26	5,48
Цена единицы продукции	Руб./г	960	960
Себестоимость единицы продукции	Руб./г	683	732
Численность ППП	чел.	355	355
Производительность ППП по руде	т/чел.	11027,76	11027,76
Годовой фонд заработной платы	млн. руб.	265,03	265,03
Основные фонды	млн. руб.	7018,39	6868,17
Оборотные фонды	млн. руб.	3186,14	2889,39
Полная себестоимость	млн. руб.	4422,09	4058,83
Товарная продукция	млн. руб.	6013,22	5261,57
Прибыль	млн. руб.	1591,13	1202,74
Прибыль чистая	млн. руб.	1272,91	962,19
Налог с прибыли	млн. руб.	318,23	240,55
Рентабельность	процент	28,79	23,71
Плата за размещение отходов	млн. руб.	113,36	113,36
Чистый дисконтированный доход	млн. руб.	111995,83	
Внутренняя норма доходности	процент	23,05 %	
Индекс доходности	ед.	10,98	
Срок окупаемости	лет	8,0	

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

В данной пояснительной записке представлен проект обогатительной фабрики на базе руд месторождения «Куранах». Руды являют собой рыхлую горную массу, состоящую из дресвы, песчано-глинистой смеси с включениями обломков кварц-лимонитовых руд, песчаников и известняков.

В дипломном проекте произведен расчет качественно-количественной и водно-шламовой схем, рассчитано и выбрано основное технологическое оборудование. Проработаны вопросы водоснабжения, электроснабжения, отопления, а также комплексно выполнены решения по производственной и экологической безопасности.

В специальной части были рассмотрены способы интенсификации процессов выщелачивания золотосодержащего сырья. Все операции кучного выщелачивания направлены на обеспечение максимального, со сравнительно высокой кинетикой извлечения золота из твердой фазу в жидкую.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

- 1 Богданов, О.С. Справочник по обогащению руд. Основные процессы: учебник для вузов / О.С. Богданов. – М.: Недра, 1983. – 381 с.
- 2 Богданов, О.С. Справочник по обогащению руд. Подготовительные процессы: учебник для вузов / О.С. Богданов. – М.: Недра, 1982. – 366 с.
- 3 Добрынина, Н.А. Основы прикладной экологии: учебное пособие / Н.А. Добрынина, В.В. Перминов. – Чита : Поиск, 2001. – 176 с.
- 4 Донченко, А.С. Справочник механика рудообогатительной фабрики: учебник для вузов / А.С. Донченко, В.А. Донченко. – М.: Недра, 1975. – 300 с.
- 5 Единые правила безопасности при дроблении, сортировке, обогащении полезных ископаемых и окусковании руд и концентратов [Электронный ресурс]: утв. постановлением Госгортехнадзора России 04 июня 2003 г.; введ в действие с 19.06.03 г. Доступ из справ.-правовой системы «Консультант Плюс».
- 6 Ласкорин, Б.Н. Гидрометаллургия золота / Б.Н. Ласкорин, В.И. Вялков, В.В. Доброскокин. – М.: Наука, 1980. – 215 с.
- 7 Мязин, В.П. Вещественный состав полезных ископаемых и основные результаты их обогащения (по материалам месторождений Забайкалья): учебное пособие / В.П. Мязин, Л.Ф. Наркелюн, А.И. Трубачев. - Чита: Изд-во «ЧитГТУ», 1998. – 91 с.
- 8 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.
- 9 О внесении дополнений в «Федеральный классификационный каталог отходов» утверждённый приказом МПР России от 02.12.2002 г. № 286 «Об утверждении Федерального классификационного каталога отходов» [Электронный ресурс]: приказ МПР РФ от 30 июля 2003 г. № 663. Доступ из справ.-правовой системы «Консультант Плюс».
- 10 Прогрессивные технологии комплексной переработки минерального сырья / под ред. В.А. Чантурия. – М.: Руда и металлы, 2008. – С. 260 – 280.

- 11 Сапожников, С.Ю. Экономика и менеджмент: метод, указание / С.Ю. Сапожников. - Чита: Изд-во «ЧитГУ», 2005. – 31 с.
- 12 Справочник по проектированию рудных обогатительных фабрик: в 2 кн. / гл. ред. О.Н. Тихонов. -- М.: Недра, 1988. – 2 кн.
- 13 Фатьянов, А.В. Проектирование обогатительных фабрик: справочное пособие / А.В. Фатьянов, Л.Г. Никитина, А.А. Рябова. - Чита: Изд-во «ЧитГУ», 2004. – 111 с.
- 14 Фатьянов, А.В. Проектирование обогатительных фабрик: учебное пособие / А.В. Фатьянов. - Чита: Изд-во «ЧитГТУ», 2003. – 300 с.
- 15 Федотов, К.В. Проектирование обогатительных фабрик: учебник / К.В. Федотов, Н.И. Никольская. – М.: Горная книга, 2012. – 536 с.
- 16 Шумилова, Л.В. Комбинированные методы кюветного и кучного выщелачивания упорного золотосодержащего сырья на основе направленных фотоэлектрохимических воздействий / Л.В. Шумилова, Ю.Н. Резник. - Чита: Изд-во «ЗабГУ», 2012. – 406 с.
- 17 СанПиН 2.2.1/2.1.1.1200-03 "Санитарно-защитные зоны и санитарная классификация предприятий, сооружений и иных объектов" // Постановление Главного государственного санитарного врача Российской Федерации от 25 сентября 2007 г. N 74 - М.,2003. - 20 с.
- 18 СП 1042-73 «Санитарные правила организации технологических процессов и гигиенические требования к производственному оборудованию».
- 19 ГОСТ 12.1.005-96 «Общие санитарно-гигиенические требования к воздуху рабочей зоны». – М.: Приор, 1996.
- 20 СНиП П.А.9.71 Искусственное освещение. Нормы проектирования. – М.: Госстрой СССР, 1971. – 28 с.\
- 21 Федеральный закон "О промышленной безопасности опасных производственных объектов" от 21.07.1997 N 116-ФЗ.
- 22 ГОСТ 12.1.029-80 Средства и методы защиты от шума. – М.: Госстандарт СССР, 1980. – 5 с.
- 23 ГОСТ Р 12.1.019-2009 Система стандартов безопасности труда

(ССБТ). Электробезопасность.

24 ГОСТ 12.1.004-91 Пожарная безопасность. – М.: Госстандарт СССР, 1991. – 15с.

25 СНиП 2.04.05-91 "Отопление, вентиляция и кондиционирование" (утв. постановлением Госстроя СССР от 28 ноября 1991 г.)

26 ГОСТ 17.1.3.07-82. Охрана природы. Гидросфера. Правила контроля качества воды водоемов и водотоков. – М.: Госстандарт СССР, 1982. – 12 с.

27 Федеральный закон от 10.01.2002 N 7-ФЗ (ред. от 29.07.2017) "Об охране окружающей среды" // Собр. Законодательства Российской Федерации. – 2017.

28 Федеральный закон "Об охране атмосферного воздуха" от 04.05.1999 N 96-ФЗ

29 ГОСТ 17.1.1.01-77 Охрана природы (ССОП). Гидросфера. Использование и охрана вод.

30 Правила безопасности при эксплуатации хвостовых, шламовых и гидроразрывных хозяйств ПБ 06-123-96.

31 Земельный кодекс Российской Федерации от 25.10.2001 N 136-ФЗ (ред. от 25.12.2018) (с изм. и доп., вступ. в силу с 01.01.2019).

32 Федеральный закон от 3 марта 1995 г. № 27-ФЗ «О недрах» // Собр. Законодательства Российской Федерации. – 2017.

33 СанПиН 2.2.2948-1 «Пыль в производственных помещениях»

34 ГОСТ 17.5.3.04-83 Охрана природы (ССОП). Земли. Общие требования к рекультивации земель. – М. Росстандарт, 1983. – 8 с.