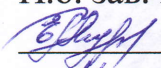


Министерство образования и науки Российской Федерации
Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение
высшего образования
АМУРСКИЙ ГОСУДАРСТВЕННЫЙ УНИВЕРСИТЕТ
(ФБГОУ ВО «АмГУ»)

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

ДОПУСТИТЬ К ЗАЩИТЕ

И.о. зав. кафедрой

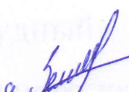
 Е.Г. Мурашова
« 14 » 02 2019 г.

ДИПЛОМНЫЙ ПРОЕКТ

на тему: Проект золотоизвлекательной фабрики для переработки руд карьера
«Рудный» Соловьёвского месторождения

Исполнитель


студент группы 315-ос/2


11.02.19
(подпись, дата)

И.А. Землянухин

Руководитель

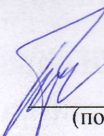
профессор, д.г.-м.н


11.02.19
(подпись, дата)

В.Е. Стриха

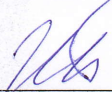
Консультанты:

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


12.02.19
(подпись, дата)

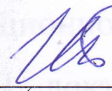
Т.В. Кезина

по разделу геология
профессор, д.г.-м.н


12.02.19
(подпись, дата)

И.В. Бучко

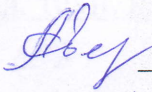
по разделу экономика
доцент, к.т.н.


12.02.19
(подпись, дата)

И.В. Бучко

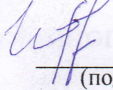
Нормоконтроль

ст. преподаватель


12.02.19
(подпись, дата)

С.М. Авраменко

Рецензент


14.02.19
(подпись, дата)

И.А. Тишкович

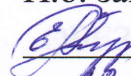
Благовещенск 2019

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

Факультет Инженерно-физический
Кафедра Геологии и природопользования

УТВЕРЖДАЮ

И.о. зав. кафедрой

 Е.Г. Мурашова
« 28 » сентября 2019 г.

ЗАДАНИЕ

К выпускному квалификационному проекту студента группы

1. Тема выпускного квалификационного проекта: «Проект золотоизвлекательной фабрики для переработки руд карьера «Рудный»
2. Срок сдачи студентом законченного выпускного квалификационного проекта: 20 февраля 2018 г.
3. Исходные данные к выпускному квалификационному проекту: $Q = 600000$ т/год, $a = 2,3$ г/т.
4. Содержание выпускного квалификационного проекта: Общие сведения о предприятии, геологическая часть, технологическая часть, выбор и расчёт оборудования, вспомогательные службы, безопасность и экологичность проекта, экономическая часть, специальная часть.
5. Перечень материалов: 34 таблицы, 13 рисунков, 40 источников.
6. Консультанты к выпускному квалификационному проекту: Кезина Т.В., докт. геол.-минерал. наук, профессор, Бучко И.В., докт. геол.-минерал. наук, профессор, Размахнин К.К., доцент, канд. техн. наук
6. Дата выдачи задания:

Руководитель выпускного квалификационного проекта: Стриха Василий Егорович, профессор

Задание принял к исполнению (дата): 28 сентября 

РЕФЕРАТ

Дипломный проект содержит 141 с., 14 рисунков, 38 таблиц, 22 источника.

МЕСТОРОЖДЕНИЕ, ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩИЕ РУДЫ, ФАБРИКА, ДРОБЛЕНИЕ, ИЗМЕЛЬЧЕНИЕ, КЛАССИФИКАЦИЯ, ГРАВИТАЦИЯ, СОРБЦИОННОЕ ВЫЩЕЛАЧИВАНИЕ, ЭЛЕКТРОЛИЗ, ОБЕЗВРЕЖИВАНИЕ, ХВОСТОВОЕ ХОЗЯЙСТВО, ЭКОЛОГИЯ.

Объектом разработки являются золотосодержащие руды карьера «Рудный» расположенного в Тындинском районе Амурской области.

В данном дипломном проекте главной задачей является обеспечение эффективной переработки золотосодержащих руд на фоне снижения потерь ценного компонента – золота и минимизации различного рода издержек – материальных, финансовых, энергетических и т.п.

Основные задачи дипломного проектирования:

- в области геологии – описание вещественного и минерального состава месторождения карьера «Рудный», выявление форм нахождения золота в руде и его связей с вмещающими породами и компонентами – примесями;

- в области технологии – разработка технологии для получения наиболее качественного золотосодержащего концентрата с более высоким извлечением ценного компонента;

- в области экологии и безопасности жизнедеятельности – разработка проекта экологически безопасного предприятия с условиями труда, удовлетворяющими Единым правилам безопасности;

- в области экономики это – разработка рентабельного проекта для предприятия.

Данный дипломный проект основан на следующих материалах: технологический регламент Соловьевского золоторудного месторождения, проектная

документация карьера «Рудный», проекты рекультивации, программа мониторинга.

В дипломном проекте большое внимание уделяется процессам гравитации и гидрометаллургии. Первичные руды обогащаются гравитационными методами с применением гидрометаллургических методов обогащения, вторичные отправляются на сорбционное выщелачивание.

Сорбционное выщелачивание применяется для обогащения труднообогащаемого золота. После, золото отправляется на десорбцию, электролиз и плавку.

СОДЕРЖАНИЕ

Введение	8
1 Общие сведения о районе работ	9
2 Геологическая часть	11
2.1 Морфология и параметры оруденения	11
2.2 Вещественный состав руды	14
2.2.1 Химический состав руды	16
2.2.2 Минеральный состав руды	18
2.2.3 Характеристика рудных минералов	20
3 Технологическая часть	30
3.1 Выбор и обоснование технологической схемы	30
3.2 Расчет качественно-количественной схемы	31
3.3 Расчет водно-шламовой схемы	40
4 Выбор и расчет основного технологического оборудования	50
4.1 Выбор оборудования для рудоподготовки	50
4.1.1 Выбор оборудования для дробления	50
4.1.2 Выбор оборудования для измельчения	52
4.2 Выбор оборудования для классификации	57
4.3 Выбор оборудования для гравитации	60
4.4 Выбор оборудования для сгущения	61
4.5 Выбор оборудования для предварительного цианирования	61
4.6 Выбор оборудования для сорбционного выщелачивания	62
4.7 Выбор оборудования для десорбции	63
4.8 Выбор оборудования для электролиза	63
4.9 Выбор оборудования для кислотной обработки	63
4.10 Выбор оборудования для термической реактивации	63
4.11 Выбор оборудования для обезвреживания	64
5 Хвостовое хозяйство	65
6 Реагентное хозяйство	67

7	Электроснабжение	73
8	Водоснабжение	78
9	Отопление, вентиляция и кондиционирование воздуха	81
9.1	Решения по отоплению	81
9.2	Решения по вентиляции и кондиционированию	83
10	Контроль, опробование и отбор проб	86
11	Подъемно-транспортные устройства	89
12	Автоматизация и механизация производственного процесса	91
13	Производственная и экологическая безопасность	93
13.1	Производственная безопасность	93
13.2	Экологическая безопасность	107
13.2.1	Воздействия на недра и почву. Рекультивация нарушенных земель	109
13.2.2	Воздействие на качество атмосферного воздуха	110
13.2.3	Акустическое воздействие	111
13.2.4	Воздействие на подземные воды	113
13.2.5	Воздействие на поверхностные воды	113
13.2.6	Воздействие отходов на состояние окружающей среды	115
13.2.7	Воздействие на биологическое разнообразие	117
14	Специальная часть. Мероприятия по совершенствованию процесса десорбции и регенерации угля	119
14.1	Цель и назначение регенерации угля	119
14.2	Основные положения теории десорбции металлов с угля	120
15	Экономическая часть	125
15.1	Режим работы, графики сменности, баланс рабочего времени	125
15.2	Производственная программа и товарная продукция фабрики	126
15.3	Численность трудящихся и заработная плата	127
15.4	Производительность труда	130
15.5	Основные фонды, их стоимость и амортизация	131
15.6	Оборотные фонды	132

15.7 Себестоимость продукции	134
15.8 Прибыль, экономический эффект и рентабельность	135
15.9 Определение платы за размещение отходов	136
15.10 Техничко-экономические показатели	137
Заключение	138
Библиографический список	139

ВВЕДЕНИЕ

Золото – мягкий благородный металл (твердость по шкале Мооса 2,5) желтого цвета. Плотность $19,32 \text{ г/см}^3$, температура плавления составляет $1064,18 \text{ }^\circ\text{C}$, кипения $2856 \text{ }^\circ\text{C}$.

Золото играет значимую роль в современном мире. Изделия из золота и слитки на сегодняшний день выступают в роли важнейших объектов инвестирования денежных средств. Курс золота в центробанке РФ на данный момент составляет $2442,51 \text{ руб./г}$. Применение золота не ограничено сферой инвестиций. Металл используется в производстве ювелирных украшений, при реализации современных технологий в самых разных отраслях промышленности, а также в медицине.

По данным на 2017 год лидерами по добычи золота являются Китай, Австралия и США. Лидерами по добычи золота в России является Амурская область, Республика Бурятия и Забайкальский край.

Месторождения драгоценного металла с каждым годом истощаются. И на смену гравитационным, флотационным и др. методам обогащения приходят гидрметаллургические методы переработки, позволяющие извлекать металл из руд с малым содержанием ценного компонента или даже из складированных хвостов прошлых лет обогащения. Это подчеркивает актуальность данной работы.

Целью дипломного проекта является разработка проекта по переработке золотосодержащей руды Соловьевского месторождения.

В данном проекте предусмотрена переработка измельченной руды гравитационным методом с последующим сорбционным выщелачиванием хвостов гравитации.

Материал для написания дипломного проекта собирался на золотодобывающем предприятии АО «Прииск Соловьевский», а также были проанализированы различные специализированные литературные фонды и материалы.

1 ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ О РАЙОНЕ РАБОТ

В административном отношении Соловьёвское месторождение находится в пределах Тындинского района Амурской области. Районный центр г. Тында расположен в 90 км к югу от месторождения. Обзорная карта представлена на рисунке 1.1.

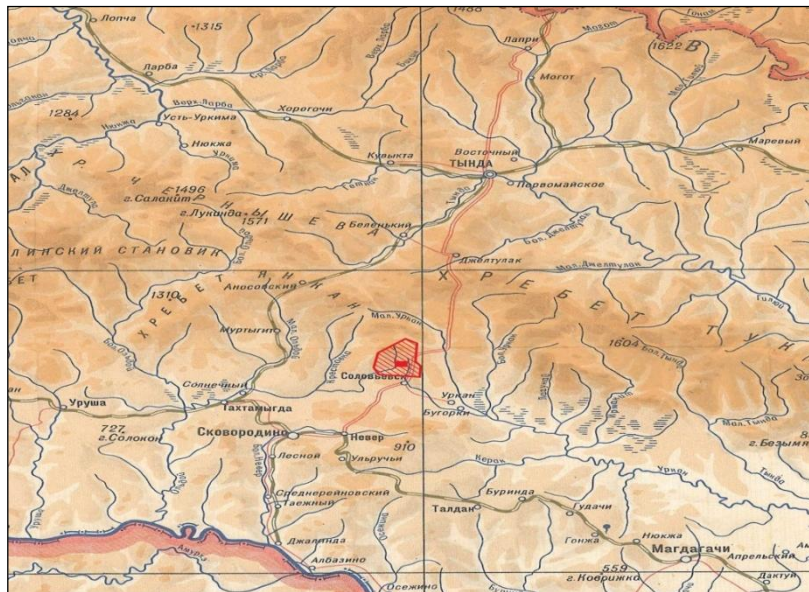


Рисунок 1.1 – Обзорная карта района Соловьёвского месторождения

Район месторождения экономически развит. В пределах месторождения существует сеть грунтовых дорог. В 5,6 км от месторождения проходит федеральная автодорога М-56, по которой происходит сообщение ст. Большой Невер с районным центром. Ближайшим населенным пунктом является п. Соловьёвск, расстояние до которого по существующей автодороге составляет 11,3 км. Ближайшей железнодорожной станцией является Большой Невер, расстояние до которой от п. Соловьёвск составляет 31 км по трассе М-56 или 46 км от месторождения. Непосредственно к площади строительства предполагаемого ГО-Ка проходит ЛЭП-6 кВт (протянутое к ранее отработываемому месторождению Кировскому, примыкающему к месторождению Соловьёвское), принадлежащая ОАО ДЭК «Амурэнергосбыт». Протяженность ЛЭП-6 кВт от участка до подстанции п. Соловьёвск составляет 14,3 км [1].

Территория района представляет собой среднегорье с типичными формами горно-таежного и гольцового ландшафтов. Абсолютные отметки высот на площади месторождения колеблются в пределах 620 - 900 м, иногда достигая 1220 м, относительные превышения 300 - 600 м, при крутизне склонов 10-30 град. Широкие ровные платообразные вершины и крутые склоны, перекрытые на значительных площадях крупноглыбовыми курумовыми осыпями.

Климат района резко континентальный. Зимний период длится с первой декады октября по третью декаду апреля. Температура воздуха опускается в январе до -31°C – -37°C , достигая $-46,6^{\circ}\text{C}$. Самый теплый месяц – июль, температура воздуха достигает 17°C – 18°C , до 36°C . Среднегодовая температура воздуха составляет – $3,8^{\circ}\text{C}$.

Годовое количество атмосферных осадков составляет 604 мм. В среднем 12 % – 22 % всех осадков выпадает в твердом виде, 70 % – 84 % – в жидком, 4 % – 8 % – смешанные осадки.

Снежный покров появляется, прежде всего, на вершинах сопков в конце сентября и через 10 – 20 дней на остальной территории. Мощность его к концу зимы достигает 20 – 40 см [1].

Толщи мерзлых пород имеют прерывисто-островное распространение, занимают около 30 % территории. Максимальная мощность мерзлоты в средних и нижних частях склонов – до 30 м. Склоны интенсивно залесены. В средней и нижних частях склонов преобладают лиственница, ель и береза, выше отметки 1000 м распространены заросли кедрового стланника. Подлесок густой, представлен багульников, ольхой, березой Миддендорфа, шиповником.

Гидросеть развита хорошо и принадлежит бассейнам рек Уркан (система р. Зеи) и Малый Ольдой (система р. Амур). Основными водопритоками являются р. Янкан и Джалинда с притоками, прорезающими участок месторождения. Реки типично горные с бурным течением 0,8-2,0 м/сек, непостоянным дебитом, зависящим от количества выпадающих атмосферных осадков и таяния сезонной мерзлоты. Ширина русел колеблется от 2-4 м до 10 м, глубина 0,15-0,8 м.

Водные ресурсы в районе месторождения ограничены.

2 ГЕОЛОГИЧЕСКАЯ ЧАСТЬ

2.1 Морфология и параметры оруденения

Площадь Соловьёвского золоторудного месторождения в геологоструктурном плане приурочена к зоне крупнейшего в Азии Монголо-Охотского глубинного разлома и располагается на стыке Западно-Становой складчато-блоковой системы и Амуро-Малеинского массива Амуро-Охотской складчато-надвиговой области [1].

В контурах лицензионной площади Западно-Становая складчатая область представлена Усть-Гиллюйской структурой, сложенной средне-позднеюрскими магматическими формациями. К Амуро-Охотской складчатой области относятся палеозойские вулканогенно-осадочные образования андезитовой формации, формирующие Янкано-Джагдинскую зону и позднеюрские-раннемеловые терригенно-флишоидные и молассовые формации Северо-Тукурингрской зоны.

Кировское рудное поле, в состав которого входит Соловьёвское месторождение, занимает южный сегмент Соловьёвского золоторудного узла. Оно расположено в верховьях ручья Нечаянный, рек Джалинда, Бол. Янкан, Бол. Инагли. В геологическом строении рудного поля принимают участие осадочные и интрузивные породы.

Соловьёвское золоторудное месторождение расположено на южном склоне Рифманского гольца. Его площадь, протягиваясь в виде субширотной полосы шириной до 1,4 км от р. Бол. Янкан на западе до руч. Ивановский на востоке, примыкает с юго-запада к Кировскому месторождению, а своей северо-восточной частью накладывается на его южный фланг.

В геологическом строении месторождения принимают участие терригенно-осадочные отложения верхнедолохитской подсвиты, слагающие его юго-западную половину, и гранитоидыобкинского гранит-гранодиоритового комплекса [1].

Рудоносность месторождения обусловлена сочетанием благоприятных литологических факторов при определяющей роли разрывной тектоники. Глав-

ным критерием контроля и локализации оруденения является наличие разнонаправленных систем тектонических нарушений и гетерогенность разреза вмещающих пород с контрастными физико-механическими свойствами, способствующие заложению сколовых разрывов, послонных срывов и штокверков линейной трещиноватости.

По морфологическим особенностям и условиям залегания на месторождении выделяются два промышленных типа золоторудных образований: минерализованные зоны, залегающие среди осадочных и кристаллических пород и кварц-сульфидные жилы, локализованные в гранитоидах.

Минерализованные зоны, контролируемые послонными срывами в осадочных породах и линейными зонами трещиноватости в гранитоидах, характеризуются вытянутыми формами и отсутствием четких геологических границ. Протяженность их варьирует в пределах 80 – 880 м, мощность – от 1 до 20 м. На участках сближения и сопряжения разнонаправленных минерализованных зон формируются крупнообъемные минерализованные узлы штокверкоподобной формы, размеры которых в плане достигают 300×100 м [1].

Рудное золото в минерализованных зонах тесно связано с сульфидами, которые образуют во вмещающих метасоматитах обогащенные участки в виде тонкой вкрапленности, гнезд, просечек, прожилков. Участки концентрированного оруденения выделяются в самостоятельные тела. Границы золоторудных тел визуально не устанавливаются, а оконтуриваются исключительно по данным опробования. Метасоматические изменения выражены в окварцевании, серицитизации, карбонатизации, хлоритизации, аргиллизации и сульфидизации вмещающих песчаников, аргиллитов, алевролитов, кварцевых диоритов и плагиогранитов.

По минеральному составу руды относятся к золото-кварц-мало-сульфидной формации. Среди сульфидов преобладают пирит, арсенопирит, отмечаются висмутин, сфалерит, халькопирит, пирротин. В зоне гипергенеза появляются окисленные минералы: скородит и гидроокислы железа. Содержания сульфидов не превышают 5 %. По качеству руды относятся к бедным, средние

содержания золота в рудных телах варьируют от 0,73 до 7,64 г/т. Золото в рудах присутствует в свободном виде и связано с сульфидами и гидроокислами железа. Размер золотинок от пылевидных до 1,5 – 2,0 мм. Наряду с золотом в рудах отмечается мышьяк (0,11 % – 3,4 %), сурьма (до 0,025 %), висмут (до 0,02 %), серебро (1,0 – 12,28 г/т).

Кварц-сульфидные жилы приурочены к разрывам северо-восточного и близширотного простирания, падение их крутое под углами 75-85° в южных и северных румбах, протяженность жил колеблется от 120 до 610 м, по падению они прослежены до глубины 240 м. Мощность жил варьирует в пределах 0,05 до 2,3 м [1].

Минерализованные зоны образуют на площади месторождения три рудоносные зоны: Приразломную, № 5 и Широтную, которые приурочены к тектонически ослабленным зонам, являющимся фрагментами регионального Халано-Глебовского разлома.

В целом, на западном и восточном флангах рудоносной зоны Широтная выделено 7 рудных тел, все они выконтурированы в блоки запасов категории С₂.

Территориальной комиссией по запасам по Амурской области по рассмотрению материалов отчета были утверждены временные разведочные кондиции для подсчета балансовых запасов месторождения со следующими параметрами:

- бортовое содержание золота в пробе для оконтуривания рудного тела по мощности – 0,6 г/т;
- минимальная мощность рудного тела – 5 м; при меньшей мощности, но высоком содержании золота руководствоваться метрогаммом 3,0 г/т×м;
- максимальная мощность пустых пород и некондиционных руд, включаемых в подсчет запасов – 5,0 м;
- запасы за контурами карьеров подсчитать по кондициям для подсчета балансовых запасов и отнести к забалансовым.

Этим же протоколом на государственный учет были приняты запасы золоторудного месторождения Соловьёвское по состоянию на 01.01.2013 г в сле-

дующих количествах (таблица 2.1).

Таблица 2.1 - Запасы руды и металлов месторождения Соловьёвское по состоянию на 01.01.2013 г.

Категория запасов	Запасы руды, тыс. т	Среднее содержание золота, г/т	Запасы золота, кг
Балансовые запасы в контурах карьеров			
C ₁	278,3	3,71	1032,5
C ₂	3214,4	2,64	8470,9
ВСЕГО C ₁ +C ₂	3492,7	2,72	9503,4
Забалансовые запасы за контурами карьеров			
C ₂	110,5	3,15	348,2

В таблице 2.2 приведено распределение утвержденных балансовых запасов по рудоносным зонам.

Таблица 2.2 - Распределение запасов руды и металлов месторождения Соловьёвское по рудоносным зонам

Категория запасов	Запасы руды, тыс. т	Среднее содержание золота, г/т	Запасы золота, кг
Рудоносная зона «Широтная. Участок Западный» (карьер № 1)			
C ₂	177,8	2,98	530,6
Рудоносная зона № 5 (карьер № 2)			
C ₂	144,0	4,17	601,0
Рудоносная зона «Приразломная» (карьер № 3)			
C ₁	278,3	3,71	1 032,5
C ₂	1 638,6	2,66	4 362,0
C ₁ +C ₂	1 916,9	2,81	5 394,5
Рудоносная зона «Широтная. Участок Восточный» (карьер № 4)			
C ₂	1 254,0	2,37	2 977,3
Всего балансовых запасов по месторождению			
C ₁	278,3	3,71	1 032,5
C ₂	3 214,4	2,64	8 470,9
C ₁ +C ₂	3 492,7	2,72	9 503,4

2.2 Вещественный состав руды

По вещественному составу руда представлена в различной степени гидротермально-метасоматическими измененными гранодиоритами, диоритовыми порфиритами, микродиоритами, а также алевролитами, песчаниками и конгломератами с наложенной золото-сульфидной минерализацией. Цвет пород изме-

няется от темно-серого до светло-серого. Размер обломков достигает 70 мм. Текстура пород в основном массивная, участками неоднородная, пятнистая, неяснополосчатая, прожилковая, брекчиевидная; структура порфировидная, мелко-, тонкозернистая. Сульфиды представлены в основном пиритом, арсенопиритом, реже халькопиритом, сфалеритом, галенитом и висмутином, которые наблюдаются в виде гнезд, прожилково-вкрапленных выделений. Размер отдельных вкраплений до 2 мм, мощность выделений от волосовидных до 10 мм.

В процессе гипергенеза породы частично окислены и выветрены. На поверхности обломков и по трещинам отмечаются тонкие корочки и пленки гидроксидов железа. Кроме того, вторичные выделения железа в разной степени замещают железосодержащие карбонаты и сульфиды [1].

Породы в различной степени изменены под воздействием гидротермально-метасоматических процессов. Зерна полевых шпатов (андезин, олигоклаз) замещаются карбонатом, кварцем и тонкочешуйчатым агрегатом серицита. По темноцветным минералам (биотит, амфибол) развивается хлорит, карбонаты, кварц.

Для метасоматитов характерна неоднородная, пятнистая микротекстура и лепидогранобластовая микроструктура. Основная масса пород представлена кварцем и серицитом с неравномерной вкрапленностью сульфидов. Кварц наблюдается в виде прожилков, мономинеральных скоплений, либо находится в тесном срастании с серицитом. Размер зерен кварца от 0,02 до 0,5 мм, мощность скоплений до 20 мм. Размер чешуек серицита составляет сотые доли миллиметра.

Песчаники и алевролиты состоят преимущественно из обломков плагиоклазов и кварца. Микротекстура – массивная, неяснополосчатая, брекчиевидная, микроструктура – псаммо-алевролитовая. Размер обломков от 0,01 до 0,5 мм. В цементирующей массе отмечаются выделения каолинита, монтмориллонита, карбонатов, серицита и хлорита. Породы секутся маломощными прожилками переменного состава из кварца, серицита и карбоната. Сульфиды, которые образуют неравномерную рассеянную вкрапленность, микропрожилки, гнезда,

частично корродируются карбонатами.

2.2.1 Химический состав руды

Для изучения химического состава пробы руды были выполнены количественный рентгенофлуоресцентный, атомно-абсорбционный, гравиметрический и ICP-AES анализы. Массовая доля углерода в органической форме определена на приборе Leco SC-114DR, в ЦПАЛ ОАО «Покровский рудник», г. Благовещенск, а карбонатного диоксида углерода – по методике «Титриметрическое определение диоксида углерода». Содержание золота устанавливали методом пробирной плавки. Количество серебра определено атомно-абсорбционным методом [1].

Результаты химического анализа приведены в таблице 2.3, из которых следует, что основная масса пробы руды представлена в основном литофильными компонентами – 95,7 %, из которых существенно преобладает оксид кремния – 65,5 %. Количество глинозема составляет 13,1 %, а на долю оксидов кальция и магния приходится, соответственно, 4,95 % и 2,03 %.

Таблица 2.3 – Химический состав руды

Компоненты	Массовая доля, в процентах	Компоненты	Массовая доля, в процентах
SiO ₂	65,5	S _{общая}	0,75
Al ₂ O ₃	13,1	S _{сульфидная}	0,73
TiO ₂	0,51	S _{окисленная}	0,02
CaO	4,95	Sb	0,008
K ₂ O	3,21	Zn	0,010
Na ₂ O	3,62	Cu	0,007
MgO	2,03	Pb	0,005
MnO	0,051	Bi	< 0,001
P ₂ O ₅	0,07	Pt	< 0,005
Fe _{общее}	3,06	Pd	< 0,005
Fe _{окисленное}	2,23	Rh	< 0,005
Fe _{сульфидное}	0,83	CO ₂ карбонатный	1,80
As _{общий}	0,44	C _{органический}	< 0,05
As _{окисленный}	0,06	Au, г/т	2,3 ± 0,3
As _{сульфидный}	0,38	Ag, г/т	1,80

Суммарная доля щелочей (Na₂O + K₂O) равна 6,83 %. Рудообразующие компоненты представлены в основном железом, мышьяком и серой. Массовая

доля общего железа составляет 3,06 %, из них на долю элемента в оксидной форме приходится – 2,23 %, а в сульфидной – 0,83 %. Масса общего мышьяка находится в пределах 0,44 %, из них на долю в сульфидной форме приходится 0,38 %, а на долю в оксидной форме – 0,06 %. Сера, общая масса которой составляет 0,75 %, присутствует, преимущественно, в сульфидной форме. Количество цинка составляет 0,01 %, а меди, сурьмы и цинка – тысячные доли процента. Количество элементов платиновой группы ниже предела обнаружения (< 0,005 %).

Доля карбонатного диоксида углерода в пробе составляет 1,80 %, а количество углерода в органической форме ниже предела обнаружения данного анализа (< 0,05 %).

Степень окисления руды, рассчитанная по железу, в пробе руды равна 48 %. Таким образом, проба относится к смешанному типу руд [1].

Содержания редких и рассеянных элементов, по данным атомно-эмиссионного спектрального анализа, приведены в таблице 2.4, из которой видно, что их доля составляет в основном тысячные единицы процента и менее и практического интереса не представляет.

Таблица 2.4 – Результаты спектрального анализа

Элементы	Массовая доля, в процентах	Элементы	Массовая доля, в процентах
Ni	0,005	Sr	0,04
Co	0,006	Ga	0,002
V	0,009	W	0,006
Cr	0,01	Ge	0,0002
Sn	0,0004	B	0,003
Mo	0,0007	Zr	0,02
Y	0,003	Ba	0,08
Yb	0,0004	Be	0,0003
La	0,004	Sc	0,0015
Nb	0,0005		

Основным полезным компонентом пробы руды является золото, содержание которого по результатам пробирного с метотсевом, равно $(2,3 \pm 0,3)$ г/т. Содержание серебра в пробе составляет 1,80 г/т.

2.2.2 Минеральный состав руды

При проведении минералогического анализа применялись методы селективного и коллективного растворения, магнитной сепарации, классификации материала по классам крупности, фракционирования в тяжелой жидкости (бромформ – плотность 2,9 г/см³), дифрактометрического изучения, микронзондового и химического анализа отдельных фракций, микроскопии шлифов и аншлифов.

Качественно минеральный состав пробы руды был определен по данным рентгеноструктурного фазового (дифрактометрического) анализа, выполненного на аппарате «XRD-6000», Shimadzu при Cu фильтрованном излучении (вед. инженер Власов Д.Б.). Диагностированы следующие минералы, обладающие кристаллическим строением: кварц – 35 %, плагиоклазы – 32 %, калиевый полевой шпат (КПШ) – 10,0 %, слюдисто-гидрослюдистые – 12,0 %, биотит – 4 %, амфиболы – 4 %, хлорит – 2 %, карбонаты – 2,0 %, пирит – 1 %.

Количественный минеральный состав изучен на дробленном материале исходной руды крупностью минус 2,0 мм и приведен в таблице 3 с учетом данных микроскопического, рентгеноструктурного и химического анализов. Установлено (таблица 2.5), что проба руды состоит, преимущественно, из породообразующих минералов: полевых шпатов (40,5 %), кварца (30,6 %) и глинисто-слюдисто-гидрослюдистых образований (13,0 %). Выход глинистой фракции от исходной руды составляет 3,4 %. По данным рентгеноструктурного анализа она на 55 % состоит из гидрослюды, 25 % и 20 % приходится на монтмориллонит и каолинит, соответственно [1].

Таблица 2.5 – Минеральный состав руды

Минералы, группы минералов	Массовая доля, в процентах
1	2
Породообразующие:	
Кварц	30,6
Калиевый полевой шпат	12,0
Плагиоклазы	28,5
Глинисто-слюдисто-гидрослюдистые (биотит, гидробиотит, серицит,	13,0

1	2
иллит, каолинит, монтмориллонит)	
Амфиболы	6,0
Хлорит	3,0
Карбонаты (доломит, анкерит, кальцит)	3,8
Сульфиды, в т.ч.:	1,8
Пирит, марказит	1,0
Арсенопирит	0,8
Сфалерит, халькопирит, ковеллин, галенит, пирротин, блеклая руда, висмутин, матильдит	Редкие и единичные зерна
Гессит	Единичные зерна
Висмут самородный	
Оксиды и гидроксиды железа (гематит, лимонит, гетит, гидрогетит)	1,1
Ярозит	0,1
Скородит	0,1
Акцессорные: магнетит, ильменит, рутил, сфен, лейкоксен, апатит, гранат, эпидот, циркон	Редкие и единичные зерна
Итого:	100,0

Суммарная доля рудных минералов составляет 3,1 %, из которых 1,8 % приходится на сульфиды, и 1,1 % – на оксиды и гидроксиды железа (гематит, лимонит, гетит) и по 0,1 % на ярозит и скородит. По количеству сульфидов проба руды относится к убогосульфидному типу руд [1].

Из сульфидов в пробе руды преобладает пирит, марказит (1,0 %) и арсенопирит (0,8 %). Сфалерит, халькопирит, пирротин, ковеллин, галенит, блеклая руда, висмутин, матильдит отмечаются только в редких и единичных зернах.

Гранулометрическая характеристика сульфидов, выделенных из руды крупностью минус 2,0 мм методом последовательной обработки материала кислотами (HCl и HF) и фракционирования нерастворимого остатка в бромформе, показана в таблице 2.6.

Таблица 2.6 – Гранулометрическая характеристика сульфидов

Классы крупности, мм	Массовая доля, в процентах
1	2
+ 1,0	10,0
- 1,0 + 0,5	11,5
- 0,5 + 0,25	22,3
- 0,25 + 0,15	13,1
- 0,15 + 0,10	16,9

1	2
- 0,10 + 0,071	12,3
- 0,071 + 0,05	3,1
- 0,05	10,8
Итого:	100,0

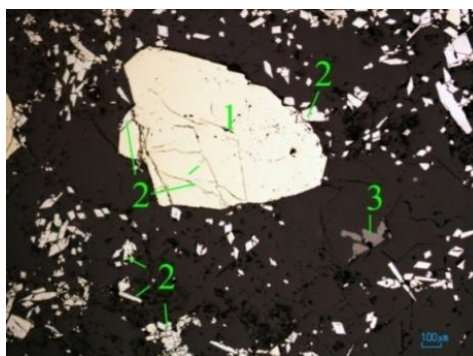
Полученные результаты свидетельствуют, что половина сульфидов сосредоточена в интервале крупности минус 0,5 + 0,10 мм – 52,3 %. На долю наиболее мелких и тонких сульфидов (класс крупности минус 0,071 мм) приходится 13,9 %.

При исследовании на микроанализаторе были диагностированы также самородный висмут и гессит [1].

Оксиды и гидроксиды железа (гематит, лимонит, гетит, гидрогетит), наблюдаются в виде корочек, охристых агрегатов в тесной ассоциации с ярозитом и скородитом. Цвет выделений желтовато-бурый, редко вишнево-красный.

2.2.3 Характеристика рудных минералов

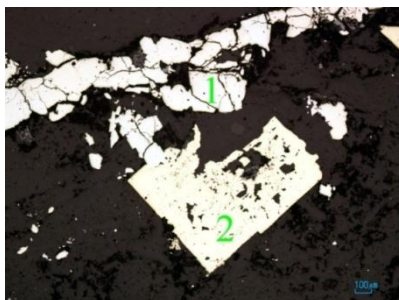
Пирит и марказит. Доля марказита незначительна. Пирит наблюдается в виде отдельных зерен, гнездовидных скоплений, микропрожилков. Размер выделений от 0,01 до 1,0 мм, преобладают зерна крупностью 0,05 - 0,5 мм. Микроструктура зерен гипидиоморфная, участками ситовидная и катаклазированная. Пирит по микротрещинам и краям зерен замещается арсенопиритом, блеклыми рудами (рисунки 2.1 – 2.5).



1 – пирит; 2 – арсенопирит; 3 – сфалерит

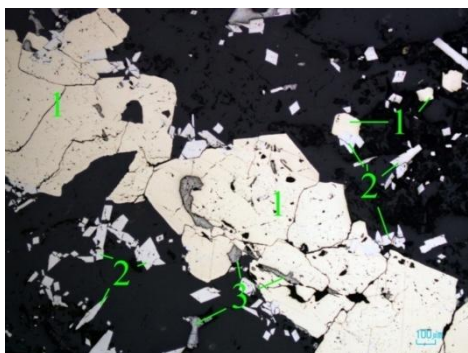
Рисунок 2.1 – Пирит в ассоциации с арсенопиритом и сфалеритом

Для марказита характерны тонкозернистые выделения в ассоциации с халькопиритом, пирротинном и висмутином. Кроме того, по пириту и марказиту отмечается незначительное развитие вторичных минералов - гидроксидов железа (гетита, гидрогетита).



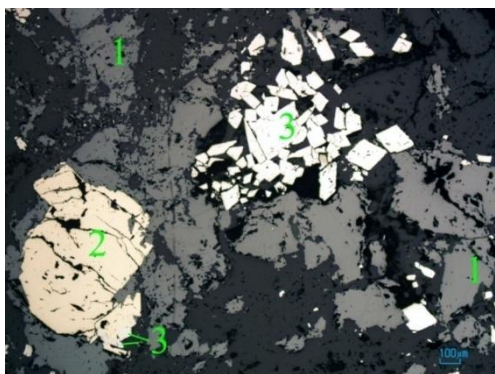
1 – арсенопирит; 2 – пирит

Рисунок 2.2 – Арсенопирит в ассоциации с пиритом



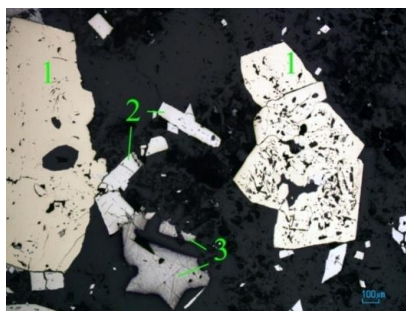
1 – прожилок пирита; тонкая вкрапленность арсенопирита; 3 – блеклая руда

Рисунок 2.3 – Прожилок пирита и тонкая вкрапленность арсенопирита
в метасоматите



1 – сфалерит; 2 – пирит; 3 – арсенопирит;

Рисунок 2.4 – Сфалерит в ассоциации с пиритом и арсенопиритом



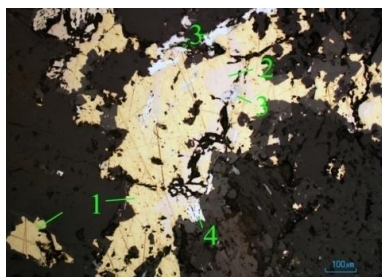
1 – пирит; 2 – арсенопирит; 3 – галенит;

Рисунок 2.5 – Пирит ситовидной микроструктуры в ассоциации с арсенопиритом и галенитом

Арсенопирит образует неравномерную вкрапленность ромбовидных призматических кристаллов, микропрожилки зачастую в ассоциации с пиритом, сфалеритом, галенитом, блеклыми рудами (рисунки 2.1 – 2.5, 2.8, 2.9). Размер выделений от 0,01 мм до 0,5 мм. Частично замещается скородитом [1].

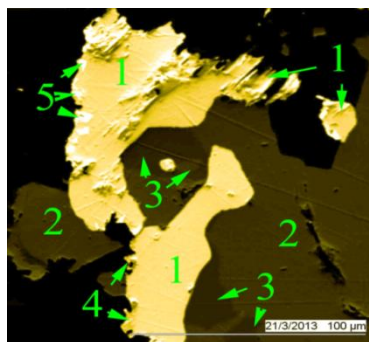
Сфалерит наблюдается в виде неправильной формы зерен, редких гнездовидных, прожилковидных образований. Размер зерен колеблется от 0,05 до 1,0 мм, видимая мощность скоплений до 10 мм. Сфалерит находится в тесном сростании с пиритом, арсенопиритом, блеклой рудой (рисунки 2.4, 2.8 – 2.10).

Халькопирит отмечается в виде эмульсионной вкрапленности в сфалерите, либо образует неправильной формы зерна, их агрегаты в ассоциации с пиротином, висмутином, марказитом, пиритом (рисунки 2.6, 2.7). Размер выделений от тысячных долей миллиметра до 0,5 мм. Редко встречаются прожилковидные скопления до 10 мм (рисунок 2.11).



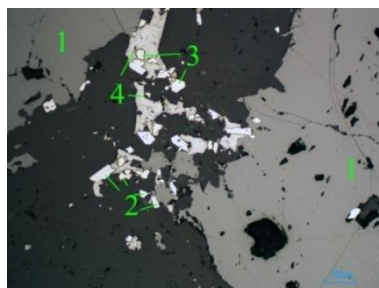
1 – халькопирит; 2 – пирротин; 3 – висмутин; 4 – марказит;

Рисунок 2.6 – Халькопирит в тесном сростании пиротином, висмутином, марказитом



1 - висмутин; 2 – халькопирит; 3 – пирит; 4 – матильдит; 5 - самородный висмут

Рисунок 2.7 – Висмутин в тесной ассоциации с халькопиритом и пиритом



1 – сфалерит; 2 – арсенопирит; 3 – пирит; 4 – блеклая руда

Рисунок 2.8 – Крупное зерно сфалерита сечется кварцевым прожилком с тонкой вкрапленностью арсенопирита, пирита и блеклой руды

Висмутин образует тонкозернистые агрегаты в ассоциации с халькопиритом, пирротинном, марказитом, пиритом (рисунок 2.7). Размер выделений сотые доли миллиметра. При исследовании на микрозондовом анализаторе в краевых частях зерен висмутина отмечены выделения матильдита и самородного висмута (рисунок 2.7).

Характеристика золота приводится на основании его изучения в гравико-конcentратах. Установлено, что золото присутствует в самородном виде. Цвет золотин меняется от золотисто-желтого до ярко-желтого. Редко на поверхности частиц золота отмечаются бурые пленочки гидроксидов железа. Поверхность основной массы частиц золота чистая шероховатая, мелкобугорчатая, иногда на ней отмечаются отпечатки вмещающих минералов, встречаются сростки с кварцем (рисунок 2.9) [1].

Наиболее характерные формы частиц золота: уплощенная с пережимами

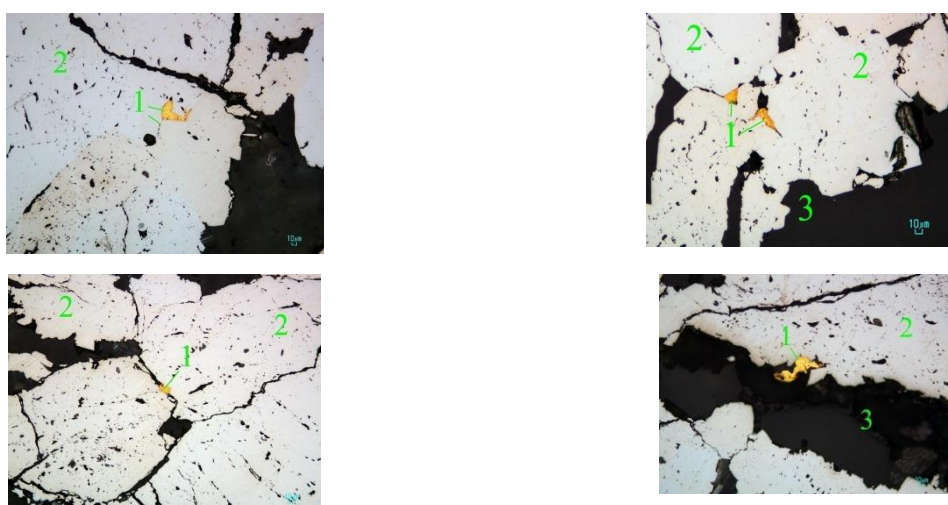
и короткими отростками, неправильная компактная, комковатая, ячеистая. По морфогенетической характеристике золото относится к трещинно-прожилковому, цементационному, интерстициальному типу.



1 – выделения гидроксидов железа на золоте

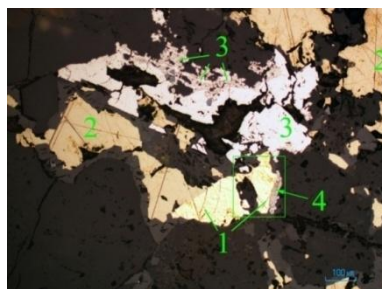
Рисунок 2.9 – Морфология и характер поверхности золотин

При исследовании полированных шлифов было обнаружено золото в зернах арсенопирита, в его микротрещинах, на контакте арсенопирита с кварцем (рисунок 2.10). Форма золотин изометричная, удлиненная, неправильная с извилистыми отростками. Размер от $0,01 \times 0,02$ до $0,05 \times 0,08$ мм. Также была зафиксирована крупная золотина ($0,35 \times 0,15$) в ассоциации с халькопиритом и пирит-марказитом. Кроме того, по данным микроанализа, золото находится в тесном срастании с тонкозернистым агрегатом, состоящим из гессита, матильдита, висмутина и самородного висмута (рисунок 2.11) [1].



1 – золото; 2 – арсенопирит; 3 – кварц;

Рисунок 2.10 – Вкрапления тонкодисперсного золота в арсенопирите и кварце



1 – золото; 2 – халькопирит; 3 – пирит-марказит; 4 - самородный висмут

Рисунок 2.11 – Золото в ассоциации с халькопиритом, пирит-марказитом

Гранулометрическая характеристика золота приведена в таблице 2.7, из которой следует, что в пробе руды преобладает мелкое и тонкое золото (класс крупности минус 0,071 мм) – 78,2 %. На долю крупного золота (класс крупности +0,071 мм) приходится 21,8 %. Распределение крупного золота в пробах неравномерно. Основная масса крупных золотинок сконцентрировано в интервале крупности минус 0,15 +0,071 мм. Золотин крупнее 0,5 мм не встречено [1].

Таблица 2.7 – Гранулометрия золота в исходной руде

Классы крупности, мм	-0,5 +0,25	-0,25 +0,15	-0,15 +0,10	-0,10 +0,071	-0,071	Всего:
Массовая доля золота, в процентах	1,0	2,8	10,4	7,6	78,2	100,0

Основная масса тонкого и тонкодисперсного золота (интервал крупности от 3 до 25 мкм) в пробах руды, по данным сцинтилляционного анализа, представлена золотишками размером 15 – 25 мкм (таблица 2.8). Средний расчетный диаметр золотинок в интервале крупности 3 – 25 мкм составляет 11,7 мкм.

Таблица 2.8 – Распределение тонкого и тонкодисперсного золота по интервалам крупности

Интервал крупности, мкм	25-15	< 15-12	< 12-9	< 9-5	< 5-3	Итого
Массовая доля частиц, в процентах	38,4	8,1	7,6	11,0	34,9	100,0
Массовая доля золота присутствующего за счет частиц данной крупности, в процентах	88,8	7,2	1,8	1,4	0,8	100,0
Средний диаметр золотины	11,7 мкм					

Пробность золота, по результатам атомно-абсорбционного анализа, в пробе колеблется от 889 до 979 условных единиц, что по Н.В. Петровской соответствует классам умеренно высокопробного и высокопробного золота. По массе преобладает высокопробное золото.

Рациональный анализ на золото выполнен по методике используемой в ОАО «Иргиредмет» на навеске массой в 1 кг крупностью измельчения 97,0 % класса минус 0,071 мм.

Кроме того, на исследованной пробе дополнительно выполнен её рациональный анализ по сокращённой схеме, включающей стадийную амальгамацию (при последовательном понижении крупности измельчения от минус 2,0 мм до 98,0 % класса минус 0,071 мм) с последующим сорбционным цианированием.

По полной схеме определены следующие формы нахождения золота: свободное (амальгамируемое); в сростках с рудными и породообразующими компонентами (цианируемое); извлекаемое цианированием после обработок щёлочью, соляной и азотной кислотами, а также тонковкрапленное в породообразующие минералы.

В связи с наличием в пробе шламистого минерального компонента операция цианирования осуществлена в присутствии сорбента (смолы АМ – 2 Б в CN – форме).

По данным рационального анализа (таблица 2.9) извлечение золота сорбционным цианированием из композитной пробы составляет 82,2 %. Из них на долю сростков с рудными и породообразующими компонентами приходится 41,8, а на свободный (амальгамируемый) металл – 40,4 %.

В упорной (не извлекаемой сорбционным цианированием) форме присутствует 17,8 % благородного металла, который распределён следующим образом: 9,4 % ассоциировано с минералами, растворимыми в соляной кислоте (карбонатами, хлоритами, гидроксидами железа и пр.), 6,2 % – с сульфидами и 2,2 % – тонко вкраплено в породообразующие минералы [1].

Таблица 2.9 – Результаты рационального анализа на золото

Формы нахождения золота и характер его ассоциации с рудными и породообразующими компонентами	Схема рационального анализа			
	полная		сокращённая	
	Распределение золота			
	г/т	про-цент	г/т	про-цент
Свободное (амальгамируемое), в том числе при последовательном понижении крупности измельчения: а) - 2,0 мм б) - 1,0 мм в) - 0,5 мм г) - 0,2 мм д) - 0,071 мм (97,0 - 98,0 %)	>0,91	>40,4	1,06	44,8
			0,10	4,2
			0,16	6,8
			0,43	18,1
			0,25	10,6
0,12	5,1			
В виде сростков с рудными и породообразующими компонентами (цианируемое в присутствии сорбента)	0,94	41,8	0,88	37,1
Всего в цианируемой форме	1,85	82,2	1,94	81,9
Извлекаемое цианированием после обработки соляной кислотой (ассоциированное с гидроксидами железа, карбонатами и пр.)	0,21	9,4	>0,43	>18,1
Извлекаемое цианированием после обработки азотной кислотой (ассоциированное с сульфидами: пиритом, арсенопиритом, халькопиритом и пр.)	0,14	6,2		
Тонковкрапленное в породообразующие минералы	0,05	2,2		
Итого: в пробе (по балансу)	2,25	100,0	2,37	100,0

Результаты рационального анализа по упрощенной схеме в целом подтверждают вышеприведённые данные: извлечение золота сорбционным цианированием составляет 81,9 %, а массовая доля свободного (амальгамируемого) благородного металла – 44,8 %. Анализируя результаты стадийной амальгамации, можно отметить, что наилучшая вскрываемость свободного золота в композитной пробе наблюдается в классах минус 0,5 + 0,2 мм и минус 0,2 + 0,071 мм [1].

Выводы:

- руда относится к золото-кварцевому убогосульфидному типу;
- руда относится к смешанному типу руд, т.к. степень окисления руды, рассчитанная по железу, равна 48 %;
- основными породообразующими минералами являются полевые шпаты и кварц;
- рудные минералы представлены сульфидами, преимущественно, пири-

том и арсенопиритом, суммарная массовая доля которых составляет 1,8 %. на долю вторичных образований железа приходится 1,3 %;

– основным полезным компонентом пробы руды является золото, содержание которого по результатам пробирного с метотсевом, равно $2,3 \pm 0,3$ г/т. содержание серебра в пробе составляет 1,80 г/т;

– форма золотин: уплощенная с пережимами и короткими отростками, неправильная компактная, комковатая, ячеистая;

– в пробе руды преобладает мелкое и тонкое золото (класс крупности минус 0,071 мм) – 78,2 %. на долю крупного золота (класс крупности +0,071мм) приходится 21,8 %. распределение крупного золота в пробах неравномерно. основная масса крупных золотин сконцентрировано в интервале крупности минус 0,15 + 0,071 мм. золотин крупнее 0,5 мм не встречено;

– пробность золота в руде колеблется от 889 до 979 единиц. по массе преобладает высокопробное золото;

– по данным рационального анализа извлечение золота сорбционным цианированием из композитной пробы составляет 82,2 %. из них на долю сростков с рудными и породообразующими компонентами приходится 41,8 %, а на свободный (амальгамируемый) металл – 40,4 % [1].

Таблица 2.10 – Вещественный состав руд Соловьевского месторождения

Типовые признаки	Характеристика признаков
1	2
Тип руды	золото-кварцевая убогосульфидная
Химический состав руды	SiO ₂ – 65,5 %, Al ₂ O ₃ – 13,1 %, CaO – 4,95 %, K ₂ O – 3,21 %, MgO – 2,03 %, Fe – 3,06 %, As – 0,44 %, S – 0,75 %, Cu – 0,007 %, Ag – 1,80 г/т, Au – 2,30 г/т.
Минеральный состав: рудная часть нерудная часть	Пирит, марказит, арсенопирит, сфалерит, халькопирит, галенит, пирротин, золото Полевые шпаты, кварц, слюды, плагиоклазы, амфиболы, хлорит, карбонаты
Элементы – примеси и форма их связи с основными рудными минералами	Ag, Zn в форме собственных минералов
Текстура и структура руд, взаимоотношения взаимоотношения рудных и нерудных минералов	Текстуры - массивная, участками неоднородная, пятнистая, неяснополосчатая, прожилковая, брекчиевидная.

Продолжение таблицы 2.10

1	2
	Структуры - порфиroidная, мелко-, тонкозернистая.
Химический состав золота	Пробность от 889 до 979
Морфология, гранулометрический состав золота	Au – самородное, сростки с кварцем и арсенопиритом. Форма золотин: уплощенная с пережимами и короткими отростками, неправильная компактная, комковатая, ячеистая. Класс крупности минус 0,071 мм) – 78,2 %, класс крупности +0,071 мм - 21,8 %.
Технологические свойства золота	Большой удельный вес, растворимость в NaCN
Выбор технологической схемы обогащения	Гравитационно-цианистая
Комплексное использование руды, горных пород, хвостов отвалов месторождения	Доизвлечение золота и других попутных элементов из хвостов. Использование отходов производства для изготовления строительных материалов и закладки выработанных пространств.
Требования к выпускаемой продукции	Золото лигатурное в слитках, удовлетворяющее требованиям ТУ 117-2-7-75. Состав: Золото – 10 % и более, сумма Ag и Cu – неограниченно, Pb – не более 5 %, Hg - не более 0,1 %.

3 ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ ЧАСТЬ

3.1 Выбор и обоснование технологической схемы

На основании результатов технологических исследований, анализа проведенных НИР, опыта работы аналогичных предприятий, для проектирования предприятия по освоению Соловьевского золоторудного месторождения рассматривается гравитационно-цианистая схема, представленная на рисунке 3.1.

Для переработки руды Соловьевского месторождения по гравитационно-цианистой технологии предложено две независимые ветки дробления и измельчения для ГОФ и ЗИФ.

При отработке месторождения на ГОФ будет перерабатываться руда общим объемом 100 тыс. т/год и 500 тыс. т/год на ЗИФ.

Переработка руды на ГОФ будет осуществляться по двум существующим веткам измельчения для обеспечения заданной производительности по исходной руде 100 тыс. т/год [17].

В корпусе ЗИФ месторождения «Соловьевское» будет осуществляться доводка шлихового золота полученного на действующих россыпных месторождений.

В качестве товарной продукции получают золото лигатурное в слитках, удовлетворяющее требованиям ТУ 117-2-7-75 (таблица 3.1).

Таблица 3.1 – Технические требования на золото лигатурное согласно ТУ 117-2-7-75

Наименование	Химический состав, массовая доля, в процентах			
	Au	Сумма Ag, Cu	Pb, не более	Hg, не более
Золото лигатурное	10 и более	Не ограничено	5	0,1

Отвальными продуктами являются хвосты сорбционного выщелачивания хвостов гравитации, отмытые от токсичных веществ, направляемые в намывное хвостохранилище.

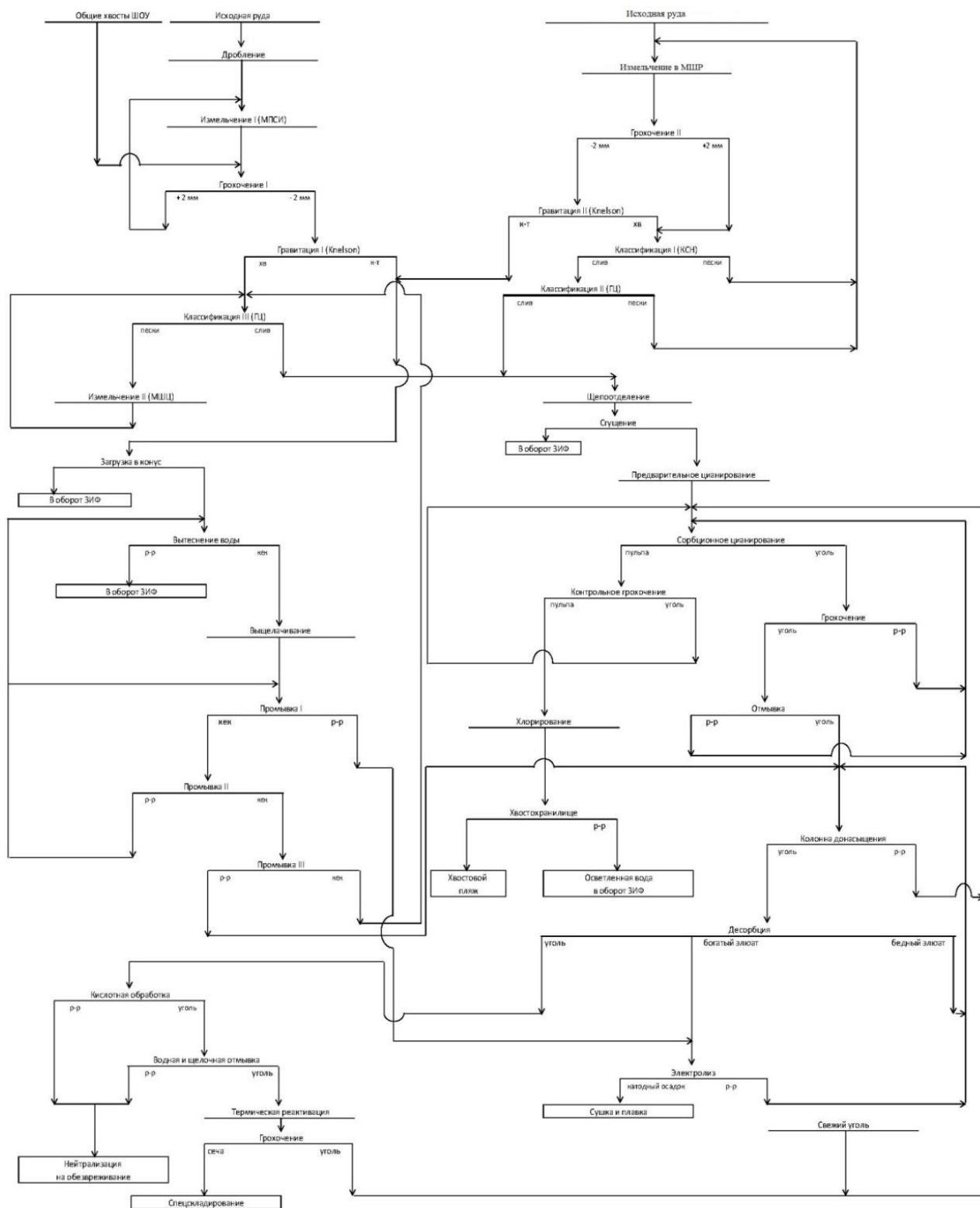


Рисунок 3.1 - Гравитационно-цианистая схема обогащения Соловьевского месторождения

3.2 Расчет качественно-количественной схемы

Целью расчёта является определение для всех видов продуктов и операций схемы ряда показателей, характеризующих технологический процесс каче-

ственно и количественно. Такими показателями являются: производительность (Q), выход продуктов (γ), содержание (β) и извлечение (ε) полезных компонентов, которые рассчитываются по формулам.

Исходные показатели по содержанию ценных компонентов в исходном питании и всех продуктов обогащения установлены на основании результатов исследований.

Рассчитываемые показатели определяются из баланса по схеме в целом, по каждому циклу и отдельной операции.

$$Q_n = \left(\frac{Q_1 \times \gamma}{100} \right), \quad (3.1)$$

где Q_n – производительность, т×ч;

γ – выход продукта, %;

Q_1 – производительность О.Ф., т×ч.

Расчёт извлечения, формула (3.2):

$$\varepsilon_n = \frac{\gamma_n \beta_n}{\alpha}, \quad (3.2)$$

где γ_n – извлечение золота в продукт, в процентах;

β_n – содержание золота в продукте, г/т;

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

Таблица 3.2 – Баланс металла по золотоизвлекательной фабрике

Наименование продукта	Выход			Содержание Au, г/т (мг/л)	Извлечение Au, процент	Количество Au, кг/год
	процент	т/час	тыс. т/год			
1	2	3	4	5	6	7
Поступает:						
Исходная руда на ЗИФ	83,42	63,41	500	2,53	81,22	1265,00
Исходная руда на ГОФ	16,51	12,55	99,61	2,53	16,08	250,81
Хвосты ШОУ	0,07	0,05	0,390	107,3	2,70	41,87
Всего:	100,0	76,01	600,0	2,598	100,00	1557,68
Выходит:						
Товарной продукции:						
Лигатурное золото (сплав Доре)				не менее 80 %	85,50	1331,53
Итого товарной продукции				не менее 80 %	85,50	1331,53

Продолжение таблицы 3.2

1	2	3	4	5	6	7
Хвосты переработки:						
Хвосты сорбционного цианирования (тв. ф.)	100,0	76,01	600,0	0,34	13,08	204,0
Хвосты сорбционного цианирования (ж. ф.)	-	-	-	0,02	1,42	22,15
Итого хвостов	100,0	76,01	600,0	-	14,50	226,15

Таблица 3.3 - Расчет качественно-количественной схемы участка гравитационного обогащения

Наименование операций и продуктов	Выход γ , процент	Производительность Q, т/ч	Содержание Au в твердом β_{Au}^{TB} , г/т	Извлечение Au в твердое ϵ_{Au}^{TB} , процент
1	2	3	4	5
ГОФ				
Дробление I стадии				
Поступает:				
Исходная руда на ГОФ -500мм	16,51	12,55	2,53	16,08
Итого поступает:	16,51	12,55	2,53	16,08
Выходит:				
Дробленая руда 1	16,51	12,55	2,53	16,08
Итого выходит:	16,51	12,55	2,53	16,08
Предварительное грохочение				
Поступает:				
Дробленая руда 1	16,51	12,55	2,53	16,08
Дробленая руда 2	8,30	10,50	4,06	13,02
Итого:	24,81	23,05	3,03	29,10
Выходит:				
Класс -10 мм	16,51	12,55	2,53	16,08
Класс +10 мм	8,30	10,50	4,06	13,02
Итого:	24,81	23,05	3,03	29,10
Дробление II стадии				
Поступает:				
Класс +10 мм	8,30	10,50	4,06	13,02
Итого:	8,30	10,50	4,06	13,02
Выходит:				
Дробленая руда 2	8,30	10,50	4,06	13,02
Итого:	8,30	10,50	4,06	13,02
Измельчение в МШР				
Поступает:				
Класс -10 мм	16,51	12,55	2,53	16,08
Пески классификации II	24	18,24	0,85	7,85
Пески классификации I	35	26,60	0,71	9,56
Смыв полов				
Вода в загрузку мельницы				
Итого поступает:	75,51	57,40	1,15	33,49

Продолжение таблицы 3.3

1	2	3	4	5
Выходит:				
Продукт измельчения в МШР	75,51	57,40	1,15	33,49
Итого выходит:	75,51	57,40	1,15	33,49
Грохочение II				
Поступает:				
Продукт измельчения в МШР	75,51	57,40	1,15	33,49
Вода на грохот				
Вода в сальники насосов				
Итого поступает:	75,51	57,40	1,15	33,49
Выходит:				
Надрешетный продукт (+2мм)	2,40	1,82	0,35	0,33
Подрешетный продукт (-2мм)	73,11	55,57	1,18	33,17
Итого выходит:	75,51	57,40	1,15	33,49
Гравитация II (Knelson)				
Поступает:				
Подрешетный продукт (-2мм)	73,11	55,57	1,18	33,17
Вода на концентрацию				
Вода в сальники насосов				
Итого поступает:	73,11	55,57	1,18	33,17
Выходит:				
Концентрат гравитации ГОФ	0,07	0,057	230,02	6,60
Хвосты гравитации ГОФ	73,04	55,51	0,95	26,57
Итого выходит:	73,11	55,57	1,18	33,17
Классификация I (КСН)				
Поступает:				
Хвосты гравитации ГОФ	73,04	55,51	0,95	26,57
Надрешетный продукт (+2мм)	2,40	1,82	0,35	0,33
Итого поступает:	75,44	57,33	0,90	26,90
Выходит:				
Слив классификации I	40,44	30,74	1,11	17,33
Пески классификации I	35	26,60	0,71	9,56
Итого выходит:	75,44	57,33	0,90	26,90
Классификация II (ГЦ)				
Поступает:				
Слив классификации I	40,44	30,74	1,11	17,33
Вода				
Вода в сальники насосов				
Итого поступает:	40,44	30,74	1,11	17,33
Выходит:				
Слив классификации II	16,44	12,49	1,50	9,48
Пески классификации II	24	18,24	0,85	7,85
Итого выходит:	40,44	30,74	1,11	17,33
ЗИФ				
Дробление I				
Поступает:				
Исходная руда на ЗИФ -500мм	83,42	63,41	2,53	81,22
Итого поступает:	83,42	63,41	2,53	81,22
Выходит:				

Продолжение таблицы 3.3

1	2	3	4	5
Дробленая руда	83,42	63,41	2,53	81,22
Итого выходит:	83,42	63,41	2,53	81,22
Измельчение I				
Поступает:				
Дробленая руда	83,42	63,41	2,53	81,22
Надрешетный продукт (+2мм)	33,70	21,37	1,95	21,10
Смыв полов				
Вода в загрузку мельницы				
Итого поступает:	117,12	84,78	2,38	102,32
Выходит:				
Продукт измельчения I	117,12	84,78	2,38	102,32
Итого выходит:	117,12	84,78	2,38	102,32
Грохочение I				
Поступает:				
Продукт измельчения I	117,12	84,78	2,38	102,32
Общие хвосты ШОУ	0,07	0,05	107,36	2,70
Вода на грохот				
Вода в сальники насосов				
Итого поступает:	117,19	84,83	2,44	105,02
Выходит:				
Надрешетный продукт (+2мм)	33,70	21,31	1,95	21,10
Подрешетный продукт (-2мм)	83,49	63,46	2,61	83,93
Итого выходит:	117,19	84,83	2,44	105,02
Гравитация I (Knelson)				
Поступает:				
Подрешетный продукт (-2мм)	83,49	63,46	2,61	83,93
Вода на концентрацию				
Вода в сальники насосов				
Итого поступает:	83,49	63,46	2,61	83,93
Выходит:				
Концентрат гравитации ЗИФ	0,35	0,26	303,49	40,35
Хвосты гравитации ЗИФ	83,14	63,20	1,36	43,58
Итого выходит:	83,49	63,46	2,61	83,93
Классификация III (ГЦ)				
Поступает:				
Хвосты гравитации ЗИФ	83,14	63,20	1,36	43,58
Продукт измельчения II	234,10	177,94	1,80	162,16
Кек ИЦ	0,40	0,30	30,40	4,68
Вода				
Вода в сальники насосов				
Итого поступает:	317,64	241,44	1,72	210,42
Выходит:				
Слив классификации III	83,54	63,50	1,50	48,26
Пески классификации III	234,10	177,94	1,80	162,15
Итого выходит:	317,64	241,44	1,72	210,42
Измельчение II				
Поступает:				
Пески классификации III	234,10	177,94	1,80	162,15

Продолжение таблицы 3.3

1	2	3	4	5
Итого поступает:	234,10	177,94	1,80	162,15
Выходит:				
Продукт измельчения П	234,10	177,94	1,80	162,15
Итого выходит:	234,10	177,94	1,80	162,15
Щепоотделение				
Поступает:				
Слив классификации III	83,54	63,50	1,50	48,26
Слив классификации П	16,46	12,51	1,83	11,61
Вода				
Итого поступает:	100,00	76,01	1,56	59,88
Выходит:				
Пульпа	100,00	76,01	1,56	59,88
Щепа на полигон ТБО				
Сгущение				
Поступает:				
Пульпа	100,00	76,01	1,56	59,88
Смыв полов				
Раствор флокулянта				
Итого поступает:	100,00	76,01	1,56	59,88
Выходит:				
Пески сгустителя	100,00	76,01	1,56	59,88
Слив сгустителя				
Итого выходит:	100,00	76,01	1,56	59,88

Таблица 3.4 - Расчет качественно-количественной схемы участка цианирования, сорбции, десорбции, регенерации и готовой продукции

Наименование операций и продуктов	Выход γ , процент	Производительность Q, т/ч	Содержание Au в твердом β_{Au}^{TB} , г/т	Извлечение Au в твердое ϵ_{Au}^{TB} , %	Содержание Au в жидком $\beta_{Au}^{ж}$, г/м ³	Извлечение Au в жидкое $\epsilon_{Au}^{ж}$, процент
1	2	3	4	5	6	7
Интенсивное цианирование						
Поступает:						
Концентрат ГОФ	0,05	0,04	212,41	4,46	-	-
Концентрат гравитации ЗИФ	0,35	0,26	303,49	40,35	-	-
Раствор щелочи						
Раствор цианида						
Вода на промывку						
Итого поступает:	0,40	0,30	291,21	44,81	-	-
Выходит:						
Кек ИЦ	0,40	0,30	30,40	4,68	-	-
Элюат ИЦ					247,39	35,07
Раствор в колонну дон-ния					32,83	5,06
Вода в оборот ЗИФ						
Итого выходит:	0,40	0,30	30,40	4,68	135,70	40,13

Продолжение таблицы 3.4

1	2	3	4	5	6	7
Предварительное цианирование						
Поступает:						
Пески сгустителя	100,00	76,01	1,56	59,88	-	-
Вода в сальники насосов						
Смыв полов						
Раствор цианида						
Итого поступает:	100,00	76,01	1,56	59,88	-	-
Выходит:						
Пульпа цианирования	100,00	76,01	0,65	25,01	0,87	34,86
Итого выходит:	100,00	76,01	0,65	25,01	0,87	34,86
Сорбция						
Поступает:						
Пульпа цианирования	100,00	76,01	0,65	25,01	0,87	34,86
Вода в сальники насосов						
Смыв полов						
Уголь после грохочения	-	0,05	92,40	2,33	-	-
Раствор с донасыщения					3,01	1,65
Раствор с отмывки						
Итого поступает:	100,00	76,06	0,65	27,34	0,90	36,51
Выходит:						
Уголь золотосодержащий	-	0,05	1949,60	49,35	-	-
Хвосты сорбции	100,00	76,01	0,34	13,08	0,03	1,42
Итого выходит:	100,00	76,06	1,62	62,44	0,03	1,42
Грохочение и отмывка						
Поступает:						
Уголь золотосодержащий	-	0,05	1949,60	49,35	-	-
Вода на отмывку						
Итого поступает:	-	0,05	1949,60	49,35	-	-
Выходит:						
Уголь золотосодержащий	-	0,05	1949,60	49,35	-	-
Раствор с отмывки						
Итого выходит:	-	0,05	1949,60	49,35	-	-
Контрольное грохочение хвостов						
Поступает:						
Хвосты сорбции	100,00	76,01	0,34	13,08	0,03	1,42
Вода на грохот						
Итого поступает:	100,00	76,01	0,34	13,08	0,03	1,42
Выходит:						
Хвосты сорбции	100,00	76,01	0,34	13,08	0,03	1,42
Уголь в оборот на сорбцию						
Итого выходит:	100,00	76,01	0,34	13,08	0,03	1,42
Обезвреживание						
Поступает:						
Хвосты сорбции	100,00	76,01	0,34	13,08	0,03	1,42
Раствор гипохлорита						
Раствор извести						

Продолжение таблицы 3.4

1	2	3	4	5	6	7
В сальники насосов						
Смыв полов						
Вода на распульповку						
Итого поступает:	100,00	76,01	0,34	13,08	0,02	1,42
Выходит:						
Хвосты сорбции обезвреженные	100,00	76,01	0,34	13,08	0,02	1,42
Итого выходит:	100,00	76,01	0,34	13,08	0,02	1,42
Хвостохранилище						
Поступает:						
Хвосты сорбции обезвреженные	100,00	76,01	0,34	13,08	0,02	1,42
В сальники насосов						
Итого поступает:	100,00	76,01	0,34	13,08	0,02	1,42
Выходит:						
Хвостовой пляж	100,00	76,01	0,34	13,08	-	-
Осветленная вода					0,02	1,42
Итого выходит:	100,00	76,01	0,34	13,08	0,02	1,42
Донасыщение в колонне						
Поступает:						
Уголь золотосодержащий	-	0,05	1949,60	49,35		
Раствор в колонну донасыщения					32,83	5,06
Обеззолоченные растворы электролиза					15,82	3,84
Бедный элюат					20,00	3,04
Итого поступает:	-	0,05	1949,60	49,35	21,75	11,94
Выходит:						
Раствор с донасыщения					3,01	1,65
Уголь золотосодержащий	-	0,05	2356,20	59,64		
Итого выходит:	-	0,05	2356,20	59,64	3,01	1,65
Десорбция золота						
Поступает:						
Уголь золотосодержащий	-	0,05	2356,20	59,64	-	-
Раствор щелочи (на десорбцию)						
В сальники насосов						
Итого поступает:	-	0,05	2356,20	59,64	-	-
Выходит:						
Уголь обеззолоченный	-	0,05	100,00	2,53	-	-
Богатый элюат					534,06	54,08
Бедный элюат					20,00	3,04
Итого выходит:	-	0,05	100,00	2,53	226,85	57,11
Кислотная обработка						
Поступает:						
Уголь обеззолоченный	-	0,05	100,00	2,53	-	-
Раствор соляной кислоты						
В сальники насосов						

Продолжение таблицы 3.4

1	2	3	4	5	6	7
Итого поступает:	-	0,05	100,00	2,53	-	-
Выходит:						
Уголь регенерированный	-	0,05	100,00	2,53	-	-
Отработанный раствор соляной кислоты						
Итого выходит:	-	0,05	100,00	2,53	-	-
Отмывка от кислоты						
Поступает:						
Уголь регенерированный		0,05	100,00	2,53	-	-
Вода на отмывку						
Итого поступает:		0,05	100,00	2,53	-	-
Выходит:						
Уголь регенерированный		0,05	100,00	2,53	-	-
Вода после промывки от кислоты						
Итого выходит:		0,05	100,00	2,53	-	-
Нейтрализация растворов кислотной обработки						
Поступает:						
Отработанный раствор соляной кислоты						
Вода после промывки от кислоты						
Раствор щелочи						
В сальники насосов						
Итого поступает:						
Выходит:						
Раствор на обезвреживание						
Итого выходит:						
Термическая реактивация						
Поступает:						
Уголь регенерированный	-	0,05	100,00	2,53	-	-
Итого поступает:	-	0,05	100,00	2,53	-	-
Выходит:						
Уголь реактивированный	-	0,05	100,00	2,53	-	-
Испарение при реактивации						
Итого выходит:	-	0,05	100,00	2,53	-	-
Гашение угля						
Поступает:						
Уголь реактивированный	-	0,050	100,00	2,53	-	-
Вода						
Уголь свежий	-	0,004				
Итого поступает:	-	0,054	92,59	2,53	-	-
Выходит:						
Уголь на грохочение	-	0,054	92,59	2,53	-	-
Итого выходит:	-	0,054	92,59	2,53	-	-
Грохочение угля						
Поступает:						

Продолжение таблицы 3.4

1	2	3	4	5	6	7
Уголь на грохочение	-	0,054	92,59	2,53	-	-
Итого поступает:						
Выходит:						
Уголь после грохочения	-	0,050	92,40	2,33	-	-
Угольная мелочь на утили- зацию	-	0,004	95,00	0,20	-	-
Итого выходит:	-	0,054	92,59	2,53	-	-
Электролиз						
Поступает:						
Богатый элюат					534,06	54,08
Элюат ИЦ					247,39	35,07
Итого поступает:					367,53	89,15
Выходит:						
Катодный осадок				85,50	-	-
Обеззолоченные растворы электролиза					15,82	3,84
Итого выходит:				85,50	15,82	3,84
Сушка и плавка						
Поступает:						
Катодный осадок				85,50	-	-
Итого поступает:				85,50	-	-
Выходит:						
Золото лигатурное				85,50	-	-
Итого выходит:				85,50	-	-

3.3 Расчет водно-шламовой схемы

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

На основании данных практики устанавливаются значения R (Ж:Т) и нормы расхода воды для отдельных продуктов и операций [3].

С помощью формулы (3.3) определяется количество воды в продуктах и операциях с известными значениями R_n , причем значения Q_n , берутся из количественной схемы.

$$W_n = Q_n \times R_n, \quad (3.3)$$

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

По формуле (3.4) подсчитывается объем пульпы для конечного продукта.

$$W_{пн} = Q_n \times (R_n + 1 / \delta_n), \quad (3.4)$$

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;

Lr_n – расход растворов реагентов, м³ в единицу времени;

T_n – содержание твердого, в процентах;

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

Целью проектирования водно-шламовой схемы является:

- обеспечение оптимальных отношений Ж:Т в операциях схемы;
- определение количества воды, добавляемой в операции или, наоборот, выделяемой из продуктов при операциях обезвоживания;
- определение отношений Ж:Т в продуктах схемы;
- определение объемов пульпы для всех продуктов и операций схемы;
- определение общей потребности воды по обогатительной фабрике и составление общего баланса по воде [3].

Таблица 3.5 - Расчет водно-шламовой схемы

Наименование операций и продуктов	Выход γ , процент	Производительность Q , т/ч	Содержание твердого T , процент	Ж:Т, R	Расход воды W , м ³ /ч	Производительность по объему пульпы $Wп$, м ³ /ч
1	2	3	4	5	6	7
ГОФ						
Дробление I стадия						
Поступает:						
Исходная руда ГОФ -500 мм	16,51	12,55	95	0,052	0,66	5,31
Итого:	16,51	12,55	95	0,052	0,66	5,31
Выходит:						
Дробленая руда 1	16,51	12,55	95	0,052	0,66	5,31
Итого:	16,51	12,55	95	0,052	0,66	5,31
Предварительное грохочение						
Поступает:						
Дробленая руда 1	16,51	12,55	95	0,052	0,66	5,31

Продолжение таблицы 3.5

1	2	3	4	5	6	7
Дробленая руда 2	8,30	10,50	96	0,058	0,61	4,51
Итого:	24,81	23,05	94,77	0,055	1,27	9,82
Выходит:						
Класс -10 мм	16,51	12,55	95	0,052	0,66	5,31
Класс +10 мм	8,30	10,50	96	0,058	0,61	4,51
Итого:	24,81	23,05	94,77	0,055	1,27	9,82
Дробление II стадия						
Поступает:						
Класс +10 мм	8,30	10,50	96	0,058	0,61	4,51
Итого поступает:	8,30	10,50	96	0,058	0,61	4,51
Выходит:						
Дробленая руда 2	8,30	10,50	96	0,058	0,61	4,51
Итого выходит:	8,30	10,50	96	0,058	0,61	4,51
Измельчение в МШР						
Поступает:						
Класс -10 мм	16,51	12,55	95	0,052	0,66	5,31
Пески классификации II	24	18,24	60	0,66	12,16	18,92
Пески классификации I	35	26,60	65	0,53	14,32	24,18
Смыв полов					0,80	0,80
L ₄ Вода в загрузку мельницы					10,32	10,32
Итого поступает:	75,51	57,40	60	0,66	38,26	59,52
Выходит:						
Продукт измельчения в МШР	75,51	57,40	60	0,66	38,26	59,52
Итого выходит:	75,51	57,40	60	0,66	38,26	59,52
Грохочение II						
Поступает:						
Продукт измельчения в МШР	75,51	57,40	60	0,66	38,26	59,52
L ₅ Вода на грохот					27,46	27,46
Вода в сальники насосов					2,52	2,52
Итого поступает:	75,51	57,40	45,87	1,18	68,25	89,50
Выходит:						
Надрешетный продукт (+2мм)	2,40	1,82	85	0,17	0,32	1
Подрешетный продукт (-2мм)	73,11	55,57	45	1,22	67,92	88,50
Итого выходит:	75,51	57,40	45,87	1,18	68,25	89,50
Гравитация II (Knelson)						
Поступает:						
Подрешетный продукт (-2мм)	73,11	55,57	45	1,22	67,92	88,50
L ₆ Вода на концентрацию					11,48	11,48
Вода в сальники насосов					2,52	2,52
Итого поступает:	73,11	55,57	40,48	1,47	81,91	102,50
Выходит:						
Концентрат гравитации ГОФ	0,07	0,057	50	1	0,057	0,078
Хвосты гравитации ГОФ	73,04	55,51	40,40	1,47	81,86	102,43
Итого выходит:	73,11	55,57	40,48	1,47	81,91	102,50
Классификация I (КСН)						
Поступает:						
Хвосты гравитации ГОФ	73,04	55,51	40,40	1,47	81,86	102,43
Надрешетный продукт (+2мм)	2,40	1,82	85	0,17	0,32	1

Продолжение таблицы 3.5

1	2	3	4	5	6	7
Итого поступает:	75,44	57,33	41,15	1,43	82,19	103,43
Выходит:						
Слив классификации I	40,44	30,74	31,17	2,20	67,86	79,24
Пески классификации I	35	26,60	65	0,53	14,32	24,18
Итого выходит:	75,44	57,33	41,15	1,43	82,19	103,43
Классификация II (ГЦ)						
Поступает:						
Слив классификации I	40,44	30,74	31,17	2,20	67,86	79,24
L ₇ Вода					12,58	12,58
Вода в сальники насосов					2,52	2,52
Итого поступает:	40,44	30,74	27,10	2,69	82,96	94,34
Выходит:						
Слив классификации II	16,44	12,49	15	5,66	70,80	75,42
Пески классификации II	24	18,24	60	0,66	12,16	18,92
Итого выходит:	40,44	30,74	27,10	2,69	82,96	94,34
ЗИФ						
Дробление						
Поступает:						
Исходная руда на ЗИФ -500мм	83,42	63,41	95,00	0,05	3,34	26,82
Итого поступает:	83,42	63,41	95,00	0,05	3,34	26,82
Выходит:						
Дробленая руда	83,42	63,41	95,00	0,05	3,34	26,82
Итого выходит:	83,42	63,41	95,00	0,05	3,34	26,82
Измельчение I						
Поступает:						
Дробленая руда	83,42	63,41	95,00	0,05	3,34	26,82
Надрешетный продукт (+2мм)	33,70	21,37	80,00	0,24	5,34	13,26
Смыв полов					0,80	0,80
L ₁ Вода в загрузку мельницы					26,84	26,84
Итого поступает:	117,12	84,78	70,00	0,42	36,32	67,72
Выходит:						
Продукт измельчения I	117,12	84,78	70,00	0,42	36,32	67,72
Итого выходит:	117,12	84,78	70,00	0,42	36,32	67,72
Грохочение I						
Поступает:						
Продукт измельчения I	117,12	84,78	70,00	0,42	36,32	67,72
Общие хвосты ШОУ	0,07	0,05	27,34	2,6	0,13	0,15
L ₂ Вода на грохот					112,67	112,67
Вода в сальники насосов					2,52	2,52
Итого поступает:	117,19	84,83	35,86	1,78	151,64	183,06
Выходит:						
Надрешетный продукт (+2мм)	33,70	21,31	80,00	0,25	5,34	13,25
Подрешетный продукт (-2мм)	83,49	63,46	35,00	2,30	146,30	169,81
Итого выходит:	117,19	84,83	35,86	1,78	151,64	183,06
Гравитация I (Knelson)						
Поступает:						
Подрешетный продукт (-2мм)	83,49	63,46	35,00	2,30	146,30	169,81
L ₃ Вода на концентрацию					25,48	25,48

Продолжение таблицы 3.5

1	2	3	4	5	6	7
Вода в сальники насосов					2,52	2,52
Итого поступает:	83,49	63,46	26,69	2,74	174,30	197,81
Выходит:						
Концентрат гравитации ЗИФ	0,35	0,26	50,00	1	0,26	0,35
Хвосты гравитации ЗИФ	83,14	63,20	26,64	2,75	174,05	197,45
Итого выходит:	83,49	63,46	26,69	2,74	174,30	197,81
Классификация III(ГЦ)						
Поступает:						
Хвосты гравитации ЗИФ	83,14	63,20	26,64	2,75	174,05	197,45
Продукт измельчения II	234,10	177,94	60,00	0,66	118,63	184,53
Кек ИЦ	0,40	0,30	66,70	0,5	0,15	0,26
L8 Вода					181,32	181,32
Вода в сальники насосов					4,32	4,32
Итого поступает:	317,64	241,44	33,54	1,98	478,47	567,89
Выходит:						
Слив классификации III	83,54	63,50	15,00	5,66	359,84	383,36
Пески классификации III	234,10	177,94	60,00	0,66	118,63	184,53
Итого выходит:	317,64	241,44	33,58	1,98	478,47	567,89
Измельчение II						
Поступает:						
Пески классификации III	234,10	177,94	60,00	0,66	118,63	184,53
Итого поступает:	234,10	177,94	60,00	0,66	118,63	184,53
Выходит:						
L9 Продукт измельчения II	234,10	177,94	60,00	0,66	118,63	184,53
Итого выходит:	234,10	177,94	60,00	0,66	118,63	184,53
Щепоотделение						
Поступает:						
Слив классификации III	83,54	63,50	15,00	2,02	359,84	383,36
Слив классификации II	16,46	12,51	15,00	5,66	70,88	75,51
L10 Вода					0,10	0,10
Итого поступает:	100,00	76,01	15,00	5,66	430,82	458,97
Выходит:						
Пульпа	100,00	76,01	15,00	5,66	430,82	458,97
Щепа на полигон ТБО						
Итого выходит:	100,00	76,01	15,00	5,66	430,82	458,97
Сгущение						
Поступает:						
Пульпа	100,00	76,01	15,00	5,66	430,82	458,97
Смыв полов					0,77	0,77
L ₂ Раствор флокулянта					0,75	0,75
Итого поступает:	100,00	76,01	14,95	5,68	432,34	460,49
Выходит:						
Пески сгустителя	100,00	76,01	50,00	1	76,01	104,16
Слив сгустителя					356,33	356,33
Итого выходит:	100,00	76,01	14,95	5,68	432,34	460,49
Интенсивное цианирование						
Поступает:						
Концентрат ГОФ	0,05	0,04	50,00	1	0,04	0,06

Продолжение таблицы 3.5

1		2	3	4	5	6	7
Концентрат гравитации ЗИФ		0,35	0,26	50,00	1	0,26	0,35
L ₁	Раствор щелочи					0,02	0,02
	Раствор цианида					0,02	0,02
L ₉	Вода на промывку					0,63	0,63
Итого поступает:		0,40	0,30	23,92	3,23	0,97	1,08
Выходит:							
Кек ИЦ		0,40	0,30	66,70	0,5	0,15	0,26
Элюат ИЦ						0,28	0,28
Раствор в колонну донасыщения						0,30	0,30
Вода в оборот ЗИФ						0,23	0,23
Итого выходит:		0,40	0,30	23,90	3,23	0,97	1,08
Предварительное цианирование							
Поступает:							
Пески сгустителя		100,00	76,01	50,00	1	76,01	104,16
Вода в сальники насосов						2,52	2,52
Смыв полов						0,18	0,18
L ₃	Раствор цианида					0,68	0,68
Итого поступает:		100,00	76,01	48,91	1,04	79,39	107,54
Выходит:							
Пульпа цианирования		100,00	76,01	48,91	1,04	79,39	107,54
Итого выходит:		100,00	76,01	48,91	1,04	79,39	107,54
Сорбция							
Поступает:							
Пульпа цианирования		100,00	76,01	48,91	1,04	79,39	107,54
Вода в сальники насосов						0,30	0,30
Смыв полов						0,21	0,21
Уголь после грохочения		-	0,05	-			
Раствор с донасыщения						1,08	1,08
Раствор с отмывки						3,33	3,33
Итого поступает:		100,00	76,06	47,43	1,10	84,31	112,47
Выходит:							
Уголь золотосодержащий		-	0,05	-			
Хвосты сорбции		100,00	76,01	46,83	1,04	84,31	112,47
Итого выходит:		100,00	76,06	47,43	1,10	84,31	112,47
Грохочение и отмывка							
Поступает:							
Уголь золотосодержащий		-	0,05	-			
L ₁₂	Вода на отмывку					3,33	3,33
Итого поступает:		-	0,05	-	66,60	3,33	3,33
Выходит:							
Уголь золотосодержащий		-	0,05	-			
Раствор с отмывки						3,33	3,33
Итого выходит:		-	0,05	-	66,60	3,33	3,33
Контрольное грохочение							
Поступает:							
Хвосты сорбции		100,00	76,01	46,83	1,10	84,31	112,47

Продолжение таблицы 3.5

1		2	3	4	5	6	7
L ₁₁	Вода на грохот					1,99	1,99
Итого поступает:		100,00	76,01	46,83	1,13	86,30	114,45
Выходит:							
Хвосты сорбции		100,00	76,01	46,83	1,13	86,30	114,45
Уголь в оборот на сорбцию							
Итого выходит:		100,00	76,01	46,83	1,13	86,30	114,45
Обезвреживание							
Поступает:							
Хвосты сорбции		100,00	76,01	46,83	1,13	86,30	114,45
L ₇	Раствор гипохлорита					2,23	2,23
L ₈	Раствор извести					1,09	1,09
В сальники насосов						0,06	0,06
Смыв полов						0,21	0,21
L ₁₄	Вода на распульповку					37,26	37,26
Итого поступает:		100,00	76,01	37,41	1,67	127,15	155,30
Выходит:							
Хвосты сорбции обезвреженные		100,00	76,01	37,41	1,67	127,15	155,30
Итого выходит:		100,00	76,01	37,41	1,67	127,15	155,30
Хвостохранилище							
Поступает:							
Хвосты сорбции обезвреженные		100,00	76,01	37,41	1,67	127,15	155,30
В сальники насосов						2,52	2,52
Итого поступает:		100,00	76,01	36,96	1,70	129,67	157,82
Выходит:							
Хвостовой пляж		100,00	76,01	70,00	0,42	32,57	60,72
Осветленная вода						97,10	97,10
Итого выходит:		100,00	76,01	36,96	1,70	129,67	157,82
Донасыщение в колонне							
Поступает:							
Уголь золотосодержащий		-	0,05	-			
Раствор в колонну донасыщения						0,30	0,30
Обеззолоченные растворы электролиза						0,48	0,48
Бедный элюат						0,30	0,30
Итого поступает:		-	0,05	-	21,6	1,08	1,08
Выходит:							
Раствор с донасыщения						1,08	1,08
Уголь золотосодержащий		-	0,05	-			
Итого выходит:		-	0,05	-	21,6	1,08	1,08
Десорбция золота							
Поступает:							
Уголь золотосодержащий		-	0,05	-			
L ₄	Раствор щелочи (на десорбцию)					0,50	0,50
В сальники насосов						0,002	0,002

Продолжение таблицы 3.5

1	2	3	4	5	6	7
Итого поступает:	-	0,05	-	10	0,50	0,50
Выходит:						
Уголь обеззолоченный	-	0,05	-			
Богатый элюат					0,20	0,20
Бедный элюат					0,30	0,30
Итого выходит:	-	0,05	-	10	0,50	0,50
Кислотная обработка						
Поступает:						
Уголь обеззолоченный	-	0,05	-			
Lr ₅ Раствор соляной кислоты					0,07	0,07
В сальники насосов					0,30	0,30
Итого поступает:	-	0,05	-	7,4	0,37	0,37
Выходит:						
Уголь регенерированный	-	0,05	-			
Отработанный раствор соляной кислоты					0,37	0,37
Итого выходит:	-	0,05	-	7,4	0,37	0,37
Отмывка от кислоты						
Поступает:						
Уголь регенерированный		0,05				
L ₁₃ Вода на отмывку					0,15	0,15
Итого поступает:		0,05		3	0,15	0,15
Выходит:						
Уголь регенерированный		0,05		1	0,05	0,05
Вода после промывки от кислоты					0,10	0,10
Итого выходит:		0,05		3	0,15	0,15
Нейтрализация						
Поступает:						
Отработанный раствор соляной кислоты					0,37	0,37
Вода после промывки от кислоты					0,10	0,10
Lr ₆ Раствор щелочи					0,014	0,014
В сальники насосов					0,03	0,03
Итого поступает:					0,514	0,514
Выходит:						
Раствор на обезвреживание					0,514	0,514
Итого выходит:					0,514	0,514
Термическая реактивация						
Поступает:						
Уголь регенерированный	-	0,05	-	1	0,05	0,05
Итого поступает:	-	0,05	-	1	0,05	0,05
Выходит:						
Уголь реактивированный	-	0,05	-			
Испарение при реактивации					0,05	0,05
Итого выходит:	-	0,05	-	1	0,05	0,05
Гашение угля						

Продолжение таблицы 3.5

1	2	3	4	5	6	7
Поступает:						
Уголь реактивированный	-	0,050	-			
L ₁₅ Вода					0,05	0,05
Уголь свежий	-	0,004	-			
Итого поступает:	-	0,054	-	0,92	0,05	0,05
Выходит:						
Уголь на грохочение	-	0,054	-	0,92	0,05	0,05
Итого выходит:	-	0,054	-	0,92	0,05	0,05
Грохочение угля						
Поступает:						
Уголь на грохочение	-	0,054	-	0,92	0,05	0,05
Итого поступает:		0,054		0,92	0,05	
Выходит:						
Уголь после грохочения	-	0,050	-			
Угольная мелочь на утили- зацию	-	0,004	-	1,25	0,05	0,05
Итого выходит:	-	0,054	-	0,92	0,05	0,05
Электролиз						
Поступает:						
Богатый элюат					0,20	0,20
Элюат ИЦ					0,28	0,28
Итого поступает:					0,48	0,48
Выходит:						
Катодный осадок						
Обеззолоченные растворы электролиза					0,48	0,48
Итого выходит:					0,48	0,48
Сушка и плавка						
Поступает:						
Катодный осадок						
Итого поступает:						
Выходит:						
Золото лигатурное						
Итого выходит:						

Баланс общей воды обогатительной фабрике приведен в таблице 3.6.

Таблица 3.6 – Баланс общей воды на обогатительной фабрике

Поступает воды в процесс	м ³ /ч	Уходит воды из процесса	м ³ /ч
1	2	3	4
С исходной рудой ЗИФ	3,34	Слив конуса ИЦ	0,23
С хвостами ШОУ	0,132	Слив сгустителя	356,33
С исходной рудой ГОФ	0,66	Растворы нейтрализации	0,51
В сальники насосов	22,652	Хвостовой пляж	32,57
На смыв полов	2,97	Осветленная вода хвостохранилища	97,10

Продолжение таблицы 3.6

1		2	3	4
<i>L</i> ₁	На измельчение в МПСИ	26,84		
<i>L</i> ₂	На грохочение I	112,67		
<i>L</i> ₃	На гравитацию I	25,48		
<i>L</i> ₄	На измельчение в МШР	10,32		
<i>L</i> ₅	На грохочение II	27,46		
<i>L</i> ₆	На гравитацию II	11,48		
<i>L</i> ₇	На классификацию II	12,58		
<i>L</i> ₈	На классификацию III	181,32		
<i>L</i> ₉	На промывку кека ИЦ	0,63		
<i>L</i> ₁₀	На щепоотделение	0,1		
<i>L</i> ₁₁	На контрольное грохочение	1,99		
<i>L</i> ₁₂	На грохочение и отмывку угля	3,33		
<i>L</i> ₁₃	На отмыву угля от кислоты	0,15		
<i>L</i> ₁₄	Раствор на разбавление	37,26		
<i>L</i> ₁₅	На гашение угля	0,05		
<i>Lr</i> ₁	Раствор NaCN, NaOH в ИЦ	0,04		
<i>Lr</i> ₂	Раствор флокулянта	0,75		
<i>Lr</i> ₃	Раствор NaCN на пред. цианир.	0,68		
<i>Lr</i> ₄	Раствор NaOH на десорбцию	0,5		
<i>Lr</i> ₅	Раствор HCl на регенерацию	0,07		
<i>Lr</i> ₆	Раствор NaOH на нейтрализацию	0,014		
<i>Lr</i> ₇	Раствор ClO на обезвреживание	2,23		
<i>Lr</i> ₈	Раствор CaO на обезвреживание	1,09		
Итого:		486,7	Итого:	486,7

Общее водопотребление составит 486,7 м³/ч. При этом удельное водопотребление на тонну руды – 6,4 м³/ч.

С учетом возврата в схему оборотной воды, потребление свежей воды по обогатительной фабрике составит ~70 м³/ч. Удельное потребление свежей воды на тонну руды – 1,08 м³/ч.

4 ВЫБОР И РАСЧЕТ ОСНОВНОГО ТЕХНОЛОГИЧЕСКОГО ОБОРУДОВАНИЯ

4.1 Выбор оборудования для рудоподготовки

В проекте схема рудоподготовки предусматривает: одностадиальное дробление до крупности 200 мм двухстадиальное измельчение с полусамоизмельчением на первой и шаровым помолом на второй стадии до конечной крупности не менее 90 % класса минус 0,071 мм.

При разработке технологии рудоподготовки использованы данные исследований по определению физико-механических свойств на композитной пробе руды.

Выбор основного оборудования крупного дробления выполнен с учетом годовой производительности 500 тыс. т/год и коэффициента использования оборудования 0,75 [2].

Оборудование для измельчения, классификации, гравитации выбрано с учетом коэффициента использования оборудования для главного корпуса 0,9. В качестве исходных данных приняты следующие значения:

- максимальный кусок в питании фабрики – минус 500 мм;
- рабочий индекс ударного дробления Бонда (CW_i) – 8,97 кВт·ч/т;
- индекс абразивности Бонда (A_i) – 0,28 г;
- индекс полусамоизмельчения (SAG) – 9,74 кВт·ч/т;
- рабочий индекс Бонда для шаровой мельницы (Bw_i) – 14,37 кВт·ч/т;
- удельная производительность мельницы полусамоизмельчения по вновь образованному расчетному классу – 0,13 т/м³·ч;
- удельная производительность шаровой мельницы по вновь образованному расчетному классу – 0,23 т/м³·ч;
- объемная масса руды – 1,6 т/м³
- удельный вес руды – 2,7 т/м³;
- удельный вес концентрата гравитации – 3,4 т/м³.

4.1.1 Выбор оборудования для дробления

Дробление осуществляется в щековой дробилке, работающей в открытом

цикле. На первой стадии дробления установлена щековая дробилка PE 600×900. Конечная крупность материала (разгрузка щековой дробилки), направляемого на склад дробленой руды, составляет 96 % класса минус 200 мм. Для обеспечения требуемой крупности дробленого продукта исходной руды, размер разгрузочной щели составляет 100 мм. При этом производительность щековой дробилки PE 600×900 составляет 99 т/ч. Требуемая производительность дробления – 80,12 т/ч [2].

Расчёт требуемой производительности щековой дробилки (т/ч):

Годовая производительность $Q = 500000$ т;

Время работы $T = 365$ дней/год.

$$Q = \frac{500000}{365} = 1369,86 \approx 1370 \text{ т/сут.}$$

Производительность, с учётом коэффициента использования оборудования $K_v = 0,75$ будет:

$$Q = \frac{1370}{0,75} = 1827 \text{ т/сут.}$$

Т.к. руда относится к категории твёрдая, то коэффициент использования оборудования K_v принимаем с поправочным коэффициентом 0,95. Тогда суточная производительность будет:

$$Q = \frac{1370}{(0,75 \times 0,95)} = 1922,81 \text{ т/сут.}$$

Часовая производительность:

$$Q = \frac{1922,81}{24} = 80,12 \text{ т/ч.}$$

Технические характеристики щековой дробилки PE-600x900 приведены в таблице 4.1.

Таблица 4.1 - Технические характеристики щековой дробилки PE-600×900

Тип	Размер разгрузочной щели, мм	Максимальный размер куска в питании, мм	Размер разгрузочной щели, мм	Производительность, (т/ч)	Мощность э/двигателя, кВт
PE-600×900	600×900	500	100	100	75

4.1.2 Выбор оборудования для измельчения

Измельчение руды на ЗИФ осуществляется в две стадии: полусамоизмельчение на первой стадии и шаровым помоллом – на второй стадии.

Расчет требуемого количества и объема мельниц для ЗИФ выполнен по стандартной методике по двум вариантам. По первому варианту расчет произведен по удельной производительности. Удельные производительности мельниц по вновь образованному расчетному классу минус 0,071 мм для эталонных мельниц определены для композитной пробы руды и составили 0,13 т/м³·ч для мельницы полусамоизмельчения и 0,23 т/м³·ч для шаровой мельницы. По второму варианту – на основе индекса Бонда для шаровой мельницы, определенного для композитной пробы руды 14,37 кВт·ч/т.

Содержание готового класса минус 0,071 мм принимаем: в исходной руде поступающей на измельчение – 10 %; после первой стадии измельчения – 45 %; после второй стадии измельчения (слив гидроциклонов) – 90 %.

Расчет первой стадии измельчения:

Расчет удельной производительности по вновь образованному классу минус 0,071 мм промышленных мельниц полусамоизмельчения производим по формуле (4.1):

$$q_{71}^{np} = q_{71}^{эм} \times K_{изм} \times \left(\frac{D^{np} - 2t}{D^{эм} - 2t} \right)^{0,6}, \quad (4.1)$$

где q_{71}^{np} и $q_{71}^{эм}$ – удельные производительности по вновь образованному классу минус 0,071 мм промышленной и эталонной мельниц, т/м³·ч;

$K_{изм}$ – коэффициент измельчаемости руды – 1;

D^{np} и $D^{эм}$ – диаметры промышленной и эталонной мельниц, м;

t – толщина футеровки мельниц, м [4].

Для мельниц диаметром >4 м толщина футеровки $t = 0,12$; для мельниц диаметром < 4 м толщина футеровки рассчитывается по формуле (4.2):

$$t = 0,02D + 0,04, \quad (4.2)$$

где D – диаметр мельницы, м.

Необходимую производительность мельницы по вновь образованному

классу рассчитываем по формуле (4.3):

$$Q = V \times \frac{(\beta_{71} - \alpha_{71})}{(q_{71}^{np} \times 100)}, \quad (4.3)$$

где Q – производительность, т/ч;

V – вместимость мельницы, м³;

q_{71}^{np} – удельная производительность промышленной мельницы по классу минус 0,071 мм, т/м³·ч;

α_{71} и β_{71} – массовая доля класса минус 0,071 мм в исходном и конечном продуктах, в процентах.

На основании результатов лабораторных испытаний, удельная производительность эталонной мельницы МПС для первой стадии измельчения принимаем – $q_{71}^{эм} = 0,13$ т/м³·ч [3].

Для выбора мельницы МПС к расчету принимаем следующие типоразмеры:

- MZ 5.5×1.8, вместимостью 34,6 м³, с установленной мощностью 800 кВт, производства КНР;

- MZ 5.5×3.6, вместимостью 71,6 м³, с установленной мощностью 1600 кВт, производства КНР;

- ММПС 5.0×3.4, вместимостью 56 м³, с установочной мощностью 1250 кВт, производства Россия;

Удельная производительность по вновь образованному классу минус 0,071 мм при конечной крупности измельчения, составила:

$$q_{71}^{5.5 \times 1.8} = 0,13 \left(\frac{5,5 - 2 \times 0,15}{0,5} \right)^{0,6} = 0,53 \text{ т/м}^3 \cdot \text{ч};$$

$$q_{71}^{5.5 \times 3.6} = 0,13 \left(\frac{5,5 - 2 \times 0,15}{0,5} \right)^{0,6} = 0,53 \text{ т/м}^3 \cdot \text{ч};$$

$$q_{71}^{5.0 \times 3.4} = 0,13 \left(\frac{5,0 - 2 \times 0,14}{0,5} \right)^{0,6} = 0,50 \text{ т/м}^3 \cdot \text{ч};$$

Производительность мельниц:

$$Q^{5.5 \times 1.8} = 0,53 \times 34,6 \times 100 : (45 - 10) = 52,4 \text{ т/ч};$$

$$Q^{5.5 \times 3.6} = 0,53 \times 71,6 \times 100 : (45 - 10) = 105,7 \text{ т/ч};$$

$$Q^{5.0 \times 3.4} = 0,50 \times 56,0 \times 100 : (45 - 10) = 80,0 \text{ т/ч.}$$

С учетом коэффициента использования оборудования 0,9, к установке рекомендуется одна мельница MZ 5.5×3.6, вместимостью 71,6 м³ с установленным двигателем 1600 кВт.

Расчет второй стадии измельчения:

Расчет удельной производительности по вновь образованному классу минус 0,071 мм промышленных шаровых мельниц производим по формуле (4.4):

$$q^{np} = q_{эм.} \times K_u \times K_k \times K_T \times K_\psi \times K_\phi \times K_L \times K_D, \quad (4.4)$$

где $q_{эм.}$ - удельная производительность мельницы по вновь образованному расчетному классу минус 0,071 мм;

K_u - коэффициент, учитывающий различие в измельчаемости руды;

K_k - коэффициент, учитывающий различие в крупности руды;

K_T - коэффициент, учитывающий различие типа мельницы;

K_ψ - коэффициент, учитывающий различие в частоте вращения мельницы;

K_ϕ - коэффициент, учитывающий различие в заполнении мельницы измельчающей средой;

K_L - коэффициент, учитывающий различие в длине мельниц;

K_D - коэффициент, учитывающий различие в диаметре мельниц.

Коэффициент длины мельницы (K_L) рассчитывается по формуле (4.5):

$$K_L = (L_{эТ}/L)^{0,15}, \quad (4.5)$$

где L и $L_{эм}$ - длина проектируемой и эталонной мельниц, м;

Коэффициент диаметра мельницы (K_D) определяется по формуле (4.6):

$$K_D = \sqrt{(D - 2t)/(D_{эм} - 2t_{эм})}, \quad (4.6)$$

где D и $D_{эм}$ - диаметр проектируемой и эталонной мельниц, м;

t и $t_{эм}$ - толщина футеровки в проектируемой и эталонной мельницах.

На основании результатов лабораторных испытаний, удельная производительность эталонной шаровой мельницы МШЦ для второй стадии измельчения принимаем - $q^{эм} = 0,23 \text{ т/м}^3 \cdot \text{ч}$ [3].

Для выбора шаровой мельницы МШЦ к расчету принимаем следующие типоразмеры:

- MQY 3.6×6.0, вместимостью 54 м³, с установленной мощностью 1250 кВт, производства КНР;

- MQY 4.0×6.0, вместимостью 69,5 м³, с установленной мощностью 1500 кВт, производства КНР;

- МШЦ 3.75×5.85, вместимостью 57 м³, с установочной мощностью 1250 кВт, производства Россия.

Удельная производительность по вновь образованному классу минус 0,071 мм при конечной крупности измельчения, составила:

$$q_{71}^{3.6 \times 6.0} = 0,23 \times 1 \times 1 \times 0,9 \times 1,21 \times 1,3 \times 3,32 \times 0,639 = 0,69 \text{ т/м}^3 \cdot \text{ч};$$

$$q_{71}^{4.0 \times 6.0} = 0,23 \times 1 \times 1 \times 0,9 \times 1,21 \times 1,3 \times 3,51 \times 0,639 = 0,73 \text{ т/м}^3 \cdot \text{ч};$$

$$q_{71}^{3.75 \times 5.85} = 0,23 \times 1 \times 1 \times 0,9 \times 1,21 \times 1,3 \times 3,39 \times 0,642 = 0,71 \text{ т/м}^3 \cdot \text{ч}.$$

Производительность мельниц:

$$Q^{3.6 \times 6.0} = 0,69 \times 54 \times 100 : (90 - 45) = 82,8 \text{ т/ч};$$

$$Q^{4.0 \times 6.0} = 0,73 \times 69,5 \times 100 : (90 - 45) = 112,7 \text{ т/ч};$$

$$Q^{3.75 \times 5.85} = 0,71 \times 56,0 \times 100 : (90 - 45) = 88,4 \text{ т/ч}.$$

С учетом коэффициента использования оборудования 0,9, к установке рекомендуется одна мельница MQY 4.0×6.0, вместимостью 69,5 м³, с установленным двигателем 1500 кВт.

Выбранную мельницу данного типоразмера проверяем по эффективности измельчения, применяя методику Бонда [4].

На основании изучения индекса измельчаемости руды по методике Бонда для шаровой мельницы, последний составил 14,37 кВт·ч/т.

Удельный расход энергии для заданных пределов крупности определяем по формуле (4.7):

$$W = W_i / 0,907 \times \left(\frac{10}{\sqrt{d_{80}}} - \frac{10}{\sqrt{D_{80}}} \right), \quad (4.7)$$

где W_i – индекс Бонда для шаровой мельницы определен экспериментально, кВт·ч/т;

D_{80} – крупность исходного питания промышленной мельницы 0,4 мм при

содержании в нем класса минус 0,071 мм – 45 %;

d_{80} – конечная крупность продукта минус 0,1 мм при содержании класса минус 0,071 мм – 90 %.

$$W=14,37 : 0,907 \times (1,037 - 0,189) = 13,4 \text{ кВт}\cdot\text{ч/т};$$

Уточненный расход электроэнергии на измельчение руды для мельницы диаметром до 4 м рассчитываем по формуле (4.8):

$$W_y = W \times (2,4/D)^{0,3}, \quad (4.8)$$

$$W_y = 13,4 \times 0,858 = 11,5 \text{ кВт}\cdot\text{ч/т};$$

Мощность, потребляемую мельницей MQY 4.0×6.0 с установленным двигателем мощностью $N_{\text{дв.}}=1500$ кВт, рассчитываем по формуле (4.9):

$$N_{\text{ш}} = 3,82 \times \delta_{\text{ш}} \times D^{2,3} \times L \times K_{\text{фш}} \times K_{\text{вш}}, \quad (4.9)$$

где $\delta_{\text{ш}}$ – насыпная плотность шаровой загрузки – 4,65 т/м³;

D и L – внутренний диаметр и длина барабана мельницы – 4,0×6,0;

$K_{\text{фш}}$ – относительный коэффициент заполнения мельницы шарами – 0,75;

$K_{\text{вш}}$ – коэффициент, учитывающий относительную частоту вращения барабана мельницы – 0,682.

Таким образом, мощность, потребляемая мельницей MQY 4.0×6.0 с установленным двигателем $N_{\text{дв.}}=1500$ кВт, составила 1322,1 кВт.

Производительность мельницы MQY 4.0×6.0 рассчитываем по формуле (4.10):

$$Q_{\text{м}} = N_{\text{дв.}} : W_y, \quad (4.10)$$

По расчетам производительность мельницы MQY 4.0×6.0 составила:

$$Q_{\text{м}} = 1322,1 : 11,5 = 114,96 \text{ т/ч}.$$

На основании расчета промышленных мельниц, на второй стадии измельчения по энергозатратам и удельной производительности по вновь образованному расчетному классу минус 0,071 мм к установке рекомендуется принять шаровую мельницу MQY 4.0×6.0 вместимостью 69,5 м³ и установочной мощностью двигателя 1500 кВт [4].

Технические характеристики требуемого измельчительного оборудования приведены в таблице 4.2.

Таблица 4.2 – Технические характеристики измельчительного оборудования

Параметры	Единицы измерения	Значения
Параметры мельницы полусамоизмельчения		
Тип мельницы	-	MZ 5.5×3.6
Количество барабанов	шт.	1
Диаметр	м	5.5
Частота вращения	об./мин	15 или 14,5
Модель двигателя	-	TDMK1600-30
Мощность двигателя	кВт	1600
Напряжение двигателя	кВ	6
Частота вращения двигателя	об./мин	200
Полезный объем мельницы	м ³	71,6
Удельная производительность по классу 0,071 мм	т/м ³ ·ч	0,53
Параметры шаровой мельницы		
Тип мельницы	-	MQY4.0×6.0
Количество	шт	1
Диаметр	м	4,0
Скорость вращения мельницы	об./мин	16,0
Мощность двигателя	кВт	1500
Скорость вращения двигателя	об./мин	200
Полезный объем мельницы	м ³	69,5
Удельная производительность по классу 0,071 мм	т/м ³ ·ч	0,73

4.2 Выбор оборудования для классификации

В технологической схеме на ЗИФ предусматриваются две стадии классификации:

- I стадия классификации – в цикле полусамоизмельчения руды по крупности 45 % класса -0,071 мм на грохоте;

- II стадия классификации – на хвостах гравитации центробежного концентратора по крупности 90 % класса минус 0,071 мм в гидроциклонах, работающих в замкнутом цикле с шаровой мельницей.

Расчет необходимого количества гидроциклонов выполнен с учетом 100 % технологического резерва (одна батарея в работе, вторая в резерве).

Ниже приведены исходные данные для расчета классификаторов и гидроциклонов [3].

Расчет I стадии классификации.

Расчет грохота выполнен по стандартной методике определения необходимой площади просеивающей поверхности.

Необходимая площадь просеивающей поверхности рассчитывается как:

$$F = \frac{Q}{q \times \delta \times k \times l \times m \times n \times o \times p}, \quad (4.11)$$

где Q – производительность по твердому, т/ч (140 т/ч с учетом циркуляции 40 % при работе грохота в замкнутом цикле);

q – удельная производительность на 1 м² поверхности сита, м³/ч (при отверстии сита 1,7 – 2 мм = 5,5);

δ – насыпная плотность материала, т/м³;

k – коэффициент влияния мелочи, дол.ед.;

l – коэффициент влияния крупных зерен, дол.ед.;

m – коэффициент эффективности грохочения, дол.ед.;

n – коэффициент формы зерен и материала, дол.ед.;

o – коэффициент влияния влажности, дол.ед.;

p – коэффициент способа грохочения, дол.ед..

Общая площадь грохочения составит:

$$F = \frac{140}{5,5 \times 1,6 \times 1,0 \times 1,0 \times 1,0 \times 1,0 \times 0,85 \times 1,4} = 13,37 \text{ м}^2.$$

К установке принимаем грохот инерционный самобалансный марки ГИСТ-72АК производства ЗАО «Спецтехномаш», г. Красноярск.

Таблица 4.3 – Параметры выбранного грохота

Параметры	Единицы измерения	Значение параметра
Производительность по питанию (регулируемая), не более	т/ч	1000
Крупность кусков исходного материала, не более	мм	120
Размеры просеивающей поверхности В1 L1	мм	2500 6435
Количество сит	шт.	2
Угол наклона, в пределах	град.	0-25
Амплитуда колебаний	мм	4-6
Мощность привода	кВт	2×22
Габаритные размеры (при угле 0°) L В Н	мм	6720 4543 2335
Масса	кг	12840

Расчет II стадии классификации.

Исходные данные для расчета гидроциклонов:

- требуемая крупность слива – 90 % класса -0,071 мм;
- требуемая производительность по питанию – 241,44 т/ч (567,89 м³/ч);
- нагрузка по пескам – 177,94 т/ч (184,53 м³/ч);
- содержание твердого в питании – 31,79 %;

Определяем объемную производительность по питанию гидроциклона (ГЦ-250) с учетом циркулирующих песков по формуле (4.12):

$$W = AD^2\sqrt{P}, \quad (4.12)$$

где A – коэффициент, зависящий от диаметра;

D – диаметр гидроциклона, м;

P – давление на входе в гидроциклон, мПа.

$$W = 2790 \times 0,25^2 \times \sqrt{0,1} = 55,14 \text{ м}^3/\text{ч};$$

Количество гидроциклонов:

$$n = 567,89 : 55,14 = 10,3 \text{ (11 гидроциклонов)}$$

Номинальная крупность частиц слива гидроциклона определяем по формуле (4.13):

$$d_i = 1,5 \sqrt{\frac{D \times d_c \times \beta}{K_D \times d_n \times \sqrt{P \times (p - 1)}}}, \quad (4.13)$$

где d_c и d_n – диаметры сливного и пескового патрубков, м;

β - содержание твердого в питании гидроциклона, в процентах;

\sqrt{D} - давление на входе в гидроциклон, мПа;

p – плотность твердой фазы, т/м³.

$$d_i = 80,9 \text{ мкм.}$$

Удельную производительность гидроциклона по пескам определяем по формуле (4.14):

$$q_n = Q_n : n : (0,785d_n^2), \quad (4.14)$$

$$q_n = 177,94 : 11 : (0,785 \times 0,034^2) = 17825 \text{ т}/(\text{ч} \cdot \text{м}^2).$$

Удельная производительность гидроциклона ГЦ-250 по пескам составляет

17825 т/(м³·ч), что соответствует нормируемой удельной производительности гидроциклона – $5 \cdot 10^3 - 2,5 \cdot 10^4$ т/(ч·м²).

По результатам расчета на второй стадии классификации устанавливаем гидроциклоны ГЦ-250, работающие в замкнутом цикле с шаровыми мельницами (11 в работе, 11 в резерве). Применяются две батареи гидроциклонов ГЦ-250 производства ООО «ПромЭлемент» г. Челябинск.

4.3 Выбор оборудования для гравитации

На подрешетном продукте грохота ЗИФ установлен центробежный концентратор КС-ХД 30 с периодической разгрузкой концентрата (2 – 3 раза в час). Учитывая тяжелые условия работы (грубозернистый материал выхода мельниц, высокий процент твердого в питании) рекомендуются аппараты повышенной прочности серии ХД [17].

Концентраты гравитации подвергаются интенсивному цианированию с возвратом кеков цианирования в цикл 2-й стадии измельчения на ЗИФ.

Число аппаратов для гравитации рассчитывается по формуле (4.15):

$$n = V_p : V_k, \quad (4.15)$$

где V_p – производительность по пульпе расчетная, м³/ч;

V_k – производительность по пульпе каталожная, м³/ч;

$$n = 169,81 : 135 = 1,25 \text{ шт.};$$

Принимаем к установке 3 концентратора (2 рабочих, 1 резервный). Параметры и режимы работы центробежных концентраторов приведены в таблице 4.4.

Таблица 4.4 – Параметры и режим работы центробежных концентраторов

Параметры	Единицы измерения	Значения параметров
Тип концентратора	-	«Knelson» КС-ХД 30
Производительность по пульпе	м ³ /ч	135
Производительность	т/ч	50-100
Расход воды	м ³ /ч	17-25
Объем концентратора	л	12
Масса	кг	1724
Мощность двигателя	кВт	11
Количество	шт.	3

4.4 Выбор оборудования для сгущения

Требуемая площадь сгущения определяется по формуле (4.16):

$$S = Q : q, \quad (4.16)$$

где S - площадь сгущения, м^2 ;

Q - производительность по твердому, т/сут ;

q - удельная производительность сгущения по твердому, $\text{т/м}^2 \cdot \text{сут}$;

$$S = 1824,24 : 4,1 = 444,93 \text{ м}^2;$$

Результаты расчета сведены в таблицу 4.5.

Таблица 4.5 – Техническая характеристика сгустителя

Наименование операции	Производительность по твердому, т/сут	Удельная производительность сгущения по твердому q , $\text{т/м}^2 \cdot \text{сут}$	Площадь сгущения расчетная, м^2	Площадь сгущения паспортная, м^2	Принимаемый сгуститель	Количество
Сгущение хвостов гравитации	1824,24	4,1	444,93	700	NXZ-30	1

К установке принимаем сгуститель китайского производства NXZ-30.

4.5 Выбор оборудования для предварительного цианирования

Определяем объем аппаратов цианирования по формуле (4.17):

$$V_{\text{общ}} = \frac{V_n \times t_{\text{ц}}}{24}, \quad (4.17)$$

где V_n – объем пульпы, поступающей на цианирование, $\text{м}^3/\text{сут}$;

$t_{\text{ц}}$ – время цианирования, 8 часов.

$$V_{\text{общ.}} = (107,54 \times 8) : 24 = 860,32 \text{ м}^3;$$

Объем одного аппарата цианирования определяем по формуле (4.18):

$$V_1 = \frac{V_{\text{общ}}}{n_{\text{с.ц}}}, \quad (4.18)$$

где $V_{\text{общ}}$ – общий объем аппаратов, м^3 ;

$n_{\text{с.ц.}}$ – количество ступеней цианирования ($n = 3$ шт.);

$$V_1 = 860,32 : 3 = 286,77 \text{ м}^3.$$

Количество аппаратов цианирования определяем по формуле (4.19):

$$n = \frac{V_{\text{общ}}}{V_1}, \quad (4.19)$$

где $V_{\text{общ}}$ – общий объем аппаратов, м³;

V_1 – объем одного аппарата, м³;

$$n = 860,32 : 286,77 \approx 3 \text{ шт.}$$

К установке принимаем три перемешивателя предварительного цианирования объемом 342 м³.

4.6 Выбор оборудования для сорбционного выщелачивания

Определяем объем аппаратов сорбционного выщелачивания по формуле (4.20):

$$V_{\text{общ}} = \frac{V_n \times t_c}{24}, \quad (4.20)$$

где V_n – объем пульпы, поступающей на сорбционное выщелачивание, м³/сут;

t_c – время сорбции, 8 часов.

$$V_{\text{общ}} = (112,47 \times 8) : 24 = 899,76 \text{ м}^3;$$

Объем одного аппарата сорбционного выщелачивания определяем по формуле (4.21):

$$V_1 = \frac{V_{\text{общ}}}{n_{\text{с.с.}}}, \quad (4.21)$$

где $V_{\text{общ}}$ – общий объем аппаратов, м³;

$n_{\text{с.с.}}$ – количество ступеней сорбции ($n = 6$ шт.);

$$V_1 = 899,76 : 6 = 149,96 \text{ м}^3;$$

Количество аппаратов сорбционного выщелачивания определяем по формуле (4.22):

$$n = \frac{V_{\text{общ}}}{V_1}, \quad (4.22)$$

где $V_{\text{общ}}$ – общий объем аппаратов, м³;

V_1 – объем одного аппарата, м³;

$$n = 899,76 : 149,96 \approx 6 \text{ шт.}$$

К установке принимаем перемешиватель сорбции в комплекте с дренажными сетками и аэролифтами объемом 342 м^3 .

4.7 Выбор оборудования для десорбции

Количество угля, поступающего на десорбцию, $1,2 \text{ т/сут}$ ($2,4 \text{ м}^3/\text{сут}$). Десорбция угля осуществляется в автоклавной установке, разработанной специалистами ОАО «Иргиредмет». Установка состоит из 2-х десорберов емкостью $0,75 \text{ м}^3$, 2 теплообменников и одного автоклава емкостью 3 м^3 .

Продолжительность процесса десорбции составляет 2 часа [3].

4.8 Выбор оборудования для электролиза

Количество золотосодержащего щелочного раствора составило – $11,52 \text{ м}^3/\text{сут}$.

Для электролитического выделения благородных металлов из растворов принимаем электролизер проточный с сетчатыми электродами, разработанный ОАО «Иргиредмет», производительность по раствору которого равна $2 \text{ м}^3/\text{час}$ или $48 \text{ м}^3/\text{сут}$.

Необходимое количество электролизеров: $11,52 : 48 = 0,24 \text{ шт.}$, принимаем к установке 2 электролизера (1 рабочий, 1 резервный).

4.9 Выбор оборудования для кислотной обработки

Емкость аппарата кислотной промывки позволяет принять максимально возможную производительность отделения десорбции по углю – $1,2 \text{ т/сут}$ или $2,4 \text{ м}^3/\text{сут}$. Количество объемов раствора кислоты с концентрацией 20 г/л по регламенту равно трем.

$$1,2 \times 3 = 3,6 \text{ м}^3/\text{сут} : 24 = 0,15 \text{ м}^3/\text{час} [4].$$

Продолжительность процесса кислотной обработки – 1 ч. Принята к установке колонна кислотной обработки рабочим объемом $3,0 \text{ м}^3$ – 1 шт.

4.10 Выбор оборудования для термической реактивации

На реактивацию поступает $1,2 \text{ тонн}$ угля в сутки или $0,05 \text{ т/час}$.

К установке принимаем электропечь реактивации ЭПР-325 производительностью 100 кг сорбента в час.

4.11 Выбор оборудования для обезвреживания

С учетом добавления растворов реагентов объём пульпы, поступающей на обезвреживание составит $V_n = 3727,2 \text{ м}^3/\text{сут}$. Продолжительность процесса хлорирования $t = 0,4 \text{ ч}$ [17].

Определяем общий объём емкостей ($V_{\text{общ}}$) для процесса хлорирования и выдержки, формула (4.23):

$$V_{\text{общ}} = \frac{V_n \times t_u}{24}, \quad (4.23)$$

где t_u - время цикла, час.

$$V_{\text{общ}} = (3727,2 \times 0,4) : 24 = 62,12 \text{ м}^3.$$

Определяем необходимое количество емкостей:

$$62,12 \text{ м}^3 : 40 \text{ м}^3 = 1,55 \text{ шт.}$$

Принимаем к установке три контактных чана КЧР-40 объемом 40 м^3 .

5 ХВОСТОВОЕ ХОЗЯЙСТВО

При переработке руд месторождения «Соловьевское» по предложенной в проекте технологической схеме образуются обезвреженные хвосты цианирования и осадки очистки сбросных вод хвостохранилища хвостов цианирования.

Хвостохранилище хвостов ЗИФ – овражного типа, расположено в долине руч. Промыслового, в 140 м юго-восточнее ЗИФ. Хвостохранилище комбинированного типа. Согласно «Рекомендациям по проектированию и строительству шламонакопителей и хвостохранилищ металлургической промышленности» хвостохранилище можно классифицировать как «хвостохранилище постепенного возведения», в котором сначала отсыпается дамба 1 очереди, затем производится наращивание дамбы по высоте ежегодной отсыпкой дамб на отмытый из хвостов пляж [2].

Хвостохранилище состоит из двух секций, расположенных одна за другой вниз по долине ручья. Секции возводятся поэтапно. Секция 1 заполняется первые 3,5 года работы ЗИФ, по окончании заполнения - рекультивируется. Поверхностный сток с площади водосбора Секции 1 после рекультивации отводится нагорной канавой в руслоотвод руч. Промыслового. Одновременная работа двух секций в проектной документации не предусмотрена [3].

Характеристики секций хвостохранилища хвостов ЗИФ приведены в таблице 5.1.

Таблица 5.1 - Характеристики секций хвостохранилища хвостов ЗИФ

Наименование	Единица измерения	Количество	
		секция 1	секция 2
Полезная площадь	тыс.м ²	208,00	123,30
Полезный объем	тыс.м ³	2093,92	1663,49
Общий объем	тыс.м ³	2526,00	1866,00
Вместимость	тыс.м ³	1941,68	1433,66
Коэффициент использования площади		9,3	11,6
Коэффициент использования емкости		0,92	0,86
Минимальный уровень воды	м	669,00	636,10
Уровень заполнения хвостами	м	686,00	650,80

Аппаратурная схема процесса складирования хвостовых пульп в хвостохранилище представлена на рисунке 5.1.

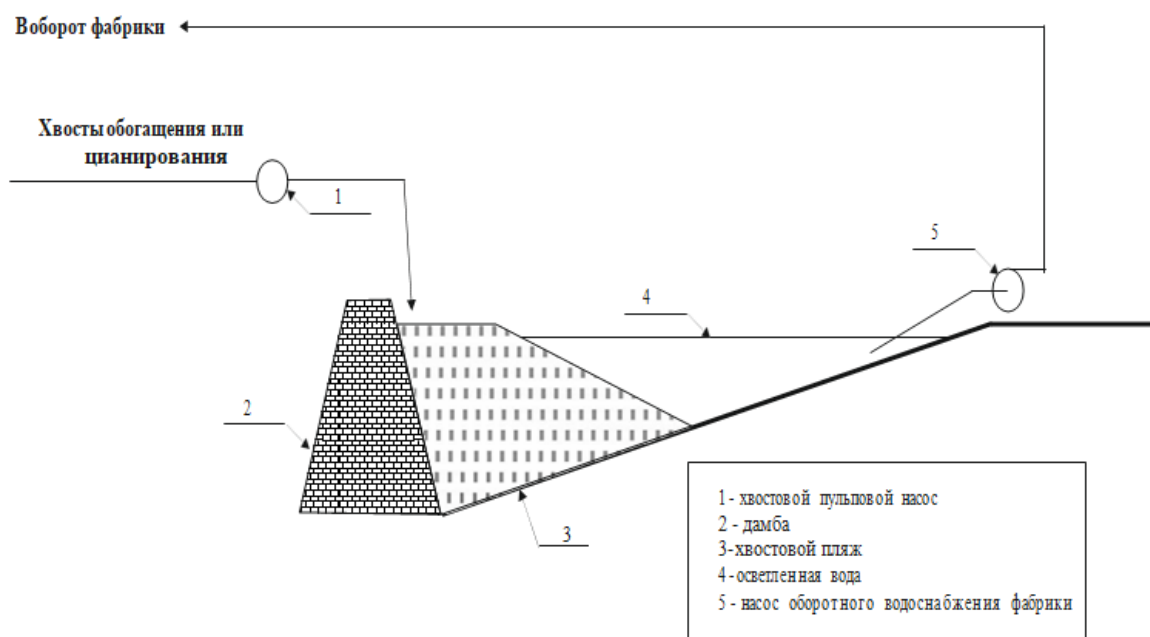


Рисунок 5.1 – Аппаратурная схема процесса складирования хвостов в хвостохранилище наливного или намывного типа

6 РЕАГЕНТНОЕ ХОЗЯЙСТВО

Отделение приготовления раствора цианида:

По расчету расход приготовленного раствора цианида натрия составляет 15,353 м³/сут. с концентрацией 10 %. К установке приняты:

- 1 установка приготовления растворов реагентов УР-2М/Б;
- 2 контактных чана КЧР-25А, V = 25 м³, один из которых используется для приготовления реагентов, второй – в качестве аварийной емкости и в рабочем резерве [17].

Цианид поставляется в металлических барабанах, весом нетто 60-65 кг. Барабаны с цианидом натрия доставляются в отделение приготовления цианида спецпогрузчиком. Доставка барабанов с цианидом натрия производится партиями, по мере растворения реагента. Затем краном мостовым электрическим, барабаны поднимаются на площадку УР-2М/Б и загружаются в аппарат для вскрытия барабанов и растворения реагентов. Приготовление крепких растворов цианида натрия ведется на обеззолоченных технологических растворах. Далее растворенный цианид натрия насосами, входящими в комплект УР-2М/Б, перекачиваются в контактный чан приготовления, где готовится 10 % раствор цианида.

Готовый 10 % раствор цианида натрия химическими насосами ХМ 8/40-К-55 подается в расходную емкость на реагентной площадке.

В установившемся режиме по переработке руды (600 тыс.т/год) суточный расход цианида натрия составит 1,567 т (26 барабанов в сутки), при паспортной производительности УР-2М/Б 15 барабанов в час и времени растворения цианидов 2-4 часа, отделение приготовления раствора цианида натрия работает в одну смену [3].

Для контроля за уровнем растворов в емкостном оборудовании, контактные чаны оборудуются уровнемерами. Для контроля разведения раствора цианида устанавливается концентратомер на цианид.

Тара из-под цианида подвергается обезвреживанию раствором гипохло-

рита кальция в емкости для обезвреживания в течение 2 часов. Вместимость емкости - 6 барабанов. Для поддержания рН в ходе реакции обезвреживания в пределах 11,0 – 11,5 в емкость подается раствор защитной щелочи.

Контроль качества воздуха рабочей зоны осуществляется сигнализатором паров синильной кислоты. Показания сигнализаторов заблокированы со звуковой и световой сигнализацией, а также системой приточно-вытяжной вентиляции [4].

Все трубопроводы, емкости и оборудование с цианистыми растворами должны иметь надписи «ЯД» и опознавательную окраску согласно ГОСТ 14202-69, независимо от концентрации цианидов в растворе.

В случае аварийной ситуации предусмотрено освобождение растворного чана в рядом стоящую аварийную емкость. Из аварийной емкости раствор цианида химическим насосом ХМ 8/40-К-55, производительностью 8 м³/ч подается в процесс.

Для перекачивания дренажных стоков предусматривается установка насоса погружного ХП2/30-К-5У3. Насос установлен в дренажном приемке. Уклон полов отделения выполнен с учетом транспортировки всех стоков (смыв полов) в дренажный приемок. Дренажные стоки используются для приготовления раствора цианида [3].

Отделение приготовления раствора щелочи:

По расчету расход приготовленного раствора щелочи составляет 3,336 м³/сут. с концентрацией 10 %. К установке приняты:

- 2 контактных чана КЧР-6,3А, V=6,3 м³, один из которых используется для приготовления реагентов, второй – в качестве аварийной емкости и в рабочем резерве.

Щелочь (едкий натр) доставляется в отделение приготовления щелочи в полипропиленовых мешках с полиэтиленовыми вкладышами весом нетто 50 кг. Мешки с едким натром доставляются в отделение приготовления раствора щелочи спецпогрузчиком, затем с помощью крана поднимаются на площадку обслуживания. Щелочь загружается в контактный чан КЧР-6,3А через специаль-

ную загрузочную воронку. Поскольку крепкие растворы щелочи используются для приготовления растворов нейтрализации кислоты, растворение едкого натра ведется на чистой технической воде. Крепкие растворы щелочи готовятся концентрацией 10 %. Далее крепкий раствор щелочи химическими насосами ХМ 8/40-К-55 подается в расходную емкость на реagentной площадке. Для контроля за уровнем растворов в емкостном оборудовании контактные чаны оборудуются уровнемерами.

Средний суточный расход щелочи составит 0,355 т (7 мешков). Приготовление раствора щелочи производится один раз в сутки. Время растворения щелочи составляет 1 час. Приготовление раствора щелочи производится в одну смену.

Все трубопроводы, емкости и оборудование с щелочными растворами должны иметь опознавательную окраску согласно ГОСТ 14202-69, независимо от концентрации щелочи в растворе.

В случае аварийной ситуации предусмотрено освобождение растворного чана в рядом стоящую аварийную емкость. Из аварийной емкости раствор цианида химическим насосом ХМ 8/40-К-55, производительностью 8 м³/ч подается в процесс.

Для перекачивания дренажных стоков предусматривается установка насоса погружного ХП2/30-К-5У3. Насос установлен в дренажном приемке. Уклон полов отделения выполнен с учетом транспортировки всех стоков (смыв полов) в дренажный приемок. Дренажные стоки используются для приготовления раствора щелочи [3].

Отделение приготовления известкового молока:

По расчету расход приготовленного раствора извести составляет 49,06 м³/сут. с концентрацией 10,5 %. К установке приняты:

- 2 контактных чана КЧР-50А, V=50 м³, один из которых используется для приготовления реагента, второй – в качестве аварийной емкости и в рабочем резерве.

Известь поставляется в биг-бегах, весом нетто 1000 кг. Биг-беги достав-

ляются в отделение приготовления раствора извести спецпогрузчиком, краном поднимается на площадку и через приемную воронку загружаются в контактный чан приготовления. Приготовленный раствор извести насосами НП-50 через дозатор извести ПБР-2, подается в отделение обезвреживания. Для перекачивания дренажных стоков предусматривается установка насоса дренажного ПВП-63/22,5. Насос установлен в дренажном приямке. Уклон полов отделения выполнен с учетом транспортировки всех стоков (смыв полов) в дренажный приямок. Дренажные стоки используются для приготовления раствора извести.

Приготовление раствора извести ведется на технологических оборотных растворах. Приготовление раствора производится один раз в сутки. Время приготовления составляет 4 часа [4].

Отделение приготовления раствора гипохлорита кальция.

Гипохлорит кальция поставляется в стальных барабанах, масса нетто 50 кг. От склада реагентов в отделение приготовления реагентов барабаны с гипохлоритом доставляются спецпогрузчиком. Доставка барабанов с гипохлоритом производится партиями, по мере растворения реагента. Барабаны в специальной корзине краном мостовым электрическим поднимаются на площадку УР-2М/Б и загружаются в аппарат для вскрытия барабанов и растворения реагентов. Приготовление крепких растворов гипохлорита кальция ведется на оборотных технологических растворах. Далее растворенный гипохлорит кальция насосами, входящими в комплект УР-2М/Б, перекачиваются в контактный чан приготовления, где готовится 10 % раствор.

Контактный чан оборудован уровнемером, ОВП-метром.

Приготовление раствора гипохлорита кальция производится один раз в сутки.

К установке приняты:

- 1 аппарат для растаривания барабанов УР-2М/Б;
- 2 контактных чана КЧР-50А, один из которых используется для приготовления реагентов, второй – в качестве аварийной емкости и в рабочем резерве.

Крепкие растворы гипохлорита кальция подаются в отделение обезвреживания насосами ХМ 8/40-К-55 [4].

В установившемся режиме обезвреживания хвостов сорбции суточный расход гипохлорита кальция составит 8,416 т (169 барабанов в сутки). Для приготовления раствора гипохлорита кальция используются обратные технологические растворы. Время растворения 1 час. При паспортной производительности УР-2М/Б – 15 барабанов в час, отделение приготовления раствора гипохлорита кальция работает, в две смены.

Контроль качества воздуха рабочей зоны осуществляется газоанализатором паров хлора. Показания газоанализатора заблокированы со звуковой и световой сигнализацией, а также системой приточно-вытяжной вентиляции.

Все трубопроводы, емкости и оборудование с растворами гипохлорита должны иметь опознавательную окраску согласно ГОСТ 14202-69, независимо от концентрации гипохлорита в растворе.

В случае аварийной ситуации предусмотрено освобождение растворного чана в рядом стоящую аварийную емкость. Из аварийной емкости раствор гипохлорита кальция насосом ХМ 8/40-К-55, производительностью 8 м³/ч подается в процесс [17].

Все трубопроводы, емкости и оборудование с растворами гипохлорита должны иметь опознавательную окраску согласно ГОСТ 14202-69, независимо от концентрации реагента в растворе.

Для перекачивания дренажных стоков предусматривается установка насоса погружного ХП2/30-К-5У3. Насос установлен в дренажном приемке. Уклон полов отделения выполнен с учетом транспортировки всех стоков (смыв полов) в дренажный приемок. Дренажные стоки используются для приготовления гипохлорита кальция.

Согласно технологической схеме управления процессом в отделениях приготовления реагентов предусмотрена производственная громкоговорящая связь с прямым выходом на диспетчера. Цифровые переговорные устройства производственной громкоговорящей связи типа «DW» обеспечат необходимый

уровень сигнала и качество звука для персонала в отделениях приготовления реагентов.

Вентиляция отделений приготовления реагентов приточно-вытяжная с механическим побуждением, с дистанционным управлением из обслуживаемых помещений. Подача приточного воздуха производится в рабочую зону, вытяжная общеобменная вентиляция предусмотрена из верхней зоны. Для каждого реагента предусмотрены отдельные системы вентиляции. От технологического оборудования растарки реагентов и чанов для приготовления растворов реагентов предусмотрены местные отсосы. Системы местных отсосов вредных веществ предусмотрены с резервным вентилятором. От аэрозоли гидроцианида - в фильтрах ФВГ-П-М-СЦ. Коэффициент очистки по данным завода-изготовителя – 90 %. От аэрозоли щелочи - в фильтре типа ФВГ-П-М. Коэффициент очистки по данным завода-изготовителя – 96 %. От пыли извести очистка воздуха производится в прямоточном циклоне Ц/П-2500/SP. Коэффициент очистки по данным завода-изготовителя - 90 %. В помещениях приготовления цианида и гипохлорита кальция предусмотрена аварийная вентиляция, сблокированная с газоанализаторами. Над входом в помещение приготовления цианида предусмотрено табло: «Вход в помещение только после предварительной бесперебойной работы вентиляции в течение 10 мин». Включение систем вентиляции предусмотрено в тамбурах у входной двери. Ворота оборудованы воздушно-тепловой завесой [4].

7 ЭЛЕКТРОСНАБЖЕНИЕ

В соответствии с техническими условиями электроснабжение предприятия по освоению Соловьёвского золоторудного месторождения осуществляется от электрических сетей ОАО «ДРСК» п/ст «Соловьёвская» 35/6 кВ, по существующей ВЛ-35 кВ фидер «ИНАГЛИ» протяженностью 18 км, принадлежащей ОАО «Прииск Соловьёвский».

Электроснабжение объекта предусматривается от проектируемой подстанции ТП6300-35/6/0,4 кВ №2 с силовыми трансформаторами ТМ-6300 кВА на напряжении 35/6 кВ и ТСЛ-ISOCAS-T-R-3150 кВА на напряжении 6/0,4 кВ и от существующей трансформаторной подстанции ТП 35/6 кВ с трансформатором ТМ-1600 кВА [17].

В соответствии с ожидаемыми электрическими нагрузками на промплощадке с корпусом ЗИФ сооружается трансформаторная подстанция 35/6/0,4кВ № 2 в составе:

- открытое распределительное устройство ОРУ-35кВ, состоящее из блоков выключателя типа Б35-60/1.0-К630-УХЛ1 и опорных изоляторов типа Б35-77/1.2-П500-УХЛ1;

- трансформатор силовой типа ТМ мощностью 6300 кВА на напряжении 35/6 кВ, схема и группа соединения обмоток трансформатора Y_n/Δ -11, ЗАО «ГК «Электрощит» ТМ-Самара»;

- комплектная трансформаторная подстанция КТПК(С)-3150-6/0,4кВ, ПО «БЭМП»;

- элементы грозозащиты, наружное освещение.

РУ-35 кВ выполнено по тупиковой схеме, схема электрических соединений принята 35-3Н. Блок выключателей типа Б35-60/1.0-К630-УХЛ1 комплектуется масляным выключателем типа С-35 и микропроцессорным устройством защит типа «Сириус».

Комплектная трансформаторная подстанция КТПК(С)-3150-6/0,4 кВ, является изделием полной заводской готовности с установленным и смонтиро-

ванным оборудованием в составе:

- РУВН, скомплектованное из ячеек 6 кВ серии КСО-190 «Ива» с вакуумными выключателями ВВ/TEL производства «Таврида Электрик» и микропроцессорными устройствами защит типа «Сириус»;

- РУНН, скомплектованное из шкафов 0,4 кВ серии «Ольха» с автоматическими выключателями производства «ABB»;

- силовой трансформатора ТСЛ-ISOCAS-T-R-3150 кВА на напряжении 6/0,4 кВ, схема и группа соединения обмоток трансформатора $\Delta/Y-11$;

- трансформатор собственных нужд типа ТСКС-40 мощностью 40 кВА на напряжении 380/220 В, установленный в отдельной камере РУ-6 кВ.

В качестве оперативного тока для питания устройств релейной защиты и автоматики принят переменный ток на напряжении 220В.

Все электрооборудование КТПК(С)-3150-6/0,4 кВ размещается в модульном здании, состоящее из двух металлических модулей, с полным комплектом средств пожаротушения, комплектом электротехнических средств [17].

Максимальная мощность энергопринимающих устройств – 6160 кВт, включая:

- 1600 кВт - от существующей ТП35/6 кВ;

- 4560 кВт - от проектируемой ТП35/6/0,4 кВ № 2.

Исходя из режима работы основного технологического электрооборудования, проектируемый объект относится к потребителям III категории надежности электроснабжения согласно классификации ПУЭ 7 издания.

При разработке схемы электроснабжения учтены технологические требования обеспечения электроэнергией потребителей в зависимости от категории бесперебойности электроснабжения. В соответствии с техническими характеристиками электроприемников и техническими условиями на электроснабжение проектом приняты следующие напряжения питающих электрических сетей:

- 6 кВ – для распределения электроэнергии от ТП 35/6/0,4кВ №2 до трансформаторных подстанций 6/0,4 кВ промплощадки, площадки хвостового хозяйства, для электроснабжения мельниц корпуса ЗИФ;

- 380/220 В – питание силовых электроприемников и электрического освещения.

В соответствии с ожидаемыми электрическими нагрузками на промплощадке с корпусом ЗИФ сооружается трансформаторная подстанция 35/6/0,4 кВ № 2.

Подключение проектируемой ТП35/6/0,4 кВ № 2 предусматривается к существующей ВЛ-35 кВ по проектируемой ВЛ-35 кВ, выполненной на железобетонных опорах 35 кВ, проводом АС-95, протяженностью $L = 600$ м.

От РУ-6кВ проектируемой трансформаторной подстанции ТП 35/6/0,4 кВ № 2 предусматривается запитать мельницы самоизмельчения МПСИ и шаровую МҚУ на напряжении 6 кВ, установленные в корпусе ЗИФ и проектируемую трансформаторную подстанцию ТП-6 типа КТП-К(КК)-250/6/0,4 УХЛ1 мощностью 250 кВА, с изолированной нейтралью, ЗАО «ГК «Электроцит» - ТМ-Самара», для электроснабжения приемного бункера с узлом крупного дробления и конвейера подачи дробленой руды.

От РУ-0,4 кВ проектируемой трансформаторной подстанции ТП 35/6/0,4 кВ №2 предусматривается электроснабжение объектов промплощадки:

- корпус ЗИФ; сгуститель;
- приемный бункер с узлом крупного дробления;
- конвейер подачи дробленой руды;
- галерея подачи дробленой руды с подземной частью;
- склад комовой извести с узлом подачи;
- АБК; КПП;
- расходный склад реагентов № 1;
- расходный склад реагентов № 2;
- очистные сооружения поверхностных стоков № 2;
- очистные сооружения хозяйственно-бытовых стоков;
- площадка карьера № 1. Отстойник-накопитель карьерных и подотваль-ных вод [17].

Для электроснабжения проектируемых объектов хвостового хозяйства 2

секции: дренажной насосной станции № 2, насосной оборотного водоснабжения № 1, № 2, освещения дамб трансформаторная подстанция ТП-7 переносится на площадку 2 секции. Освещение дамб хвостохранилищ предусматривается автономными осветительными мачтами типа GM60D10 со встроенным дизель-генератором мощностью 10кВт, ООО «Капиталэнергопроект», г. Новокузнецк.

Электроснабжение насосных станций на площадке водохранилища на 1-ом этапе строительства предусматривалось: основное питание - от трансформаторных подстанций типа КТП-К(КК)-160/6/0,4 кВ, резервное – от дизельных электростанций типа ДЭСК-160.2-УХЛ1.

В качестве резервных источников для электропотребителей 1, 2 категорий на промплощадке и площадке водохранилища предусматриваются резервные ДЭС контейнерного исполнения на напряжении 0,4 кВ типа Perkins P275H-2, мощностью 275 кВА.

Резервные дизельные электростанции автоматически включается при исчезновении напряжения на шинах 0,4 кВ основных источников.

При пересечении кабельными линиями проезжей части дорог и площадок кабели прокладываются в трубах на глубине 1 м от поверхности проезжей части и не менее 0,5 м от дна водостоков. Защита кабелей предусматривается двустенными полиэтиленовыми трубами типа ПНД/ПВД.

При пересечении кабельными линиями трубопроводов расстояние между кабелями и трубопроводами должно быть не менее 0,5 м.

Прокладка кабелей вдоль зданий и сооружений предусматривается на расстоянии не менее 0,6 м от фундамента. При параллельной прокладке расстояние по горизонтали в свету от кабельных линий до водопровода и канализации должно быть не менее 1 м. Прокладка кабелей в траншеях выполняется по типовой серии А5-92 «Прокладка кабелей напряжением до 35 кВ в траншеях».

По площадке приемного бункера с узлом крупного дробления и конвейера подачи дробленой руды прокладка кабелей предусматривается по кабельным конструкциям в кабельных коробах с креплением к технологическому оборудо-

ванию, а также в стальных электросварных трубах [17].

Сечения и количество кабелей выбирается в соответствии с нагрузкой, длительно допустимым токам, потерями напряжения и с учетом категории потребителей по надежности электроснабжения.

Электроснабжение объектов хвостового хозяйства предусматривается по проектируемой ВЛ-6 кВ, выполняемой проводами СИП-3 сечением 3 (1×50) мм² на деревянных опорах по типовому проекту 26.0004 ОАО «РОСЭП». От трансформаторной подстанции ТП-7 до насосных станций электроснабжение предусматривается по ВЛ-0,4 кВ, выполняемое проводом СИП-2 сечением 4×50 мм² по деревянным опорам с железобетонным подножником.

Электроснабжение насосной станции и узла обеззараживания отстойника-накопителя карьерных и подотвальных вод на площадке карьера № 1 предусматривается по ВЛ-0,4 кВ, выполняемое проводом СИП-2 сечением 4×50 мм² по деревянным опорам с железобетонным подножником, по типовой серии 3.407-96 «Передвижные опоры для низковольтных воздушных линий электропередачи горных предприятий».

Выбор сечения проводов, максимальных пролетов между опорами воздушных линий электропередач, осуществляется в соответствии с климатическими условиями района строительства [17].

8 ВОДОСНАБЖЕНИЕ

Источники водоснабжения:

- источником производственного и противопожарного водоснабжения является поверхностный источник - водохранилище на р. Большой Янкан;
- для производственного водоснабжения карьеров и для полива технологических дорог, используются отстоянные поверхностные стоки отвалов пустой породы и карьерного водоотлива;
- система хозяйственно-питьевого водоснабжения запроектирована с использованием привозной воды из водопроводных сетей п. Соловьёвск [4].

Для обеспечения водой объектов, проектом предусмотрены:

- система хозяйственно-питьевого водоснабжения;
- система горячего водоснабжения;
- система производственно-противопожарного водоснабжения;
- система оборотного водоснабжения ЗИФ;
- система производственного водоснабжения карьеров.

Система хозяйственно-питьевого водоснабжения:

Для обеспечения хозяйственно-питьевых нужд объектов, используется привозная вода. Доставка воды, осуществляется автоцистернами оборудованными насосами из водопроводных сетей п. Соловьёвск, снабжаемых водой от существующего скважинного водозабора АО «Прииск Соловьёвский». По своим химическим и бактериологическим показателям качество воды соответствует СанПиН 2.1.4.1074-01 «Вода питьевая. Гигиенические требования к качеству воды централизованных систем питьевого водоснабжения. Контроль качества». Для хранения запаса питьевой воды предусмотрена водонапорная башня с баком ёмкостью 50 м³ и высотой опоры 4 м. В соответствии с п. 2.4.2 СанПиН 2.1.41110-02 граница первого пояса ЗСО установлена на расстоянии 10 м от водонапорной башни. Проектом предусмотрена тепловая изоляция бака и обогрев его греющим кабелем. Перед монтажом тепловой изоляции предусмотрено антикоррозийное покрытие наружной поверхности бака масляно-битумной крас-

кой БТ-177 в 2 слоя по грунтовке ГФ-021.

Система производственно-противопожарного водоснабжения.

Источником производственного и противопожарного водоснабжения является поверхностный источник - водохранилище на р. Большой Янкан. Настоящим проектом выполнена проверка достаточности ёмкости водохранилища для водоснабжения объектов.

Фактическое водопотребление составит: 403866 м³/год.

Система оборотного водоснабжения [3].

Источником оборотной воды на фабрике является слив сгустителя и хвостохранилище. Для регулирования неравномерности поступления и отбора воды проектом предусмотрен резервуар оборотной воды.

С учётом объёма воды для установки принят резервуар производственной воды полезным объёмом 500 м³. Геометрический объём резервуара с учётом отметки трубопровода слива сгустителя составляет 700 м³. Резервуар устанавливается надземно на бетонном фундаменте рядом со сгустителем. Проектом предусмотрено утепление резервуара и обогрев греющим кабелем.

Для подачи оборотной воды на фабрику в помещении под сгустителем установлены 2 группы насосов. Первая группа работает равномерно в течение 24 часов в сутки, вторая группа работает периодически. К установке приняты насосы: первая группа К 200-150-250/4-5 (2 рабочих и 1 резервный) обеспечивающие суммарную подачу расчётного расхода 394 м³/ч с напором 20 м; вторая группа КМ 80-65-160б/2-5 (1 рабочий и 1 резервный) обеспечивающие подачу расчётного расхода 50 м³/ч с напором 20 м. В местах подключения трубопроводов к насосам предусмотрены гибкие соединения. Проектом предусмотрено местное управление насосами, дистанционное управление из диспетчерской ЗИФ, отключение насосов при достижении минимального уровня воды в резервуаре, автоматическое включение резервного насоса при выходе из строя рабочего агрегата. Сигнал работы насосов (световой и звуковой) выведен по месту и в диспетчерскую ЗИФ [4].

Трубопроводы системы оборотного водоснабжения ЗИФ прокладываются

из стальных электросварных труб диаметром $377 \times 6 : 89 \times 3$ мм по ГОСТ 10704-9191 и водогазопроводных оцинкованных труб условным диаметром 65:15 мм ГОСТ 3262-75. Проектом предусмотрена наружная окрасочная изоляция труб эмалью ПФ 115 по грунтовке ПФ-020. Для пропуска труб через наружные стены предусмотрены отверстия, обеспечивающие зазор вокруг трубы не менее 0,1 м. Заделка отверстий предусматривается эластичным несгораемым материалом [17].

9 ОТОПЛЕНИЕ, ВЕНТИЛЯЦИЯ И КОНДИЦИОНИРОВАНИЕ ВОЗДУХА

9.1 Решения по отоплению

Выбор типа систем отопления производственных, вспомогательных и административно-бытовых помещений принят в зависимости от источника теплоснабжения, назначения помещения, времени пребывания обслуживающего персонала, характера производственного процесса.

В зданиях предусмотрены вводы сетевой воды.

Промплощадка:

1. Надземный склад дробленой руды. Галерея подачи руды. Склад комовой извести с узлом подачи

Температура внутреннего воздуха принята по заданию технологов: в производственных помещениях $+5\text{ }^{\circ}\text{C}$, в помещении обогрева склада извести $+23\text{ }^{\circ}\text{C}$.

Отопление принято водяное регистрами из гладких труб. Системы отопления – однотрубные вертикальные с верхней разводкой. Узел ввода расположен в складе извести.

Корпус ЗИФ и ГОФ.

Температура внутреннего воздуха принята по заданию технологов: в производственных помещениях $+16\text{ }^{\circ}\text{C}$, в операторских пунктах и диспетчерской $+22\text{ }^{\circ}\text{C}$ [3].

В отделении измельчения – заданная температура поддерживается за счет тепловыделений от технологического оборудования и системой отопления. В отделении цианирования и сорбции – заданная температура поддерживается системой отопления и перегревом приточного воздуха систем вентиляции.

Отопление в здании - водяное, местными нагревательными приборами. В качестве нагревательных приборов приняты регистры из гладких труб. Системы отопления – однотрубные вертикальные с верхней разводкой. Для отключения систем отопления по веткам приняты краны шаровые, для гидравлической

увязки на стояках установлены балансировочные клапаны фирмы «Danfoss». Водяное отопление электропомещений (ПСУ, РУ, щитовых и т.п.) выполняется регистрами из гладких труб на сварке с выносом отключающей и регулирующей арматуры за стену обслуживаемого помещения. Исключается прокладка транзитных трубопроводов [4].

Сгуститель.

Температура внутреннего воздуха в техническом помещении и помещении управления сгустителя принята по заданию технологов: +5 °С.

Отопление технического помещения принято водяное регистрами из гладких труб. Система отопления – однотрубная вертикальная с верхней разводкой. В качестве нагревательных приборов приняты регистры из гладких труб.

АБК (административно-бытовой комплекс).

Температуры внутреннего воздуха приняты по СНиП 2.09.04-87 (СП 44.13330.2011).

Система отопления здания однотрубная с верхней разводкой. В качестве нагревательных приборов приняты радиаторы биметаллические секционные Rifar. Для отключения системы отопления по веткам приняты краны шаровые. На стояках установлены балансировочные клапаны «Данфосс».

КПП (контрольно-пропускной пункт).

Температура внутреннего воздуха в проходной +18 °С, в помещении охраны +22 °С, в помещении отдыха +23 °С.

Отопление здания принято электрическими конвекторами NOBO со встроенным электронным термостатом XSC, позволяющим контролировать температуру воздуха в комнате с точностью 0,1°С.

Расходный склад реагентов [3].

Склады в контейнерах неотапливаемые.

Котельная.

Модульная котельная поступает в полной заводской готовности. Отопление разработано заводом-изготовителем.

Отопление помещения котельного зала осуществляется за счет тепловыделений от оборудования, трубопроводов, газоходов, а так же от системы отопления. Отопление вспомогательных помещений осуществляется системой отопления [4].

Площадка хвостового хозяйства:

- дренажные насосные станции – 2 шт. Температура внутреннего воздуха в насосной принята по заданию технологов: +5 °С. Отопление здания принято электрическими конвекторами NOBO со встроенным электронным термостатом XSC, позволяющим контролировать температуру воздуха в комнате с точностью 0,1 °С;

- насосные станции обратного водоснабжения – 2 шт. Температура внутреннего воздуха в помещении принята по заданию технологов: +5 °С. Отопление здания принято электрическими конвекторами NOBO со встроенным электронным термостатом XSC, позволяющим контролировать температуру воздуха в комнате с точностью 0,1 °С.

9.2 Решения по вентиляции и кондиционированию

Проектом предусматривается приточно-вытяжная вентиляция с механическим и естественным побуждением согласно заданиям смежных отделов и в соответствии с действующими технологическими нормами проектирования.

Воздухообмены производственных помещений рассчитаны на ассимиляцию избыточного тепла, разбавление поступающих вредностей от технологического оборудования до величины ПДК рабочей зоны и компенсацию воздуха, удаляемого местными отсосами [17].

Воздухообмены административно-бытовых помещений определены по нормируемым кратностям.

Воздух, удаляемый вытяжной вентиляцией в холодный и переходный периоды года, компенсируется наружным подогретым воздухом от систем приточной вентиляции. Выдача приточного воздуха выполнена в рабочую зону или в направлении рабочей зоны. Удаление воздуха осуществляется из мест максимального выделения технологических вредностей в производственных поме-

щениях, из верхней зоны административно-бытовых помещений и производственных с теплоизбытками. В приточных камерах организован двухкратный подпор воздуха. Вентиляция электропомещений (РУ, щитовые и т.п.) решена на ассимиляцию теплоизбытков с учетом теплопотерь в зимний период и дополнительного воздухообмена на летний период (при значительных тепловыделениях). Приточный воздух выдается в рабочую зону, удаляется из верхней зоны с помещений [18].

Приточные камеры приняты фирмы ООО «НВД-регион». Наружный воздух, подаваемый системами, забирается не ниже чем на 2 м выше уровня земли, очищается в воздушном фильтре класса EU3, нагревается в калориферах и подается в помещения. Места воздухозабора приточных установок приняты с учетом размещения выбросов, удаляемых вытяжной вентиляцией так, чтобы содержание вредных веществ в приточном воздухе не превышало 30 % ПДК рабочей зоны производственных помещений. Автоматизация приточных камер разрабатывается фирмой-изготовителем и поставляется комплектно с камерами. Приточные системы, применяемые в проекте, комплектуются щитами автоматизации, датчиками температуры воздуха, датчиком температуры обратного теплоносителя, термостатом защиты по воздуху, реле перепада давления на фильтре, термозащитой двигателя. Работа приточных вентсистем происходит в автоматизированном режиме. Температура приточного воздуха поддерживается постоянной, не зависимо от температуры наружного воздуха. При возникновении пожара, происходит аварийное отключение всех приточных вентсистем с сохранением электропитания цепей защиты калориферов от замораживания. В электротехнической части проекта предусмотрена сигнализация о работе вентсистем [18].

Для помещений, работающих круглосуточно и круглогодично, согласно предусмотрено по две приточных установки. При выходе из строя одной вторая обеспечивает 50 % требуемого воздухообмена.

В качестве вентиляционного оборудования для вытяжных систем с механическим побуждением применяются радиальные, осевые, крышные и каналь-

ные вентиляторы. Для естественной вытяжной вентиляции используются воздуховоды с зонтами или дефлекторами. Для взрывоопасных помещений предусмотрены вентиляторы во взрывобезопасном исполнении. Для перемещения воздуха с примесью паров кислот и щелочей приняты вентиляторы в коррозионостойком исполнении. Для систем местных отсосов вредных веществ 1 и 2 классов опасности предусмотрены резервные вентиляторы. Предусмотрено автоматическое блокирование рабочего вентилятора с резервным. Для систем с мокрой газоочисткой предусмотрена блокировка работы вентилятора и насоса. Для систем аварийной вентиляции предусмотрено их включение от газоанализаторов, заложенных в электротехнической части проекта или включение из операторских пунктов [18].

Выбросы вредных веществ в атмосферу из систем вентиляции производственных помещений с механическим побуждением производятся через воздуховоды, не имеющие зонтов, вертикально вверх.

Запуск вентсистем выполняется дистанционно от кнопочных постов, расположенных в операторских или обслуживаемых помещениях. Предусмотрена сигнализация о работе вентоборудования («Включено», «Авария»).

10 КОНТРОЛЬ, ОПРОБОВАНИЕ И ОТБОР ПРОБ

Для ведения технологического процесса предусмотрены следующие виды контроля и опробования:

- опробование и контроль для оперативного управления технологическим процессом;
- опробование для составления товарного баланса металлов;
- контроль веса исходной руды и товарной продукции;
- контроль расхода золотосодержащих растворов на сорбцию;
- контроль за соблюдением технологических параметров;
- контроль качества продуктов.

В процессе обезвреживания ведётся автоматический контроль следующих параметров:

- pH растворов в контактных чанах обезвреживания;
- ОВП в контактном чане хлорирования;
- расход растворов реагентов;
- уровни растворов реагентов в растворных емкостях;
- анализ воздуха рабочей зоны на содержание хлора в помещении приготовления раствора гипохлорита кальция.

Контроль содержания токсических веществ в обрабатываемых растворах ведется лабораторными методами.

Неотъемлемой частью технологического цикла предприятия является контроль производственных процессов. С этой целью обязательным является функционирование службы технического контроля (ОТК).

Отдел технического контроля ЗИФ обеспечивает систематический контроль качества и количества поступающих на обогащение руды и выпускаемой фабрикой товарной продукции в соответствии с ГОСТами и ТУ. ОТК осуществляет контроль количества и качества материалов, реагентов, поступающих на фабрику, составляет акты на недоброкачественное сырье, материалы и реагенты для предъявления претензий поставщикам [19].

Отдел технического контроля составляет схему опробования и контроля на основании технологической схемы обогащения. В соответствии с системой управления качеством продукции ОТК организует внутрицеховой контроль и контроль по законченным процессам, циклам, определяющим качество конечного продукта. Исходя из этого, для каждого самостоятельного цикла с законченной операцией разрабатываются внутрифабричные нормативы, за соблюдением которых несет личную ответственность в первую очередь персонал, обслуживающий данный цикл или участок.

Оперативный контроль технологического процесса осуществляется операторами фабрики по следующим параметрам:

1) склад дробленой руды:

- количество и качество материала, поступающего со склада дробленой руды в отделение измельчения и гравитации;

2) отделение измельчения и гравитации:

- гранулометрический состав, плотность питания, слива и песков гидроциклонов;

- гранулометрический состав и плотность продуктов мельниц и грохотов;

- уровень заполнения мельниц шарами и рудой;

- гранулометрический состав и плотность сгущенного продукта;

- концентрация и расход цианида;

- концентрация Au в песках сгустителя;

- расход дополнительной и оборотной воды в технологическом процессе (расходомеры);

3) гидрOMETаллургическая переработка и отделение обезвреживания:

- количество материала, поступающего в операции цианирования и сорбционного выщелачивания;

- расход воды на гидрOMETаллургические переделы;

- расход реагентов на цианирование и обезвреживание;

- режимные параметры сорбционного цианирования, электролиза, десорбции и реактивации угля [19].

Проектом предусмотрено два вида технологического опробования.

Основное опробование осуществляет служба ОТК при помощи автоматических пробоотборников и частично ручного опробования. Результаты, полученные в результате данного опробования, используют для составления материального баланса и баланса металла по фабрике.

Оперативное опробование осуществляет технологическая служба фабрики совместно с пробирно-аналитической лабораторией. Результаты данного опробования используют для анализа работы отдельных процессов и аппаратов и оптимизации технологического процесса [19].

Все пробы сменные и суточные направляются в пробирно-аналитическую лабораторию для подготовки проб, определения содержания влаги, крупности руды, проведения химических, спектральных и пробирных анализов на содержание полезных компонентов (золота, серебра).

11 ПОДЪЁМНО-ТРАНСПОРТНЫЕ УСТРОЙСТВА

Для обслуживания и ремонта оборудования во всех отделениях предусмотрены к установке сертифицированное оборудование краны мостовые электрические. Сертификаты представлены в приложении А. Грузоподъемность кранов определена по массе наиболее тяжелой базовой детали ремонтируемого оборудования:

- отделение измельчения и гравитации – не более 20 т;
- отделение интенсивного цианирования – не более 2 т;
- отделение цианирования и сорбции – не более 3,2 т;
- отделение десорбции, электролиза и кислотной обработки – не более 2 т;
- отделение реактивации – не более 1 т;
- отделение обезвреживания – не более 3,2 т;
- отделение приготовления раствора цианида – не более 1 т;
- отделение приготовления раствора щелочи – не более 1 т;
- отделение приготовления раствора извести - не более 2 т;
- отделение приготовления раствора гипохлорита кальция – не более 1 т;
- ШОУ - не более 5 т [17].

Каждый кран оборудован ремонтной площадкой, обеспечивающей удобный и безопасный доступ к механизмам и электрооборудованию.

Все площадки расположены на расстоянии не менее 1800 мм от нижних частей крана.

Все краны установлены таким образом, что при подъеме груза исключается необходимость предварительного его подтаскивания при наклонном положении грузовых канатов и имеется возможность перемещения груза, поднятого не менее чем на 500 мм выше встречающегося на пути оборудования. Везде предусмотрены проходы для рабочих, управляющих краном от 800-1500 мм и более.

Все краны установлены на расстоянии не меньше 100 мм от верхней точки крана до потолка зданий и нижнего пояса стропильных ферм. Расстояние от

выступающих частей торцов кранов составляет от 100 до 600 мм.

В связи с тем, что строительство ЗИФ планируется в районе с сейсмикой, все грузоподъемные механизмы установлены в сейсмостойком исполнении.

В отделениях десорбции и электролиза, в маслостанции предусмотрена установка грузоподъемных механизмов в пожаробезопасном исполнении [18].

12 АВТОМАТИЗАЦИЯ И МЕХАНИЗАЦИЯ ПРОИЗВОДСТВЕННОГО ПРОЦЕССА

Оперативное управление производством осуществляется по двухступенчатой схеме: Диспетчер – Оператор – Производственные участки. Диспетчерский пункт находится в измелчительном отделении на отм. + 3,500 м.

Операторские пункты производственных участков находятся:

- в отделении цианирования и сорбции на отм. + 9,000,
- в отделении десорбции и электролиза на отм. + 6,800;
- в компрессорной на отм. 0,000;
- в отделении интенсивного цианирования на отм. + 9,000.

Из ОП обеспечена возможность визуального наблюдения за состоянием оборудования и ходом технологического процесса на данном участке. Управление участком автоматизированной поточно-транспортной системы (ПТС) ведется со щита оператора. Все механизмы, входящие в ПТС, блокируются таким образом, чтобы при остановке какого-либо механизма во избежание завала его материалами немедленно автоматически останавливались все предшествующие потоку материала механизмы. Электроприводы также блокируются с вентиляторами вытяжных систем. Для обеспечения нормальных условий работы обслуживающего персонала также предусмотрено местное управление оборудованием [17].

Автоматизация основных технологических процессов выполняется на базе аппаратуры, поставляемой комплектно с технологическим оборудованием. Управление и контроль за работой технологического оборудования осуществляется с местных щитов и щитов оператора.

Для контроля параметров технологического процесса проектом предусмотрены приборы КИПиА. Контроль параметров и сигнализация предусматривается по месту.

Для контроля над количеством руды в приемном бункере установлен датчик уровня, который заблокирован с работой питателя.

Схема управления насосами предусматривает ручное включение резервного насоса при остановке рабочего. Предусмотрен контроль уровня пульпы в зумпфах и дренажных приемках. Датчики уровня сблокированы с работой технологического оборудования.

Проектными решениями предусмотрены следующие приборы КИПиА:

- датчики-индикаторы уровня «РИС-121»;
- ультразвуковые расходомеры «SITRANS Probe LU»
- анализаторы жидких сред «АЖФ-2»;
- манометры WICKA мод.233.50;
- преобразователи pH, ОБП - JUMO «AQUIS 500 pH»;
- расходомеры «СИМАГ-11»;
- плотномеры Rhosonic мод.9690

Для контроля ПДК в воздухе рабочей зоны предусмотрены газоанализаторы «МГЛ-20М», «МГЛ-19-6», «ГАНК-4(Р)» с выводом дополнительной сигнализации на щит противоаварийной автоматической защиты (ПАЗ).

Все погрузочно-разгрузочные работы механизированы и выполняются с помощью электрического подвешного крана и малогабаритного погрузчика. Выбор грузоподъемного оборудования выполнен исходя из веса груза и высоты подъема [17].

13 ПРОИЗВОДСТВЕННАЯ И ЭКОЛОГИЧЕСКАЯ БЕЗОПАСНОСТЬ

13.1 Производственная безопасность

Проектирование, строительство и эксплуатация обогатительной фабрики для переработки руды месторождения «Соловьевское» осуществлялись с учетом требований следующих нормативных документов:

- федеральный закон о промышленной безопасности опасных производственных объектов № 116-ФЗ от 21.07.1997 г. – «О промышленной безопасности опасных производственных объектов»;
- «Правила безопасности при ведении горных работ и переработки твердых полезных ископаемых» – приказ Ростехнадзора от 11.12.2013 г. № 599;
- «Правила безопасности при эксплуатации хвостовых и шламовых хозяйств горнорудных и нерудных предприятий» ПБ06-123-96;
- «Правила безопасности в производстве благородных металлов, сплавов и их полуфабрикатов» ПБ 11-549-03;
- «Правила безопасности гидротехнических сооружений накопителей жидких промышленных отходов» ПБ 03-438-02;
- «Правила устройства и безопасной эксплуатации грузоподъемных кранов» ПБ10-382-00;
- «Правила устройства электроустановок» ПУЭ;
- «Правила технической эксплуатации электроустановок потребителей»;
- «Правила техники безопасности при эксплуатации электроустановок потребителей» ППБ-С;
- «Межотраслевые правила по охране труда (правила безопасности) при эксплуатации электроустановок» ПОТ Р М-016-2001;
- «Правила пожарной безопасности в РФ» ППБ 01-03;
- «Правила пожарной безопасности при проведении сварочных и других огневых работ на объектах народного хозяйства» РД34.305.88;
- «Пожарная безопасность. Общие требования» ГОСТ 12.1.004-91*ССБТ;

- «Пожарная безопасность зданий и сооружений». СНиП 21-01-97;
- «Определение категорий помещений, зданий и наружных установок по взрывопожарной и пожарной опасности» НПБ 105-03;
- «Установки пожаротушения и сигнализации. Нормы и правила проектирования» НПБ 88-2001;
- «Системы оповещения и управления эвакуацией людей при пожарах в зданиях и сооружениях» НПБ 104-03;
- «Перечень зданий, сооружений, помещений и оборудования, подлежащих защите автоматическими установками пожаротушения и автоматической пожарной сигнализацией» НПБ 110-03;
- «Отопление, вентиляция и кондиционирование» СНиП 41-01-2003;
- «Внутренний водопровод и канализация зданий» СНиП 2.04.01-85;
- «Водоснабжение. Наружные сети и сооружения» СНиП 2.04.02-85;
- «Гигиенические требования к микроклимату производственных помещений» СанПиН 2.2.4.546-96;
- «Санитарные правила проектирования предприятий» СП 245-71;
- «Санитарные правила для предприятий цветной металлургии» СП № 2528-82;
- «Гигиенические требования к организации технологических процессов, производственному оборудованию и рабочему инструменту» СП 2.2.2.1327-03;
- «Санитарные правила для защитных зон и санитарной классификации предприятий, сооружений и иных объектов». СанПиН 2.2.1/2.1.1200-03;
- «Санитарные правила для предприятия по добыче и обогащению рудных, нерудных и россыпных месторождений полезных ископаемых» СанПиН 2.2.3.757-99 и соответствующих инструкций Ростехнадзора, Госпожнадзора и Санэпиднадзора.

Перерабатывающий комплекс предприятия по освоению Соловьёвского золоторудного месторождения относится к категории опасных производственных объектов (ФЗ-116 «О промышленной безопасности опасных производст-

венных объектов»), как объекты, на которых используются, хранятся, перерабатываются, транспортируются токсичные вещества - натрий цианистый технический, гипохлорит кальция нейтральный, едкий натр, соляная кислота, оксид кальция, негашёная известь. В связи с этим, на проектируемом предприятии разработана Декларация промышленной безопасности опасного производственного объекта [6].

Для обеспечения требований по охране труда и технике безопасности в проекте предусмотрены следующие основные мероприятия: конструктивные решения по отоплению помещений и освещению на рабочих местах; размещение оборудования выполнено с учетом обеспечения прохода людей и проезда механизмов; для производства ремонтных работ предусмотрены подъемно-транспортное оборудование и ремонтные площадки; движущиеся части машин и механизмов имеют ограждения, блокировку и специальную окраску; дренажные приемки закрываются металлической решеткой; обеспечена герметизация оборудования; для обеспечения безопасной работы обслуживающего персонала предусмотрено местное и дистанционное с операторского пункта включение оборудования, агрегатов и вентсистем сблокированных с газоанализаторами; работы с реагентами выполнять только в спецодежде; вскрытие тары с токсичными реагентами осуществлять в противогазах и резиновых перчатках с применением специального оборудования.

Все рабочие и ИТР, поступающие на фабрику или переводимые с одной работы на другую, должны:

- пройти предварительное медицинское освидетельствование;
- пройти предварительное обучение по технике безопасности по специальной программе в соответствии с требованиями ГОСТ 12.1.004-90;
- иметь соответствующую квалификацию;
- быть обученным безопасным приемам работы;
- перед допуском непосредственно к работе получить инструктаж по технике безопасности на рабочем месте;
- быть ознакомленным под подпись с сертификатом установки. Все ра-

бочие фабрики в период работы обязаны:

- не реже одного раза в полугодие проходить проверку знаний по ТБ;
- проходить внеочередные инструктажи по ТБ при изменении технологии производственного процесса, введении новых инструкций и анализе несчастных случаев, происшедших на аналогичных предприятиях;
- ежемесячно получать письменный наряд на производство работ и инструктаж по ТБ; уметь оказывать первую медицинскую помощь;
- выполнять указания лиц технического надзора, требования предупредительных надписей, знаков, сигналов;
- содержать рабочее место в состоянии полной безопасности производства работ, в течение смены периодически осуществлять контроль за наличием и креплением защитных ограждений, целостностью цепей заземления, сигнализации, освещения, блокировочных устройств;
- при обнаружении опасности, угрожающей здоровью и жизни персонала цеха, принять меры для предотвращения несчастного случая и немедленно сообщить об опасности лицу технического надзора;
- в части обеспечения безопасных условий труда быть требовательным к себе и рабочим смены [12].

Разработанная и приведенная в проекте технологическая схема предусматривает использование процессов, которые применялись ранее на отечественных и зарубежных предприятиях.

Особенности проектирования и строительства обогатительной фабрики

При проектировании обогатительной фабрики предусматривается:

- обязательное применение оборотной системы водоснабжения, позволяющей многократно использовать воду, не сбрасывая ее в водотоки;
- рекомендованная для обогатительной фабрики технологическая схема производства золота методом гравитационно-флотационного обогащения с последующей металлургической переработкой концентратов предусматривает использование известных процессов и реагентов, применяемых на отечественных и зарубежных предприятиях (дробление, грохочение, измельчение, грави-

тационное и флотационное обогащение, интенсивное и сорбционное цианирование и т.п.).

При работе ЗИФ в дробильном отделении, главном корпусе и в отделении плавки имеют место физические и психофизиологические факторы воздействия на человека. В проекте предусмотрено устранение воздействий физического характера, устранение же психофизиологических факторов решается руководством непосредственно на производстве за счет организационных мероприятий.

К физически опасным и вредным факторам относятся: движущиеся части машин и механизмов; повышенный шум и вибрация; нагретые поверхности; механическое травмирование [12].

К химическим опасным и вредным факторам относятся: цианистый водород; едкий натрий; соляная кислота; пыль негашеной извести; пыль кремнеосодержащая.

К психофизиологическим факторам относятся: физические перегрузки (статические, динамические); нервно-психические перегрузки (умственное перенапряжение, монотонность труда, эмоциональные перегрузки).

На промплощадке ЗИФ расположены различные технологические переделы, на персонал которых воздействуют различные комбинации вредных воздействий. По характеру вредных воздействий персонал можно разделить на следующие группы: персонал отделения дробления; персонал отделения измельчения и основного обогащения; персонал гидрметаллургических отделений цеха металлургии; персонал пирометаллургического отделения цеха металлургии; смотрители насосного парка и трубопроводных систем [7].

На переделе рудоподготовки преобладают следующие вредные факторы: повышенный уровень шума, запыленность. Шум, вызываемый работой дробильно-сортировочного комплекса и шумом двигателей бульдозера и самосвалов. Пыль может возникать при неудовлетворительной работе аспирационного оборудования и при движении автомобильной техники.

В проекте рекомендовано действующее серийное производственное оборудование, имеющее гигиенический сертификат.

Принятая технология с целью исключения вредных факторов и снижения их уровня и времени контакта с ними обеспечивается: непрерывностью и точностью производства; дистанционным контролем за ходом технологического процесса и оборудования, изоляцией и герметизацией производств и оборудования, связанных с образованием и выделением в воздушную среду пыли.

Приемные бункера, с целью предупреждения поступления пыли в рабочую зону оборудованы дозирующим устройством (питателем).

Дробилки, грохоты, транспортные ленты для подачи руды, места пере-сыпки и загрузки ее в оборудование предусмотреть аспирируемые укрытия и систему гидрообеспыливания, работа которых заблокирована с производственным оборудованием. Блокировка устройств системы обеспечивает включение их за 5 минут до начала работы и выключение их не ранее, чем через 5 минут после остановки оборудования. Кроме этого, на транспортных конвейерах по всей длине предусмотрены объемные укрытия.

Запыленность также может быть исключена своевременным увлажнением дорог, площадок и буртов с рудой поливочными машинами. При необходимости персонал должен использовать респираторы «лепесток».

Борьба с шумом на переделе рудоподготовки сводится к содержанию в исправном состоянии и рациональному использованию бульдозерного и автомобильного парка. Для исключения вредного воздействия шума на человека: пост управления дробилкой, питателем и транспортными конвейерами принят заводского изготовления; зоны с уровнем, звука или эквивалентным уровнем звука выше 85 дБА должны быть обозначены знаками безопасности по ГОСТ 12.4.026 – 76, работающему персоналу в этих зонах выдаются средства индивидуальной защиты по ГОСТ 12.4.051-78;присоединение вентиляторов к воздуховодам выполняется через эластичные вставки; установка вентиляционного оборудования производится на виброоснованиях; подбор окружных скоростей вентиляторов и скоростей перемещения воздуха в воздуховодах произведен из условия относительной бесшумности [7].

На переделе измельчения и обогащения превалирует повышенный уро-

вень шума. Шум, вызываемый работой измельчительного и сортировочного оборудования.

Борьба с шумом на переделе измельчения и обогащения сводится к содержанию в исправном состоянии и рациональному использованию основного оборудования. Для исключения вредного воздействия шума на человека:

- пост управления мельницами, грохотами и транспортными конвейерами принят заводского изготовления;

- зоны с уровнем, звука или эквивалентным уровнем звука выше 85 дБА должны быть обозначены знаками безопасности по ГОСТ 12.4.026-76, работающему персоналу в этих зонах выдаются средства индивидуальной защиты по ГОСТ 12.4.051-78;

- присоединение вентиляторов к воздуховодам выполняется через эластичные вставки;

- установка вентиляционного оборудования производится на виброоснованиях;

- подбор окружных скоростей вентиляторов и скоростей перемещения воздуха в воздуховодах произведен из условия относительной бесшумности.

Персонал гидрометаллургического и пирометаллургического отделения цеха металлургии подвергается воздействию повышенных температур, паров реагентов, а также загазованности и шуму вентиляционных устройств. Борьба с вредными факторами заключается в использовании приточно-вытяжной вентиляции, выполненной с соблюдением вышеперечисленных требований. Работники пирометаллургического отделения обеспечиваются спецодеждой из толстой суконной ткани с огнестойкой пропиткой, суконными рукавицами и защитными лицевыми щитками [7].

Для исключения вредного воздействия технологических растворов персонал должен строго соблюдать технологические инструкции. Производить работы с трубопроводами после их опорожнения и промывки водой. Дополнительно смотрители (обходчики трасс, слесаря) должны быть обеспечены теплой непромокаемой одеждой.

Склады хранения реагентов и узлы приготовления цианосодержащих и кислых растворов рекомендуется запроектировать в соответствии с временными правилами хранения сильнодействующих ядовитых веществ на предприятиях цветной металлургии:

- помещения для приготовления растворов реагентов оборудовать приточно-вытяжной вентиляцией. В помещениях установить газоанализаторы. Газоанализаторы в помещении склада цианидов и приготовления раствора цианидов заблокировать с аварийной вентиляцией;

- помещения для приготовления реагентов оборудовать питьевыми фонтанчиками, умывальниками, поливочными кранами, устройствами для включения вентиляционных установок и искусственного освещения;

- вскрытие емкостей с реагентами, приготовление растворов и подача их в чаны механизировать. Вскрытие емкостей с цианистыми солями предусматривается в специальных аппаратах (аппарат Андреева), перегрузка предусматривается с помощью грузоподъемного оборудования (тали г/п 1 тонна). Подавать готовые реагенты рекомендуется насосами. Обеззараживание тары, освобожденной от цианистых солей, предусмотреть в специальной емкости раствором гипохлорита;

- работу насосного оборудования принять в пределах рабочей зоны паспортных характеристик заводов-изготовителей, что исключает снижение энергетических показателей и показателей надежности оборудования. Вибрационные технические характеристики гарантируются заводами изготовителями и согласованы со всеми заинтересованными службами в установленном порядке;

- насосное оборудование изготавливается и в общепромышленном исполнении с уплотнением вала сальников мягкой набивкой. Привод насосов осуществляется через соединительную муфту, установку предусмотреть на монолитных фундаментах [9].

Оценка вредных факторов трудового процесса:

Согласно руководству Р 2.2.755-99 (Гигиена труда) при проектировании ОФ необходимо принять следующие классы условий труда:

- класс условий труда в зависимости от содержания вредных веществ в воздухе рабочей зоны;
- класс условий труда в зависимости от шума и вибрации рабочих мест;
- класс условий труда по показателям микроклимата для производственных помещений и открытых территорий;
- класс условий труда по показателям тяжести трудового процесса.

Классификация отделений главного корпуса по классам условий труда приведена в таблице 13.1. Общая оценка условий труда представлена в таблице 13.2.

Таблица 13.1 – Классы условий труда по показателям тяжести трудового процесса

Наименование отделений, помещений	Класс условий труда в зависимости от вредных веществ в воздухе рабочей зоны		Класс условий труда в зависимости от уровня шума рабочих мест		Класс условий труда по показателям микроклимата для производственных помещений		Класс условий труда по напряженности трудового процесса	
	наименование вредных веществ	класс	наименование	класс	наименование	класс	наименование	класс
Отделение дробления	Пыль рудная (SiO ₂) <ПДК	2	Шум от работы дробилки, питателей > 35 дБА	3.4	Категория работ III; t=6 ⁰ C	4	Двухсменная работа (работа в ночную смену)	3.1
Отделение измельчения и гравитационного обогащения	Пыль рудная (SiO ₂) <ПДК	2	Шум от работы грохотов, мельниц >35 дБА	3.4	Категория работ Пб; t=16 ⁰ C	2	Двухсменная работа (работа в ночную смену)	3.1
Отделение гидрометаллургии	Вещества 2-го класса опасности <ПДК	2	Шум от работы оборудования >25 дБА	3.3	Категория работ Пб; t=16 ⁰ C	2	Двухсменная работа (работа в ночную смену)	3.1
Реагентное отделение	Вещества 2-го класса опасности <ПДК	2	Шум от работы оборудования < ПДУ	2	Категория работ Па; t=16 ⁰ C	2	Двухсменная работа (работа в ночную смену)	3.1
Отделение плавки катодных осадков	Вещества 3-го класса опасности <ПДК	2	Шум от работы оборудования < ПДУ	2	Категория работ Па; t=16 ⁰ C	2	Работа в одну смену	2

Таблица 13.2 – Общая оценка условий труда

Фактор	Класс условий труда						
	оптимальный	допустимый	вредный				опасный
	1	2	3.1	3.2	3.3	3.4	4
Химический		5					
Шум		2			1	2	
Микроклимат		4					1
Напряженность труда		1	4				

Согласно руководству Р 2.2.755-99 (Гигиена труда) и произведенных расчетов получены следующие классы условий труда по отделениям ОФ:

- модуль измельчения – 4;
- главный корпус (реагентные отделения) – 3.1;
- главный корпус (отделение плавки) – 2; главный корпус (остальные отделения) – 3.3.

Основные мероприятия, которые необходимо предусмотреть при проектировании ОФ для обеспечения требований по промсанитарии:

- в операторской предусмотрена приточно-вытяжная вентиляция;
- запуск технологического потока предусмотрен после предупредительной сигнализации и включения аспирации;
- во время работы технологического оборудования работа основных приточно-вытяжных вентиляционных установок осуществляется непрерывно;
- воздух рабочей зоны должен соответствовать санитарно-гигиеническим требованиям ГОСТ 12.1.005-88;
- обеспечена взрыво- и пожаробезопасность вентиляционных систем и технологического оборудования;
- окраска оборудования и трубопроводов выполнена в соответствии с ГОСТом;
- рабочее освещение предусмотрено в местах, предназначенных для работы, прохода людей;
- аварийное освещение предусмотрено для выхода людей из помещений, освещенность пола основных проходов не менее 0,5 лк;

– электрическое оборудование оснащено звуковой и световой сигнализацией.

Для борьбы с шумом и доведения его до нормируемой величины при разработке проекта на базе технологического регламента должны быть предусмотрены следующие мероприятия:

- присоединение вентиляторов к воздуховодам через эластичные вставки;
- установка вентиляционного оборудования на виброоснованиях;
- подбор окружных скоростей вентиляторов и скоростей перемещения воздуха в воздуховодах из условия относительной бесшумности.

В проекте должны быть предусмотрены спецбытовые помещения для обязательного принятия душа после смены работниками и полное их переодевание.

Все рабочие обеспечиваются спецодеждой, которая подвергается стирке, сушке. Рабочие имеют дополнительный отпуск, проходят медицинское освидетельствование по профзаболеваниям. На рабочих местах имеются аптечки с медикаментами.

После запуска в эксплуатацию обогатительной фабрики производится аттестация рабочих мест. При аттестации рабочего места уточняются заложенные в регламенте классы условий труда по опасным и вредным производственным факторам (физическим, биологическим, и т.д.), тяжести и напряженности труда. Уровни опасных и вредных производственных факторов определяются на основе инструментальных измерений. Инструментальные измерения физических, химических, биологических и психофизиологических факторов, эргономические исследования должны выполняться в процессе работы, т.е. при проведении производственных процессов в соответствии с технологическим регламентом, при исправных и эффективно действующих средствах коллективной и индивидуальной защиты. При этом используются методы контроля, предусмотренные соответствующими ГОСТами и (или) другими нормативными документами [9].

Измерение параметров опасных и вредных производственных факторов, определение показателей тяжести и напряженности трудового процесса осуществляют лабораторные подразделения организации. При отсутствии в организации необходимых для этого технических средств и нормативно-справочной базы привлекаются центры государственного санитарно-эпидемиологического надзора, лаборатории органов Государственной экспертизы условий труда и другие лаборатории, аккредитованные (аттестованные) на право проведения указанных измерений [9].

Таблица 13.3 – Предельно допустимая концентрация вредных газов, паров, пыли или других аэрозолей в воздухе рабочей зоны производственных помещений

Наименование	Содержание, мг/м ³
Пыль при содержании в руде SiO ₂ от 10 до 60 %	2,0
Пыль при содержании в руде SiO ₂ не более 10 %	4,0
Керосин в пересчете на углерод	200,0
Окись углерода, CO	20,0
Ртуть металлическая, Hg	0,01
Сероводород, H ₂ S	10,0
Сероуглерод, CS	1,0
Серная кислота, H ₂ SO ₄	1,0
Углеводороды в пересчете на C	300,0
Хлор, Cl	1,0
Цианистый водород и соли синильной кислоты в пересчете на HCN	0,3
Свинец и его неорганические соединения (по свинцу)	0,01
Сода кальцинированная	2,0
Серный ангидрид SO ₃	1,0
Сернистый ангидрид, SO ₂	10,0

Каждый рабочий до начала работы удостоверяется в безопасном состоянии своего рабочего места, проверяет исправность предохранительных устройств, инструмента, механизмов и приспособлений, требующихся для работы. Обнаружив недостатки, которые сам не может устранить, рабочий, не приступая к работе, сообщает о них лицу технического надзора. Запрещается отдых в зоне работающих механизмов, на транспортных путях, оборудовании и т. п.

При работе в электроустановках выполняются организационные и технические мероприятия, предусмотренные Правилами технической эксплуатации

электроустановок потребителей и Правилами техники безопасности при эксплуатации электроустановок потребителей.

При обслуживании электроустановок применяются защитные средства (диэлектрические перчатки, боты, коврики и др.). Перед применением защитные средства тщательно осматриваются. В установленные сроки все защитные средства, применяемые при обслуживании электроустановок, подвергаются периодическим электрическим испытаниям [9].

Не реже одного раза в месяц производится наружный осмотр всей заземляющей сети, а также измеряется сопротивление общего заземляющего устройства. Результаты измерения заносятся в специальный журнал.

Голые токоведущие части электрических устройств, доступные случайным прикосновениям, защищаются надежным ограждением.

Запрещается проведение ремонтно-монтажных работ в непосредственной близости от открытых движущихся частей механических установок, а также вблизи электрических проводов и оборудования, находящихся под напряжением, при отсутствии их надежного ограждения.

На все виды ремонтов основного технологического оборудования составляются инструкции (технологические карты, руководства, проекты организации работ, которыми устанавливается порядок и последовательность работ, необходимые приспособления и инструменты, обеспечивающие их безопасность). Перед производством работ назначается ответственное лицо за их ведение, а рабочие, занятые на ремонтных работах, знакомятся с указанными инструкциями под роспись.

Огневые работы (газо-электросварочные) производятся в соответствии с Правилами пожарной безопасности при проведении сварочных и других огневых работ на хозяйственных объектах.

Лица, допускаемые к ремонту электрооборудования, имеют соответствующую квалификационную группу согласно Правилам техники безопасности при эксплуатации электроустановок потребителей.

Все рабочие, которые в процессе эксплуатации или ремонта занимаются

строповкой грузов, проходят специальное обучение и получают удостоверение права работы стропальщиками.

Электробезопасность.

На обогатительной фабрике используется электромеханическое оборудование, электродвигатели, трансформаторы, измерительные приборы, электро-сварочные агрегаты, светильники, кабели, провода и т. д.

Для защиты от поражения электрическим током применяются отдельно или в сочетании друг с другом следующие технические способы и средства: защитное заземление, защитное отключение, изоляция токоведущих частей, понижение напряжения, оградительные устройства, знаки безопасности, средства защиты и предохранительные устройства.

Напряжение рабочих светильников применяется в пределах 12 – 15 В, при этом не требуется их заземление.

Во всех помещениях должно быть предусмотрено аварийное освещение.

Для уменьшения опасности поражения электрическим током используют защитную изоляцию и ограждение токоведущих элементов механических агрегатов, распределительных устройств.

Взрывопожароопасность.

В соответствии с требованиями ГОСТ 12.1.004-91 ССБТ «Пожарная безопасность. Общие требования» пожарная безопасность проектируемого объекта обеспечивается: системой предотвращения пожара; системой противопожарной защиты; организационно-техническими мероприятиями [9].

Система предотвращения пожара обеспечивается: применением негорючих строительных материалов; максимально возможным применением в технологических процессах, происходящих в зданиях и сооружениях, негорючих веществ и материалов; установкой не пожароопасного оборудования; соблюдением действующих нормативных документов в части учета мер пожарной безопасности при разработке проектной документации.

Система противопожарной защиты ЗИФ обеспечивается комплексом конструктивных, объемно-планировочных решений зданий и сооружений; приме-

нением средств противопожарной защиты.

В систему противопожарной защиты входят:

- объемно-планировочные и конструктивные решения, обеспечивающие своевременную эвакуацию людей и их защиту от опасных факторов пожара;
- применение основных строительных конструкций зданий и сооружений в соответствии с требуемой степенью огнестойкости, ограничение на путях эвакуации применения горючих материалов;
- обеспечение объекта требуемым расходом воды для целей наружного и внутреннего пожаротушения.

13.2 Экологическая безопасность

Хозяйственная деятельность предприятия сопровождается техногенными воздействиями различной степени интенсивности на все компоненты окружающей среды: недра, земельные и почвенные ресурсы, ландшафты, приземные слои атмосферы, поверхностные и подземные воды, флору и фауну. К техногенным воздействиям относятся:

- геомеханические нарушения (деформации массива горных пород и земной поверхности с созданием техногенных форм рельефа – карьерных выемок, отвалов, насыпей, водоотводных канав, дорог);
- гидрологические, гидрогеологические и биоморфологические нарушения (изменение режима поверхностного стока, водоотведение, уничтожение почвенно-растительного покрова и др.);
- геохимическое загрязнение поверхностных вод, земель, почв и растительности.

К основным загрязнителям окружающей среды следует отнести: выбросы загрязняющих веществ в атмосферу; сбросы и фильтрация сточных вод; размещение отходов производства и потребления; шумы [6].

Источники, виды и объекты потенциального техногенного воздействия проектируемого предприятия представлены в таблице 13.4.

Таблица 13.4 – Источники, виды и объекты потенциального техногенного воз-

действия проектируемого предприятия

Источники воздействия	Виды воздействия	Объекты воздействия
Строительство рабочих площадок и сооружений	Отчуждение земель под размещение площадок	Земельные ресурсы, в т.ч. лесные земли
	Нарушение площади водосбора	Поверхностные воды
	Снятие, перемещение и складирование верхнего слоя почвы в результате подготовительных и земляных работ Потеря качества почвы вследствие уплотнения и эрозии	Почвы
	Потеря среды обитания	Растительность и животный мир
	Ликвидация визуальных доминант природных комплексов	Ландшафты
Взрывные работы в карьерах	Шум	Животный мир, ихтиофауна
	Пыление	Атмосферный воздух, почвы
Добыча руды	Выемка горной массы	Недра
Работа автотранспорта, строительной техники	Шум от транспортных средств	Животный мир
	Неорганизованные выбросы загрязняющих веществ, осаждение пыли	Атмосферный воздух Почвы Растительность Поверхностные воды
Работа технологического оборудования	Шум	Животный мир
	Пыление	Атмосферный воздух, почвы
	Загрязнение токсичными компонентами	Воздух, почвы, растительность
Водопотребление предприятия	Истощение природных водных ресурсов	Поверхностные воды
Сброс сточных вод	Загрязнение токсичными компонентами	Поверхностные воды
Фильтрация сточных вод. Аварийные разливы сточных вод и случайные утечки и аварийные разливы нефтепродуктов	Загрязнение токсичными компонентами	Подземные воды Поверхностные воды Почвы
Складирование отходов	Захламление территории	Земельные ресурсы
	Химическое загрязнение площадок складирования и прилегающей территории	Почвы Поверхностные и подземные воды
	Загрязнение атмосферного воздуха и почвенного покрова вследствие эрозии и ветрового уноса пылевой фракции	Атмосферный воздух Почвы
Общий производственный шум, освещение площадок и сооружений в ночное время, движение автотранспорта по дорогам	Беспокойство от шума и света	Животный мир
Хозяйственная деятельность предприятия	Экономическая выгода в связи с рабочими местами	Местное население

13.2.1 Воздействие на недра и почву. Рекультивация нарушенных земель

Целью планируемой хозяйственной деятельности является добыча полезных ископаемых. Основное воздействие на недра оказывают горные работы.

Воздействия на недра, происходящие при отработке карьеров, будут заключаться в следующем:

- нарушение целостности физических свойств геологического массива, обусловленное безвозвратным изъятием из природного массива руды и вмещающих пород при производстве добычных работ;
- изъятие и изменение качества и свойств земельных участков вследствие размещения объектов;
- преобразование рельефа (выемки, насыпи) и изменение активности экзогенных геологических процессов;
- изменение параметров поверхностного стока, гидротермического режима грунтов в результате изменения высотных отметок поверхности;
- периодическое сейсмическое воздействие на геологическую среду прилегающего к карьеру массива горных пород в результате использования буровзрывных работ для вскрытия и добычи запасов месторождения.

Воздействие на недра оценивается как «Сильное».

Основными видами воздействия на земли, почвенный покров являются отчуждение земельных ресурсов и загрязнение почвенного покрова.

Оценка воздействия на почвы оценивается как: «слабое» [6].

Мощность почвенно-растительного слоя составляет, в среднем, 0,2 м.

ПРС складывается в отвале для дальнейшей рекультивации, в соответствии с требованиями ГОСТ 17.4.3.02-85 «Охрана природы. Почвы. Требования к охране плодородного слоя почвы при производстве земляных работ».

В результате строительства и эксплуатации проектируемых производственных площадок и инженерных коммуникаций произойдет воздействие на почвенный покров, которое будет заключаться в следующем: изъятие земель для размещения объектов предприятия; снятие и перемещение верхнего слоя почвы в результате земляных работ; смешивание и уплотнение почв, что окажет влияние на их продуктивность; загрязнение почвы в результате оседания

выбросов из атмосферного воздуха; потенциальная вероятность загрязнения почв нефтепродуктами [9].

Для сокращения воздействия на почву применяются следующие меры по смягчению воздействия: верхний снимаемый плодородный слой почвы будет складирован в специальном отвале и законсервирован для последующей рекультивации земель, производится посев трав по поверхности отвала; строгое соблюдение границ земельного отвода; запрещение движения транспорта и техники вне дорог; снижение выделения пыли и других загрязняющих веществ от производственных объектов путем устройства укрытий, установки оборудования пылеулавливания и газоочистки; реализация комплекса мероприятий по сбору, хранению и размещению отходов; сбор и очистка сточных вод; конструктивные решения по предотвращению утечек технологических растворов; применение противотрационных экранов из полимерного материала при складировании хвостов ЗИФ; выполнение комплекса работ по рекультивации нарушенных земель.

Оценка остаточного воздействия после применения мер по смягчению будет «умеренная».

13.2.2 Воздействия на качество атмосферного воздуха

При эксплуатации предприятия по второму этапу образуются 49 источников выбросов загрязняющих веществ в атмосферный воздух, из них 29 – неорганизованных [6].

На организованных источниках выбросов промплощадки предусмотрены следующие мероприятия по снижению выбросов:

- приемный бункер и конвейер подачи дробленой руды расположены открыто на площадке. Для локализации вредностей и уменьшения пылевыведения от технологического оборудования и мест пересыпки руды предусмотрены местные отсосы. Воздух систем местных отсосов, содержащий пыль руды, перед выбросом в атмосферу подвергается очистке в циклонах типа СИОТ-М. Коэффициент очистки составляет 95 %;

- в корпусе ЗИФ в отделении цианирования и сорбции очистка отаэрозо-

лигидроцианида и щелочи производится в фильтрах ФВГ-П-М-СЦ. Коэффициент очистки по данным завода-изготовителя составляет 90 %;

– в отделении реактивации и отделении приготовления известкового молока очистка от пыли извести и угля очистка воздуха производится в прямом точном циклоне Ц/П-2500/SP. Коэффициент очистки по данным завода-изготовителя - 90 %;

– в отделении приготовления щелочи очистка отаэрозоли щелочи производится в фильтрах ФВГ-П-М. Коэффициент очистки по данным завода-изготовителя – 96 %;

– в плавильном отделении установлен аппарат ЦБА, с коэффициентом очистки от газов 80 %, от твердых частиц – 99,9 %;

– в ОТК и измельчительном отделении очистка воздуха от пыли руды производится рециркуляционных агрегатах для отсоса и улавливания пыли АОУМ. В ремонтном пункте установлен передвижной рециркуляционный агрегат для отсоса и улавливания пыли АОУМ-400-3. На сварочном посту установлен передвижной рециркуляционный пылеотсасывающий агрегат ФСК-1000-2. Коэффициент очистки воздуха в агрегатах АОУМ, по данным завода-изготовителя, составляет 99,5 %, в фильтре ФСК - 99,995 %;

– на неорганизованных пылящих источниках выбросов предусматривается орошение водой, что сокращает выбросы пыли до 90 % [9].

Оценка остаточного воздействия после применения мер по смягчению на: «умеренное».

13.2.3 Акустическое воздействие

В период эксплуатации проектируемого предприятия будет оказываться акустическое воздействие на атмосферу. Шум возникает при работе вентиляционных систем, технологического оборудования и передвижения транспорта.

Всего образуется 39 источников шума: 8 - линейных и 31 - точечных.

Основными и постоянными источниками шума на проектируемом предприятии второй очереди будут являться: работа автотранспорта, бульдозеров, вентиляторы, расположенные на зданиях и трансформаторные подстанции.

В проекте применены методы коллективной защиты от шума: акустические, архитектурно-планировочные и организационно-технические:

- для защиты рабочих, обслуживающих оборудование, имеющее повышенный уровень шума, применяются индивидуальные средства защиты (противошумные наушники);

- снижение шума достигается правильной эксплуатацией машин и механизмов: своевременной и полноценной смазкой трущихся деталей (особенно зубчатых передач и редукторов), тщательной пригонкой движущихся частей механизмов;

- ограждающие конструкции применяются со звукоизолирующей минераловатной прослойкой, оконные блоки со стеклопакетами: 2-камерными с тройным остеклением. Входные двери в здания предусматриваются с порогами и уплотнителями в притворах;

- инженерное оборудование располагается в отдельных изолированных помещениях, которые максимально возможно удалены от малошумных помещений с постоянным присутствием персонала;

- при креплении устройств и элементов инженерного оборудования к конструкциям зданий проектом предусмотрены вибро- и звукоизоляционные прокладки, препятствующие распространению вибраций и шума.

Для борьбы с шумом от технологического оборудования в проекте предусмотрены следующие мероприятия:

- присоединение вентиляторов к воздуховодам через гибкие вставки;

- при креплении устройств и элементов инженерного оборудования к конструкциям зданий проектом предусмотрены вибро- и звукоизоляционные прокладки, препятствующие распространению вибраций и шума;

- металлические площадки под оборудование, имеющее вибрацию, опираются на самостоятельные фундаменты;

- на воздуховодах, обслуживающих административные помещения, установлены шумоглушители;

– подбор окружных скоростей вентиляторов и скоростей перемещения воздуха в воздуховодах из условия относительной бесшумности.

Оценка остаточных воздействий после применения мер по смягчению на втором этапе: «слабое».

13.2.4 Воздействие на подземные воды

В качестве основных воздействий на подземные воды в период эксплуатации рассмотрены следующие возможные факторы: случайные утечки реагентов; аварийные утечки сточных вод из накопителей [8].

Во избежание загрязнения от случайных утечек предусмотрены следующие меры по смягчению воздействия: хранение реагентов на складе в герметичной заводской упаковке; устройство твердого покрытия на площадке склада реагентов; систематический контроль оборудования, емкостей, содержащих растворы реагентов, а также топливных систем машин и механизмов; организация сбора поверхностного стока с территории склада реагентов с последующим использованием его в технологическом процессе; обеспечение эффективной организации перевозок и хранения реагентов для предотвращения утечек.

13.2.5 Воздействие на поверхностные воды

Основными водными объектами воздействия являются р. Бол. Янкан и его притоки р. Малый Янкан, руч. Золотой, руч. Промысловый и ручьи Ивановский и Нечаянный – притоки р. Джалинда.

В качестве основных воздействий на поверхностные воды проектируемого производства рассмотрены следующие: нарушение и сокращение площади водосбора; уничтожение участка естественного русла водотока; изъятие поверхностных вод на нужды предприятия; загрязнение водных объектов в период рекультивации; аварийные разливы сточных вод

При устройстве площадок второго этапа проектируемого предприятия предусмотрен отвод русла ручья Промысловый от хвостохранилища хвостов сорбции, т.к. хвостохранилище располагается в долине ручья. Ограждающая дамба хвостохранилища перегораживает долину руч. Промыслового. Руслоотвод ручья проложен по левому борту хвостохранилища.

Загрязнение водных объектов может происходить в результате сброса воды прудка хвостохранилища. Также причиной ухудшения качества речных вод может быть смыв атмосферными осадками загрязняющих веществ с территории предприятия в период рекультивации [8].

В технологическом процессе переработки руды используются реагенты, в том числе цианистый натрий. Применение замкнутой системы оборотного водоснабжения технологического процесса ЗИФ позволяет исключить прямой сброс производственных сточных вод в окружающую среду.

Для исключения вероятности загрязнения поверхностных вод цианидами, перед складированием хвосты сорбции обезвреживаются от цианистых соединений. Обезвреженные хвосты направляются в хвостохранилище.

Бытовые сточные воды проходят полную биологическую очистку на очистных сооружениях модульного типа и очищенными сбрасываются в хвостохранилище.

Поверхностный сток с территории промплощадки собирается бетонными лотками и отводится в аккумулирующую емкость, из которой отстаиваемые стоки подаются в хвостохранилище.

Карьерные и подотвальные воды отводятся в отстойник-накопитель № 1, после отстаивания сток используется на нужды полива и пылеподавления.

В качестве основных мер по снижению возможности загрязнения поверхностных вод предложены следующие:

- размещение площадок и объектов за пределами водоохранных зон ручьев и рек территории;
- применение эффективных методов обезвреживания и очистки сточных вод;
- отвод чистого речного и поверхностного стока от площадок и сооружений руслоотводом ручья промысловый, нагорными канавами, дамбами;
- противофильтрационные мероприятия на гидротехнических сооружениях;
- организованное размещение и временное хранение отходов предпри-

ятия на специальных площадках и в емкостях;

- контроль транспортной техники для предотвращения случайных утечек нефтепродуктов;

- контроль выполнения технологических процессов, эффективности очистки сточных вод, качества речной воды в зоне влияния предприятия.

Аварийные разливы сточных вод:

Воздействие на поверхностные воды, обусловленное аварийными разливами сточных вод, как правило, связано с одновременными обильными осадками редкой обеспеченности, которые могут вызвать переполнение емкостей, разрушение дамб, растекание загрязненной воды по прилегающей территории, в том числе поступление части аварийного сброса в русла водных объектов.

Кроме того, аварийные разливы сточных вод возможны в результате нарушения герметичности оборудования и трубопроводов [8].

Мероприятия по минимизации неблагоприятного воздействия на поверхностные воды: применение эффективных методов очистки сбросных сточных вод в период рекультивации; отвод чистого поверхностного стока от площадок и сооружений производится руслоотводом руч. Промысловый; размещение объектов за пределами водоохраных зон водотоков; противофильтрационные мероприятия; контроль транспортной техники для предотвращения случайных утечек нефтепродуктов.

После применения мер снижения, риск аварийных разливов будет снижен до минимального практически приемлемого уровня.

Оценка воздействия дается по совокупности рассмотренных воздействий и планируемых мероприятий.

Оценка воздействия после применения мер по смягчению на втором этапе «слабое».

13.2.6 Воздействие отходов на состояние окружающей среды

Отходы строительства и эксплуатации не только требуют для складирования значительных площадей, но и могут загрязнять вредными веществами, пылью, газообразными выделениями атмосферу, почву, поверхностные и под-

земные воды.

В период строительства и эксплуатации на предприятии по первому и второму этапам образуются следующие виды отходов:

- чрезвычайно опасные отходы – ртутные и люминесцентные лампы, утратившие потребительские свойства;

- умеренно опасные отходы – отработанные свинцовые аккумуляторы, отходы минеральных масел, шлам нефтепродуктов, отходы, содержащие нефтепродукты (обтирочные материалы, автомобильные фильтры, сорбирующие материалы очистных сооружений);

- малоопасные отходы – хвосты сорбции, отходы строительных материалов, различный производственный мусор, твердые бытовые отходы, отходы (осадки) при очистке сточных вод;

- практически неопасные отходы – вскрышные породы, отходы древесины, металлов (изношенные детали оборудования, стружка, электроды), резины (изношенные ленты конвейеров), упаковочная тара материалов и оборудования (полиэтиленовая и полипропиленовая пленки).

Основными мероприятиями по охране окружающей среды от отходов производства и потребления проектируемого предприятия являются следующие:

- 1) организация мест временного складирования отходов, что позволяет предотвратить появление неорганизованных свалок, захламление и химическое загрязнение территории предприятия и прилегающих земель [8].

На промплощадке предприятия предусмотрена организация специальных мест и емкостей для сбора и накопления отходов, не допускающих их разлива или ветрового разноса по поверхности, в том числе:

- организация специальных сооружений для размещения отходов добывающего, перерабатывающего и вспомогательного производства: отвалов вскрышных пород № 1-3; хвостохранилище, предназначенное для размещения отходов переработки руды на ЗИФ.;

- передача отходов специализированным предприятиям для последующей

переработки, обезвреживания или захоронения.

2) организация технологического контроля производственных процессов, соблюдение правил эксплуатации и промышленной безопасности для предотвращения возникновения аварийных ситуаций которые могут привести к загрязнению окружающей среды отходами;

3) организация производственного контроля мест накопления и временного хранения отходов. Целью контроля являются: соблюдение мер безопасности по обращению с опасными отходами.

13.2.7 Воздействие на биологическое разнообразие

В результате геологоразведочных работ и старательской добычи золота в долине руч. Большой Янкан имеются значительные нарушения поверхности и сведение растительности в местах производства работ (геологические канавы, отвалы дражной разработки). Вырубленные ранее площади под разведочные канавы, отвалы зарастают густой порослью березы, осины.

Флора и наземная фауна отнесены к биологическим ресурсам низкой ценности.

Воздействие на флору и фауну включает в себя: беспокойство фауны из-за увеличения объема работ, в частности шум от строительных и эксплуатационных работ, а также освещение из-за круглосуточной работы; движение машин по дорогам и вне дорог [8].

В период строительства и эксплуатации будет наблюдаться временная потеря ареалов обитания. Фауна, возможно, будет находиться под воздействием шума, света и наличия большого количества людей, но популяции могут адаптироваться к этим переменам. Животные, в некоторой степени, уже привыкли к беспокойствам во время отработки первого этапа и со временем будут более терпимы к работам, производимым на площадках во время отработки месторождения второго этапа.

Минимизация воздействия будет обеспечиваться при соблюдении следующих мероприятий:

1) выполнение строительных и эксплуатационных работ строго в грани-

цах отведённых земель;

2) максимально возможное сокращение площадей механического нарушения земель;

3) своевременная рекультивация нарушенных земель;

4) складирование и вывоз отходов производства и потребления в соответствии с принятыми в проекте решениями;

5) санация подконтрольных территорий;

6) профилактика браконьерства, а именно: неукоснительное соблюдение правил пожарной безопасности [8].

14 СПЕЦИАЛЬНАЯ ЧАСТЬ. МЕРОПРИЯТИЯ ПО СОВЕРШЕНСТВОВАНИЮ ПРОЦЕССА ДЕСОРБЦИИ И РЕГЕНЕРАЦИИ УГЛЯ

14.1 Цель и назначение регенерации угля

В процессе сорбционного выщелачивания уголь, перемещаясь от последнего к первому аппарату сорбции навстречу потоку пульпы, насыщается золотом, серебром, а также ионами тяжелых металлов. Наряду с этим, к концу сорбции присутствующие в жидкой фазе пульпы простые «ионы, а также кремнезем, масла, ксантогенаты и другие растворимые органические вещества подавляют сорбционную активность угля, забивая поры сорбента [2].

Все это приводит к тому, что уголь перестает поглощать из пульпы растворенные анионы золота, и его сорбционная способность падает почти до нуля. Такой уголь необходимо выводить из процесса и либо сжигать с последующей плавкой на черновой слиток золота, либо подвергать регенерации, обрабатывая растворами реагентов, с целью снятия с него благородных металлов, и проводить другие операции для восстановления первоначальной сорбционной активности. Так как сжигать активный уголь нерационально из-за его высокой стоимости, то в большинстве случаев насыщенный уголь подвергается регенерации.

Термин «регенерация» в широком смысле слова означает восстановление каких-либо свойств вещества или материала для повторного использования в технологическом процессе.

Применительно к активированному углю, насыщенному металлами в процессе сорбционного выщелачивания, его регенерация заключается в том, чтобы десорбировать золото и серебро и максимально очистить уголь от примесей. Перевод ценных металлов из угля в раствор необходимо производить в условиях, обеспечивающих получение высококонцентрированных по золоту и серебру растворов, что значительно облегчает последующие операции выделения их в катодный осадок и гарантирует получение высококачественной готовой продукции [2].

Процесс очистки угля от органических примесей, ионов тяжелых цветных металлов, а также кальция, магния, сернистых соединений осуществляется различными методами, начиная от процесса автоклавной десорбции и кончая введением специальных операций, таких как кислотная обработка и реактивация угля. Технологическая схема регенерации угля зависит от химического и вещественного состава насыщенного угля, выведенного из процесса сорбции. Чтобы определить технологическую схему регенерации угля в отделении десорбции, необходимо в каждом конкретном случае определить химический и вещественный состав угля, изучить его поведение в процессе сорбции, и в зависимости от этого включать в схему необходимые операции по очистке угля.

Если технологическая схема процесса регенерации угля выбрана правильно, то сорбционные свойства угля полностью восстанавливаются, и он по качеству приближается к свежему сорбенту, еще не использованному в процессе сорбции [2].

14.2 Основные положения теории десорбции металлов с угля

В настоящее время основным методом десорбции металлов с угля, который широко применяется в золотодобывающей отрасли России, является процесс высокотемпературной элюации.

Процесс снятия металлов с угля растворами называется *элюацией*. Вещества, с помощью которых с угля десорбируются металлы, называются *элюентами*.

Усовершенствование реагентного режима узла дисорбции.

Практика работы отделения десорбции цеха гидрометаллургии Холбинского рудника показала, что при использовании элюента, содержащего 4-6 г/л едкого натра и температуре процесса элюации 175 °С с угля хорошо снимается золото – 95 % – 97 % и серебро – 25 % - 40 %. Показатели десорбции золота и серебра в 1998 - 1999 гг. приведены в таблице 14.1.

Варьирование параметрами процесса - температурой в пределах 165-170°С, концентрацией **NaOH** в интервале 4 – 6 г/л и скоростью раствора элюента через систему автоклав-десорбер ощутимых результатов улучшения извле-

чения серебра из угля не принесло. Время протекания процесса одного цикла десорбции составляет 60 – 80 минут [2].

Таблица 14.1 – Показатели десорбции металлов с насыщенного угля в 1998 – 1999 гг.

Содержание в угле Me до десорбции, г/кг		Содержание в угле Me после десорбции, г/кг		Извлечение Me в элюат, в процентах	
<i>Au</i>	<i>Ag</i>	<i>Au</i>	<i>Ag</i>	<i>Au</i>	<i>Ag</i>
5,15	4,37	0,257	1,66	95,0	38,0

Использование цианида натрия при десорбции угля.

В работах «Иргиредмета» было показано, что добавление цианида в щелочной элюент при автоклавной десорбции угля благотворно влияет на показатели процесса. Здесь же было сказано, что цианид при высокой температуре разлагается с образованием аммиака, и по этой причине цианид не был рекомендован институтом для использования в процессе десорбции в ЦГМ Холбинского рудника.

В 2000 году автор предложил провести промышленные испытания автоклавной десорбции щелочным элюентом с добавлением цианида натрия.

Первое испытание путем снятия кривой элюирования показало, что уже небольшая добавка цианида натрия в элюент повышает извлечение золота из угля на 0,5 % – 1,0 %.

Тогда провели промышленный эксперимент с изучением влияния концентраций NaCN и NaOH в элюенте и температуры процесса на промышленном оборудовании, установленном в отделении десорбции. В щелочной элюент последовательно добавляли цианид натрия концентрации 2 г/л, 3 г/л, 4 и 5 г/л [2].

При указанных концентрациях цианида были сняты кривые элюирования - отбирали пробы раствора через каждые 120 л пропущенного раствора. Промышленный эксперимент проводили непосредственно в цехе на угле, насыщенном металлами в процессе сорбции. Всего было проведено 75 циклов десорбции по 5 серий с варьированием параметров процесса - концентрации цианида.

нида в элюенте, температуры, соотношения объемов элюента к объему угля.

Анализ полученных данных по всем сериям промышленных опытов показал, что извлечение золота из угля с различными условиями проведения процесса изменялось незначительно - от 96,9 % до 97,9 %, извлечение серебра колебалось в довольно широком диапазоне - от 53,88 % до 91,81 %.

При этом было установлено, что использование щелочного элюента с добавкой цианида натрия ускоряет процесс десорбции, которая проходит за 40-45 минут, тогда, как десорбция золота и серебра с угля чисто щелочным раствором проходит за 60 – 70 минут [2].

Распределение количества золота и серебра во фракциях элюата при различных условиях проведения процесса десорбции приведен в таблице 14.2.

Таблица 14.2 – Распределение золота и серебра по фракциям элюата при десорбции цианисто-щелочным элюентом

Номер цикла (состав элюента)	Извлечено Me в раствор в 1 - 4 объемы, в про- центах		Извлечено Me в раствор в 5 - 8 объемы в, про- центах		Извлечено Me в раствор в 9 - 10 объемы, в про- центах	
	<i>Au</i>	<i>Ag</i>	<i>Au</i>	<i>Ag</i>	<i>Au</i>	<i>Ag</i>
515 (5,5 г/л NaOH)	80,8	77,6	15,9	16,77	3,19	5,5
532 (5,5 г/л NaOH + 4г/л NaCN);	82,5	94,6	15,6	5,24	1,81	0,11
548 (5,5 г/л NaOH + 2г/л NaCN)	85,63	87,4	13,34	9,86	1,02	2,73

Таблица 14.2 показывает, что на первые четыре объема элюата приходится от 80,8 до 85,6 % золота и 77-94 %) серебра. В последующие 4 объема в раствор переходит 13 % - 15 % золота, и 5% - 15 % серебра. В 9-м и 10-м объемах элюата золота и серебра содержатся незначительные количества - от 0,1 % до 3 %.

Таким образом, анализируя данные по проведению процесса десорбции в разных режимах можно сделать следующие выводы:

- добавление цианида натрия в раствор элюента до 3 г/л ускоряет процесс десорбции золота и серебра с угля в среднем на 0,3 часа (15 – 20 мин.). При этом извлечение золота из угля в раствор остается примерно на том же уровне,

тогда как, извлечение серебра повышается на 12 % – 20 %;

- десорбция драгметаллов с угля цианисто-щелочным элюентом проходит при меньшей температуре – 140 °С - 150 °С;

- процесс десорбции золота и серебра с применением цианисто-щелочного элюента практически заканчивается при соотношении объемов исходного раствора и угля 8:1. В 9-м и 10-м объемах элюата количество золота и серебра составляет незначительную величину, поэтому процесс можно вести 8-ю объемами элюента;

- поскольку большая часть золота и серебра переходит в элюат в первых 4-х объемах, а 13 % - 15 % - в последующие 4-е. элюат целесообразно делить примерно поровну – на богатый – наиболее концентрированный по **Au** и **Ag**, который направляется на электролиз, и бедный, направляемый на вторичное концентрирование в угольные колонны или на электролиз бедных растворов.

Проведенные испытания различных параметров десорбции золота и серебра с угля позволили выбрать оптимальный технологический режим [2].

Концентрация реагентов в элюенте, г/л:

- NaOH – 5,0 – 6,0;
- NaCN – 3,0;
- температура раствора в автоклаве – 150 °С – 155 °С;
- температура раствора в десорбере – 135 °С – 140 °С;
- скорость протока элюента – 1500 л/час;
- соотношение объемов элюента на 1 объем угля – 8;
- объем товарного элюата – 600 (4,8) л (объемов);
- объем бедного раствора – 400 (3,2) л (объемов);
- продолжительность десорбции – 40 – 45 мин.

Проведение процесса десорбции в вышеуказанном режиме в течение года дало:

- при тех же показателях по извлечению металлов из угля на 20 % снизить потребление электроэнергии автоклавом (температура ниже на 20 град, и время цикла уменьшилось на одну треть) почти на 168 000 квт-час;

– увеличение производительности узла десорбции по переработке насыщенного угля на 30 % – 40 % на том же оборудовании и производственных площадях. Если по первоначально рекомендованному режиму в сутки в среднем проводилось 20 циклов (2500 л), то с применением цианисто-щелочного элюента в сутки выполняется до 28 циклов (3500 л) [2].

В условиях, когда рабочая емкость насыщенного угля в результате его отравления примесями кальция, магния и железа снизилась на 30 %, увеличение производительности отделения десорбции по переработке угля на 30 % – 40 % за счёт внедрения вышеуказанного мероприятия компенсировало снижение добычи золота.

При замене щелочного элюента на цианисто-щелочной в технологии представленной в проекте можно сделать ориентировочный вывод, что затраты на электроэнергию и едкий натр уменьшатся на 5 % и 10 % соответственно, но увеличатся затраты на цианид натрия ориентировочно на 2 %. В экономической части дипломного проекта были сравнены технико – экономические показатели работы обогатительной фабрики с учетом использования в качестве элюента NaOH и NaOH + NaCN [2].

15 ЭКОНОМИЧЕСКАЯ ЧАСТЬ

Целью разработки экономической части является определение технико-экономических показателей работы обогатительной фабрики с учетом новых решений и производственно-технических мероприятий, отмеченных в технологической части дипломного проекта.

Для достижения поставленных целей использовались действующие нормы технологического проектирования, сборники единых норм и нормативы численности рабочих, а также прейскуранты оптовых и мировых цен на концентраты, материалы и оборудование.

Бизнес-идея дипломного проекта является появлением новых экологически чистых технологий, увеличивающих извлечение полезного компонента.

Для финансирования проекта будут использоваться средства из собственного бюджета, которые составят 2912 млн. руб.

15.1 Режим работы, графики сменности, баланс рабочего времени

Режим работы – установленный порядок и продолжительность производственной деятельности предприятия, участков, цехов во времени.

От принятого режима работы зависит организация производства, труда и отдыха рабочих, а также вопросы социального характера, влияющие на успешное выполнение планов производства [17].

Различают годовой и суточный режим работы предприятий. Годовой режим работы бывает прерывный и непрерывный.

Для проектируемой фабрики принимаем непрерывный режим работы, вахтовым методом т.е. 24 часа в 2 смены, не имеющий остановок на выходные и праздничные дни. Календарный фонд времени – 365 дней. Время на ремонтное обслуживание 36 дней. Рабочий фонд времени работы оборудования вычисляется по формуле (15.1):

$$T_{раб} = T_{кал} - T_{рем}, \quad (15.1)$$

где $T_{раб}$ – количество рабочих дней в году, дней;

$T_{рем}$ – время на ремонтное обслуживание, дней;

$T_{\text{кал}}$ – календарный фонд времени, дней.

$T_{\text{раб}} = 365 - 35 = 329$ дней.

Таблица 15.1 - График сменности при непрерывном режиме работы

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

Для расчёта эффективного рабочего времени $T_{\text{эф}}$ составляется баланс рабочего времени за год (таблица 15.2).

Таблица 15.2 - Плановый баланс рабочего времени на одного рабочего

Наименование	Дни
1 Календарное время, $T_{\text{кал}}$	365
2 Число выходных или нерабочих дней по графику сменности для одной бригады в год	183
3 Номинальный фонд рабочего времени (п.1– п.2)	182
4 Невыходы на работу по уважительным причинам (очередные и дополнительные отпуска, болезни, отпуск в связи с родами), 4 % от п.2	7
5 Эффективный фонд рабочего времени, $T_{\text{эф}}$ (п.3– п.4)	175

15.2 Производственная программа и товарная продукция фабрики

Производственная программа по сырью ПП_с = 600000 т/год.

Фактическая $ПП_k = 1331,53$ кг/год, проектная $ПП_k = 1331,53$ кг/год.

Товарная продукция рассчитывается по ценам предприятия на продукцию по формуле (15.2):

$$ТП = ПП_k \times Ц_k \times ХЧ : 100 \%, \quad (15.2)$$

где $ПП_k$ – производственная программа по концентрату, г/год;

$Ц_k$ – цена за 1 грамм золота (2100 руб/грамм);

$ХЧ$ – процент химически чистого золота в концентрате, % (95 %).

Фактическая ТП:

$$ТП = 1331530 \times 2100 \times 95 : 100 = 2656402350 \text{ руб./год.}$$

Проектная ТП:

$$ТП = 1331530 \times 2100 \times 95 : 100 = 2656402350 \text{ руб./год.}$$

15.3 Численность трудящихся и заработная плата

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

Списочная численность работников занятых на горных работах и вспомогательных службах составляет 280 человек. Фонд заработной платы с отчислениями на страхование составляет 231955,04 тыс. руб.

Таблица 15.3 – Численность трудящихся переработки и хвостового хозяйства

Наименование подразделений и профессий	Явочная численность			Списочная численность
	1 смена	2 смена	сутки	
1	2	3	4	5
Переработка руды				
Рабочие:				
Узел крупного дробления				
Дробильщик	1	1	2	4
Машинист конвейера	1	1	2	4
Бункеровщик	1	1	2	4
Итого	3	3	6	12
Наземный склад дробленой руды				
Машинист погрузчика	1	1	2	4
Машинист питателя	1	1	2	4
Итого	2	2	4	8
Отделение измельчения				
Машинист мельниц	2	2	4	8
Машинист насосных установок	1	1	2	4
Итого	3	3	6	12

Продолжение таблицы 15.3

1	2	3	4	5
Отделение гравитации				
Концентраторщик	1	1	2	4
Итого	1	1	2	4
Отделение сгущения				
Аппаратчик сгустителя	1	1	2	4
Итого	1	1	2	4
Отделение цианирования и сорбции				
Аппаратчик-гидрометаллург	2	2	4	8
Машинист насосных установок	2	2	4	8
Итого	4	4	8	16
Отделение интенсивного цианирования				
Аппаратчик-гидрометаллург	2	2	4	8
Итого	2	2	4	8
Отделение десорбции, электролиза и регенерации				
Аппаратчик-гидрометаллург, занятый на автоклавах и выщелачивании	2	2	4	8
Машинист сушильной установки	1	1	2	4
Итого	3	3	6	12
Плавильное отделение				
Плавильщик-упаковщик, весовщик	2		2	4
Кассир	1		1	2
Итого	3	0	3	6
Компрессорная				
Машинист компрессорных установок	1	1	2	4
Итого	1	1	2	4
Отделение обезвреживания				
Оператор обезвреживания	2	2	4	8
Итого	2	2	4	8
Отделение приготовления реагентов				
Растворщик реагентов (с прим. циан. раств.)	2	2	4	8
Растворщик реагентов	4		4	8
Итого	6	2	8	16
ОТК. Экспресс-анализ				
Весовщик	1	1	2	4
Пробоотборщик (с цианосод. растворами)	1	1	2	4
Пробоотборщик(2 % двуокиси кремния)	1	1	2	4
Контролёр ОТК	1	1	2	4
Лаборант ОТК	1	1	2	4
Лаборант экспресс-анализа	1	1	2	4
Итого	6	6	12	24
ШОУ				
Концентраторщик	3	0	3	6
Итого	3	0	3	6
Ремонтная бригада ЗИФ				
Слесарь дежурный по ремонту оборудования	1	1	2	4
Слесарь дежурный по ремонту электрооборудования	1	1	2	4

Продолжение таблицы 15.3

1	2	3	4	5
Слесарь-ремонтник	2		2	4
Электрогазосварщик	1		1	2
Машинист крана	1	1	2	4
Электрослесарь	2		2	4
Электрослесарь КИПиА	1		1	2
Итого	9	3	12	24
Всего рабочие по узлу переработки руды	46	33	79	154
ИТР и служащие				
Начальник ЗИФ	1		1	2
Главный технолог	1		1	2
Начальник ОТК	1		1	2
Мастер по ремонту	1		1	2
Мастер смены (обогащение)	1	1	2	4
Мастер смены (гидрометаллургия)	1	1	2	4
Диспетчер	1	1	2	4
Итого ИТР	7	3	10	20
Всего по переработке руды	53	36	89	174
Хвостовое хозяйство				
Рабочие				
Рабочий карты намыва	2		2	4
Машинист насосных установок	1		1	2
Итого	3	0	3	6
ИТР и служащие				
Мастер	1		1	2
Итого	1	0	1	2
Всего по хвостовому хозяйству	4	0	4	8

Таблица 15.4 – Фонд заработной платы переработки и хвостового хозяйства

Наименование	Средне- месяч- ная з/плата, руб.	Режим работы подраз- деления, мес./год	Числен- ность тру- дящихся (явочная), чел.	Числен- ность тру- дящихся (списоч.), чел.	Фонд заработ- ной платы, тыс. руб.
1	2	3	4	5	6
Переработка руды					
ИТР и служащие					
Начальник ЗИФ	90000	12	1	2	2160
Главный технолог	80000	12	1	2	1920
Начальник ОТК	80000	12	1	2	1920
Мастер по ремонту	70000	12	1	2	1680
Мастер смены (обогащение)	70000	12	2	4	3360
Мастер смены (гидро-гия)	70000	12	2	4	3360
Диспетчер	60000	12	2	4	2880
Итого			10	20	17280
Рабочие					
Узел крупного дробления	60000	12	6	12	8640
Наземный склад дробленной руды	60000	12	4	8	5760

Продолжение таблицы 15.4

1	2	3	4	5	6
Отделение измельчения	60000	12	6	12	8640
Отделение гравитации	60000	12	2	4	2880
Отделение сгущения	60000	12	2	4	3840
Отделение цианир. и сорбции	60000	12	8	16	11520
Отделение интенсивного цианир.	60000	12	4	8	5760
Отделение десорбции	60000	12	6	12	8640
Отделение плавки	60000	12	3	6	4320
Отделение обезвреживания	60000	12	4	8	5760
Компрессорная	50000	12	2	4	2400
Отделение приготовления реагентов	50000	12	8	16	9600
ОТК	40000	12	12	24	11520
ШОУ	40000	12	3	6	2880
Ремонтная бригада ЗИФ	40000	12	12	24	11520
Итого			79	154	103680
Хвостовое хозяйство					
Мастер	75000	12	1	2	1800
Рабочие (машинист насосных установок и рабочий карты намыва)	50000	12	3	6	3600
Итого			4	8	5400
Итого по переработке			93	182	109080
Отчисления в страховой фонд (26 %)					28360,8
Всего с отчислениями					137440,8

15.4 Производительность труда

Труд может быть производительным 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 (15.3):

$$P_p = Q_{\text{год}} : Ч_{\text{сп}}, \quad (15.3)$$

где P_p – производительность по руде, т/год · чел;

$Q_{\text{год}}$ – годовая производительность, т/год;

$Ч_{\text{сп}}$ – списочная численность трудящихся, чел.

$$P_p = 600000 : 462 = 1298,7 \text{ т/год} \cdot \text{чел.}$$

Производительность по концентрату:

$$P_{\text{тп}} = ТП : Ч_{\text{сп}}, \quad (15.4)$$

$$P_{\text{тп}} = 2872800000 : 462 = 6218181,81 \text{ руб/год} \cdot \text{чел.}$$

15.5 Основные фонды, их стоимость и амортизация

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.

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 [18].

Затраты на ремонт основных фондов приняты на основании работы действующего предприятия и составляют 9587000 руб.

Стоимость основных фондов горных работ и вспомогательных служб составляет 2110996,56 тыс. руб. Амортизационные отчисления составляют 281336310 руб.

Таблица 15.5 – Основные фонды, их стоимость и амортизация переработки и хвостового хозяйства

Наименование	Количество единиц, шт.	Балансовая стоимость, тыс. руб.	Срок использования, лет	Амортизация	
				норма, в процентах	сумма, тыс. руб.
1	2	3	4	5	6
Переработка руды					
Здания и сооружения					
Склад исходной руды	1	5000,00	25	4,0	200
Приемный бункер с узлом крупного дробления	1	3851,18	25	4,0	154,04
Конвейер подачи дробленной руды	1	5309,46	25	4,0	212,37
Склад дробленной руды ЗИФ	1	5433,72	25	4,0	217,34
Наземный склад дробленной руды	1	13490,09	25	4,0	539,60
Галерея подачи дробленной руды	1	4347,65	25	4,0	173,90
Склад комовой извести с устройством подачи	1	5921,04	25	4,0	236,84
Корпус ЗИФ	1	150563,78	25	4,0	6022,55

Продолжение таблицы 15.5

1	2	3	4	5	6
Сгуститель	1	4197,85	25	4,0	167,91
Расходный склад реагентов	1	1250,13	25	4,0	50,00
Хвостохранилище хвостов ЗИФ	1	86771,58	25	4,0	3470,86
Дренажная насосная станция	1	4989,00	25	4,0	199,56
Насосная станция оборотного водоснабжения	1	1240,49	25	4,0	49,61
Пульповод и водовод оборотной фоды	1	9420,70	25	4,0	376,82
Отстойник очищенных сбросных вод	1	1950,93	25	4,0	78,03
Корпус ГОФ		93845,56	25	4,0	3753,82
Прочее		137439,34	6,5	15,4	13465,65
Итого:		535022,50			29368,9
Оборудование					
Основное оборудование					
Дробилка PE 600x900	2	1196,94	12	8,3	99,34
Мельница MZ 5.5x3.6	1	14743	12	8,3	1223,66
Грохот ГИСТ - 42	4	5544	12	8,3	460,15
Концентратор центробежный	4	48212	12	8,3	4001,59
Установка интенсивного цианирования	2	9620	12	8,3	798,46
Батарея гидроциклонов	2	4314	12	8,3	358,06
Мельница шаровая MQY4.0x6.0	1	11809	12	8,3	980,14
Грохот вибрационный ГВ-0,6	2	1674	12	8,3	138,94
Перемешиватель предварительного цианирования и сорбции	12	18654	12	8,3	1548,28
Чан контактный КЧР-40	3	2736	12	8,3	227,08
Колонна десорбции	2	6622	12	8,3	549,62
Автоклав электродный	1	2567	12	8,3	213,06
Электролизер ГЦН – 40М	3	2628	12	8,3	218,12
Мельница шаровая MQZC (МШР) 2,1x3,0	2	19796	12	8,3	1643,06
Спиральный классификатор FLG-1500	2	8470	12	8,3	703,01
Печь индукционная СНО 360/12	1	110	12	8,3	9,13
Печь реактивации	1	734	12	8,3	60,92
Грохот вибрационный ГИТ- 41Б	1	1134	12	8,3	94,12
Расходные емкости	10	7850	12	8,3	651,55
Колонны	12	10476	12	8,3	869,50
Вспомогательное оборудование		90675	6,5	15,4	5893,87
Прочее		86679	6,5	15,4	5634,13
Итого:					26402,79
Итого по переработке:		800591,44			55771,69

15.6 Оборотные фонды

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

Стоимость оборотных фондов горных работ и вспомогательных служб со-

ставляет 498281000 рублей.

Таблица 15.6 – Фактические материальные затраты переработки и хвостового хозяйства

Наименование	Единицы измерения	Цена за единицу, руб.	Всего	
			количество	сумма, тыс. руб.
Производительность: переработка	тыс. т		600	
Переработка руды				
Марганцовистая сталь	т	88888	162	14400
Дробящие тела	т	26101,7	2040	53247
Дизельное топливо	т	35000	308	10785
Смазочные масла	т	52000	20	1014
Магнафлок 155	т	169491,5	18	3051
Известь комовая, 60 %	т	4200	3500	14700
Цианид натрия, 98 %	т	164052	534	87684
Едкий натр, 94 %	т	30920	121	3730
Известь гашеная, 67 %	т	4600	1164	5355
Соляная кислота, 37 %	т	19491,5	48	945
Гипохлорит кальция, 65 %	т	52033,9	2862	148897
Активный уголь	т	84750	30	2543
Бура	т	50847,5	0,1	5
Оксид кальция	т	31915,3	0,01	0,5
Кварцевый песок	т	16949,2	0,03	0,5
Тигли карбидкремниевые	т	4500	0,05	0,2
<u>Реагенты на обезвреживание:</u>				
Гипохлорит кальция, 65 %	т	52033,9	44	2279
Железный купорос, 57 %	т	9071,2	294	2667
Известь гашеная, 67 %	т	4600	47	217
Итого				351520
Электроэнергия	тыс.кВт.·час	4500	37073,7	166832
Всего				518352
Хвостовое хозяйство				
Топливо для ДЭС				
Дизельное топливо	т	35000	13	441
Смазочные масла	т	52000	0,1	5
Всего				446
Электроэнергия	тыс.кВт.·час	4500	528,1	2376
Итого				2822
Итого по переработке:				521174

Таблица 15.7 – Проектные материальные затраты переработки и хвостового хозяйства

Наименование	Единицы измерения	Цена за единицу, руб.	Всего	
			количество	сумма, тыс. руб.
1	2	3	4	5
Производительность: - переработка руды	тыс.т		600	
Переработка руды				

Продолжение таблицы 15.7

1	2	3	4	5
Марганцовистая сталь	т	88888	162	14400
Дробящие тела	т	26101,7	2040	53247
Дизельное топливо	т	35000	308	10785
Смазочные масла	т	52000	20	1014
Магнафлок 155	т	169491,5	18	3051
Известь комовая, 60 %	т	4200	3500	14700
Цианид натрия, 93 %	т	164052	544	89244
Едкий натр, 94 %	т	30920	109	3370
Известь гашеная, 67 %	т	4600	1164	5355
Соляная кислота, 37 %	т	19491,5	48	945
Гипохлорит кальция, 65 %	т	52033,9	2862	148897
Активный уголь	т	84750	30	2543
Бура	т	50847,5	0,1	5
Оксид кальция	т	31915,3	0,01	0,5
Кварцевый песок	т	16949,2	0,03	0,5
Тигли карбидкремниевые	т	4500	0,05	0,2
Итого				390078
Электроэнергия	тыс.кВт.·час	4500	37073,7	158400
Всего				505957
Хвостовое хозяйство				
Топливо для ДЭС				
Дизельное топливо	т	35000	13	441
Смазочные масла	т	52000	0,1	5
Всего				446
Электроэнергия	тыс.кВт.·час	4500	528,1	2376
Итого				2822
Итого по переработке:				508779

15.7 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.

Себестоимость горных работ и вспомогательных служб составляет 1100652310 руб. Затраты на расширение хвостового хозяйства, общепроизводственные и общехозяйственные расходы приняты на основании работы действующего предприятия и составляют 79954000 руб. и 167805000 руб. соответственно.

Таблица 15.8 – Фактическая себестоимость переработки руды и хвостового хозяйства

в рублях

Наименование	Стоимость
Материальные затраты	521174000
Заработная плата	109080000
Отчисления в страховой фонд	28360800
Ремонт основных фондов	9587000
Амортизационные отчисления	55771690
Затраты на расширение хвостового хозяйства	79954000
Общепроизводственные и общехозяйственные расходы	167805000
Полная себестоимость переработки	971732490

Таблица 15.9 – Проектная себестоимость переработки руды и хвостового хозяйства

в рублях

Наименование	Стоимость
Материальные затраты	508779000
Заработная плата	109080000
Отчисления в страховой фонд	28360800
Ремонт основных фондов	9587000
Амортизационные отчисления	55771690
Затраты на расширение хвостового хозяйства	79954000
Общепроизводственные и общехозяйственные расходы	167805000
Полная себестоимость переработки	959337490

15.8 Прибыль, экономический эффект и рентабельность

Прибыль валовая рассчитывается по формуле (15.4):

$$П_{в} = ТП - (C_{пр} + C_{гив}), \quad (15.4)$$

где $C_{пр}$ – себестоимость переработки, руб.;

$C_{гив}$ – себестоимость горных работ и вспомогательных служб 1100652310 руб.

Фактическая:

$$П_{в} = 2656402350 - (971732490 + 1100652310) = 584017550 \text{ руб.}$$

Проектная:

$$П_{в} = 2656402350 - (959337490 + 1100652310) = 596412550 \text{ руб.}$$

Чистая прибыль рассчитывается по формуле (15.5):

$$\Pi_{\text{ч}} = \Pi_{\text{в}} - (\Pi_{\text{в}} \times H_{\text{н}}) : 100, \quad (15.5)$$

где $H_{\text{н}}$ – ставка налога на прибыль, в процентах (20 %);

Фактическая:

$$\Pi_{\text{ч}} = 584017550 - (584017550 \times 20) : 100 = 467214040 \text{ руб.}$$

Проектная:

$$\Pi_{\text{ч}} = 596412550 - (596412550 \times 20) : 100 = 477130040 \text{ руб.}$$

Экономический эффект годовой рассчитывается по формуле (15.6):

$$\text{Э.Э.} = \Pi_{\text{ч}}(\text{проектная}) - \Pi_{\text{ч}}(\text{фактическая}), \quad (15.6)$$

$$\text{Э.Э.} = 477130040 - 467214040 = 9916000 \text{ руб.}$$

Рентабельность к себестоимости рассчитывается по формуле (15.7):

$$R = \Pi_{\text{ч}} : (C_{\text{пр}} + C_{\text{гив}}) \times 100, \quad (15.7)$$

Фактическая:

$$R = 467214040 : (971732490 + 1100652310) \times 100 = 22,54 \text{ \%}.$$

Проектная:

$$R = 477130040 : (959337490 + 1100652310) \times 100 = 23,1 \text{ \%}.$$

15.9 Определение платы за размещение отходов

Общая величина платы природопользователей за размещение отходов определяется по формуле (15.8):

$$\Pi_{\text{от}} = K \times C_{\text{пл}} \times M_{\text{фс}}, \quad (15.8)$$

где K – поправочный коэффициент (при использовании своих земельных участков = 0,3; чужих = 1);

$C_{\text{дн}}$ – ставка платы за размещение отходов, руб./т (15 руб./т);

$M_{\text{фс}}$ – фактический объем размещаемых отходов, тонн;

$$M_{\text{фс}} = Q_{\text{раб}} \times \gamma : 100 \times (R + 1 : \sigma), \quad (15.9)$$

где $Q_{\text{раб}}$ – производительность фабрики, т/год;

γ – выход хвостов, в процентах;

R – разжижение пульпы в хвостах;

σ – плотность руды.

$$M_{\text{фс}} = 600000 \times 99,76 : 100 \times (1,67 + 1 : 2,59) = 1230699,45 \text{ тонн.}$$

$$\Pi_{\text{от}} = 0,3 \times 15 \times 1230699,45 = 5538147,51 \text{ руб.}$$

15.10 Технико-экономические показатели

Основные технико-экономические показатели, рассчитанные в проекте, сводим в единую таблицу (таблица 15.10).

Таблица 15.10 - Технико-экономические показатели

Показатели	Ед. изм.	Факт	Проект
Производственная программа по сырью	тыс. т/год	600	600
Продукция: Золото лигатурное в слитках			
Извлечение золота в концентрат	проценты	85,5	85,5
Производственная программа по концентрату	т/год	1,331	1,331
Содержание х.ч. золота в слитках	проценты	95	95
Производственная программа по химически чистому золоту	т/год	1,264	1,264
Цена единицы продукции	руб./г	2100	2100
Списочная численность работников	чел.	462	462
Годовой фонд заработной платы	тыс. руб.	369395,84	369395,84
Основные фонды	млн. руб.	2911,588	2911,588
Оборотные фонды	тыс. руб.	1019,45	1007,06
Полная себестоимость	тыс. руб.	2072384,80	2059989,80
Товарная продукция	млн. руб.	2656,40	2656,40
Прибыль валовая	млн. руб.	584,01	596,41
Прибыль чистая	млн. руб.	467,21	477,13
Налог с прибыли	млн. руб.	116,80	117,51
Рентабельность	проценты	22,54	23,1
Плата за размещение отходов	млн. руб.	5,538	5,538

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

В выпускной квалификационной работе для переработки золотосодержащих руд Соловьевского месторождения, предложена гравитационно-цианистая схема обогащения.

В технологической части были рассчитаны качественно-количественная и водно-шламовая схемы. Общее водопотребление составило 486,7 м³/ч.

На основании опыта работы действующего предприятия было выбрано основное оборудование: для дробления - щековая дробилка PE 600x900, для измельчения - мельница полусамоизмельчения MZ 5.5×3.6 и шаровая мельница MQY4.0×6.0, для классификации - грохот ГИСТ-72 и батарея гидроциклонов ГЦ-250, для гравитации - центробежные концентраторы КС-ХД 30 Knelson, для обезвоживания - сгуститель NXZ-30, для электролиза - электролизеры ГЦН – 40М.

Далее были решены такие вопросы как, хвостовое хозяйство, реагентное хозяйство, электроснабжение, водоснабжение, отопление, вентиляция и кондиционирование воздуха, подъемно-транспортные устройства, контроль, опробование и отбор проб, а также вопросы автоматизации и механизации производственного процесса.

В итоге товарной продукцией является золото лигатурное в слитках, извлечение которого составляет 85,5 %.

В специальной части рассматривались мероприятия по совершенствованию процесса десорбции регенерации угля. В экономической части были сравнены технико-экономические показатели переработки с учетом использования NaOH+NaCN.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

- 1 Абдиязов, П.А. Отчёт о результатах поисковых и оценочных работ на рудное золото, проведённых в пределах Соловьёвской рудоперспективной площади в 2007 – 2010 гг. с оценкой прогнозных ресурсов на 01.12.2010 г. Объект «Соловьёвский»: протокол НТС Амурнедра № 959 от 08.04.2011 г.: в 2 кн. / П.А. Абдиязов, Ю.П. Потоцкий. – Хабаровск: ООО ГДК «Одолго», ЗАО ГРК «Дальгеология», 2011.
- 2 Барченков, В.В. Технология гидрометаллургической переработки золотосодержащих флотоконцентратов с применением активных углей: учебник для вузов / В.В. Барченков. - Чита: Поиск, 2004. – 242 с.
- 3 Богданов, О.С. Справочник по обогащению руд. Основные процессы: учебник для вузов / О.С. Богданов. – М.: Недра, 1983. – 381с.
- 4 Богданов, О.С. Справочник по обогащению руд. Подготовительные процессы: учебник для вузов / О.С. Богданов. – М.: Недра, 1982. – 366 с.
- 5 ГОСТ 12.1.016-79. Воздух рабочей зоны. Требования к методам измерения концентраций вредных веществ. – Введ. 1982-01-01. – М.: Изд-во стандартов, 1980. – 10 с.
- 6 ГОСТ 17.4.2.03-86. Охрана природы. Почвы. Паспорт почв. – Введ. 30.06.1987. – М.: Изд-во стандартов, 2008. – 4 с.
- 7 ГОСТ Р 53187-2008. Акустика. Шумовой мониторинг – Введ. 2009-12-01. – М.: Изд-во стандартов, 2009. – 16 с.
- 8 ГОСТ Р 54535. Очистка сточных вод. Ресурсосбережение. Осадки сточных вод. Требования при размещении и использовании на полигонах. – Введ. 2013-01-01. – М.: Изд-во стандартов, 2013. – 6 с.
- 9 ГОСТ Р 56929-2016. Выбросы загрязняющих веществ в атмосферу. Исследование фракционного состава пыли оптическим методом при нормировании качества атмосферного воздуха. – Введ. 07-08-2016. – М.: Изд-во стандартов, 2016 – 16 с.
- 10 Донченко, А.С. Справочник механика рудообогатительной фабрики:

учебник для вузов / А.С. Донченко, В.А. Донченко. – М.: Недра, 1975. – 300 с.

11 Закон о недрах [Электронный ресурс]: федеральный закон от 21 февраля 1992 г. № 2395-1 (в ред. от 03.08.2018, с изм. и доп., вступ. в силу с 01.01.2019). Доступ из справ.-правовой системы «Консультант Плюс».

12 Об охране окружающей среды [Электронный ресурс]: федеральный закон от 10 января 2002 г. № 7-ФЗ (в ред. от 12.03.2014 г.). Доступ из справ.-правовой системы «Консультант Плюс».

13 Положение о составе, порядке разработки и утверждения технологических регламентов для проектирования предприятий цветной металлургии: РМП-21-89; утв. 07 июля 1989 года. – М.: Минцветмет СССР, 1989. – 18 с.

14 Правила охраны подземных водных объектов [Электронный ресурс]: утв. постановлением Правительства РФ от 11 февраля 2016 г. № 94. Доступ из справ.-правовой системы «Консультант Плюс».

15 Разработка технологии и проведение полупромышленных испытаний переработки руды Соловьевского месторождения с выдачей технологического регламента: отчет о НИР; рук. Н.А. Дементьева, ОАО «Иргиредмет». – Иркутск, 2013. – 157 с.

16 Разработка технологии и проведение полупромышленных испытаний переработки руды Соловьевского месторождения с выдачей технологического регламента – Этап 3.2; 3.5 «Изучение сгущаемости продуктов обогащения». Изучение фильтрации хвостов сорбции»: отчет о НИР; рук. Н.А. Дементьева, ОАО «Иргиредмет». – Иркутск, 2014. – 26 с.

17 Технологический регламент для проектирования 1-й очереди переработки руды месторождения «Соловьевское»: регламент; рук. Н.А. Дементьева, ОАО «Иргиредмет». – Иркутск, 2014. – 99 с.

18 Технологический регламент для проектирования 2-й очереди переработки руды месторождения «Соловьевское»: регламент: отчет о НИР; рук. Н.А. Дементьева, ОАО «Иргиредмет». – Иркутск, 2014. – 99 с.

19 Типизация семи малых технологических проб золотосодержащих руд Соловьевского объекта: информационная записка; рук. Н.А. Дементьева, ОАО

«Иргиредмет». – Иркутск, 2010. – 53 с.

20 Фатьянов, А.В. Проектирование обогатительных фабрик: справочное пособие / А.В. Фатьянов, Л.Г. Никитина, А.А. Рябова. – Чита: Изд-во «ЧитГУ», 2004. – 111с.

21 Фатьянов, А.В. Проектирование обогатительных фабрик: учебное пособие/ А.В. Фатьянов. – Чита: Изд-во «ЧитГТУ», 2003. – 300 с.

22 Фатьянов, А.В. Технология обогащения полезных ископаемых: учебное пособие / А.В. Фатьянов, Л.Г. Никитина, Е.В. Глотова. – Чита: Изд-во «ЧитГТУ», 2003. – 354 с.