

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

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

ДОПУСТИТЬ К ЗАЩИТЕ  
Зав. кафедрой  
\_\_\_\_\_ Д.В. Юсупов  
« \_\_\_\_\_ » \_\_\_\_\_ 2021г.

**ДИПЛОМНЫЙ ПРОЕКТ**

на тему: Проектирование обогатительной фабрики на базе золотосодержащих руд Соловьевского месторождения. Спецчасть: Возможность применения нетоксичных реагентов для растворения.

Исполнитель  
студент группы 516-ос

\_\_\_\_\_  
(подпись, дата)

Р.А. Улуханов

Руководитель  
профессор, д.г. - м.н.

\_\_\_\_\_  
(подпись, дата)

И.В.Бучко

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

\_\_\_\_\_  
(подпись, дата)

Т.В. Кезина

по разделу технологическая часть  
доцент, к.т.н

\_\_\_\_\_  
(подпись, дата)

Л.Г. Никитина

по разделу экономика  
доцент, к.г.н.

\_\_\_\_\_  
(подпись, дата)

Л.Г. Никитина

Нормоконтроль

\_\_\_\_\_  
(подпись, дата)

С.М. Авраменко

Рецензент

\_\_\_\_\_  
(подпись, дата)

Е.А. Левченко

Благовещенск 2021

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

Инженерно-физический факультет  
Кафедра геологии и природопользования

УТВЕРЖДАЮ  
И.о. зав. кафедрой  
\_\_\_\_\_ Д.В. Юсупов  
« \_\_\_\_ » \_\_\_\_\_ 2021г.

**ЗАДАНИЕ**

К выпускному квалификационному проекту студента Улуханова Романа Абдуллаевича

1. Тема дипломного проекта – Проектирование обогатительной фабрики на базе золотосодержащих руд Соловьевского месторождения. Спецчасть: Возможность применения нетоксичных реагентов для растворения (утверждено приказом от 26.08.2020 №1734-уч)

2. Срок сдачи студентом законченного проекта: 04.02.2021

3. Исходные данные к дипломному проекту: опубликованная литература, фондовые материалы, нормативные документы

4. Содержание дипломного проекта (перечень подлежащих разработке вопросов): общая часть, геологическая часть, технологическая часть, выбор и расчет основного технологического оборудования, вспомогательные службы, специальная часть, экономическая часть

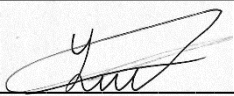
5. Перечень материалов приложения: (наличие чертежей, таблиц, графиков, схем, программных продуктов, иллюстративного материала и т.п.): 14 рисунков, 40 таблиц, 5 графических приложений, 12 библиографических источников

6. Консультанты по дипломному проекту (с указанием относящихся к ним разделов): общая - Стриха В.Е., экономическая часть – Размахнин К.К.; безопасность и экологичность – Т.В. Кезина

7. Дата выдачи задания: 01.09.2020

Руководитель дипломного проекта:  
(фамилия, имя, отчество, должность, ученая степень, ученое звание)

Задание принял к исполнению (дата) 01.09.2020

  
\_\_\_\_\_   
подпись студента

## РЕФЕРАТ

Дипломный проект содержит 133 страниц, 14 иллюстраций, 36 таблиц, 40 использованных источников.

ГИДРОМЕТАЛЛУРГИЯ, ГРАВИТАЦИЯ, ЦИАНИРОВАНИЕ, ВЫЩЕЛАЧИВАНИЕ, СОРБЦИЯ, ДЕСОРБЦИЯ, ЭЛЕКТРОЛИЗ, ЛИГАТУРНОЕ ЗОЛОТО.

Главной задачей дипломного проектирования 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 минерального и вещественного состава месторождения исследуемых руд, выявление форм нахождения золотосодержащего компонента и его связей с вмещающими породами и компонентами – примесями;

- в области технологии – разработка технологии для получения наиболее качественных золотосодержащего концентрата с возможно 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 – разработка проекта рентабельного и конкурентоспособного предприятия.

# СОДЕРЖАНИЕ

	стр.
Введение	6
1 Общие сведения о районе работ	8
2 Геологическая часть	10
2.1 Морфология и параметры оруденения	10
2.2 Вещественный состав руды	13
3 Технологическая часть	29
3.1 Выбор и обоснование технологической схемы	29
3.2 Расчет качественно-количественной схемы	30
3.3 Расчет водно-шламовой схемы	40
4 Выбор и расчет основного технологического оборудования	52
4.1 Выбор оборудования для рудоподготовки	52
4.2 Выбор оборудования для классификации	59
4.3 Выбор оборудования для гравитации	62
4.4 Выбор оборудования для сгущения	63
4.5 Выбор оборудования для предварительного цианирования	63
4.6 Выбор оборудования для сорбционного выщелачивания	64
4.7 Выбор оборудования для десорбции	65
4.8 Выбор оборудования для электролиза	65
4.9 Выбор оборудования для кислотной обработки	66
4.10 Выбор оборудования для термической реактивации	66
4.11 Выбор оборудования для обезвреживания	66
5 Хвостовое хозяйство	67
6 Реагентное хозяйство	69
7 Электроснабжение	75
8 Водоснабжение	80
9 Отопление, вентиляция и кондиционирование воздуха	83
9.1 Решения по отоплению	83

9.2 Решения по вентиляции и кондиционированию	85
10 Контроль, опробование и отбор проб	88
11 Подъемно-транспортные устройства	91
12 Автоматизация и механизация производственного процесса	93
13 Производственная и экологическая безопасность	95
13.1 Электробезопасность	95
13.2 Пожарная безопасность	96
13.3 Охрана труда	97
13.3.1 Защита от шума и вибрации	97
13.4 Охрана окружающей среды	99
13.4.1 Охрана атмосферного воздуха	99
13.4.2 Охрана поверхностных и подземных вод	100
13.4.3 Охрана недр и почв	103
13.4.4 Охрана растительного и животного мира	104
14 Специальная часть	106
14.1 Реагент Flotent GoldSC 570	106
14.2 Реагент Zhaoyuan Gold Machine General Factory Co	109
14.3 Реагент Goldix	110
14.4 Другие растворители золота	112
15 Экономическая часть	114
15.1 Бизнес-идея проекта	114
15.2 Финансирование проекта	114
15.3 Режим работы, графики сменности, баланс рабочего времени	114
15.4 Производственная программа и товарная продукция фабрики	116
15.5 Численность трудящихся и заработная плата	116
15.6 Производительность труда	120
15.7 Основные фонды, их стоимость и амортизация	121
15.8 Оборотные фонды	123
15.9 Себестоимость продукции	125

15.10 Прибыль, экономический эффект и рентабельность	126
15.11 Определение платы за размещение отходов	127
15.12 Техничко-экономические показатели	128
Заключение	129
Библиографический список	130

## 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. Ювелирные изделия и слитки в современном обществе начали набирать активную тенденцию и держаться в приоритете над другими способами инвестирования денежных средств. Эксплуатация и реализация золотосодержащего металла не ограничиваются лишь одной сферой инвестиций. Золото широко используется в ювелирном деле и в художественных работах. Также нельзя не отметить важную роль драгоценного металла (золота), в медицине.

По данным на 2018 год лидерами по добычи золота являются Китай, Австралия и Россия. Лидерами по добычи золота в России является Амурская область, Республика Бурятия и Забайкальский край [2].

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

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.

Выщелачивание хоть и позволяет получить конечный продукт с высокими показателями обогащения, но из-за применения в качестве реагентов-растворителей ядовитых веществ, таких как  $\text{NaCN}$ , оно доставляет большой вред окружающей среде. При этом появляется необходимость в обезврежи-

вании хвостов обогащения и строительстве специальных гидроизолирующих хвостохранилищ, что увеличивает себестоимость переработки.

Вышесказанное выражает актуальность выбранной темы специальной части дипломного проекта - «Применение нетоксичных реагентов при обогащении золотосодержащих руд» в которой рассмотрено применение ряда нетоксичных реагентов-растворителей.

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



## 1 ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ О РАЙОНЕ РАБОТ

В административном плане месторождение «Соловьевск», располагается в Амурской области, Тындинского района. Районный центр г. Тында расположен в 90 км к югу от месторождения.

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. Соловьевск, расстояние до которого по существующей автодороге составляет 11,3 км. Ближайшей железнодорожной станцией является Большой Невер, расстояние до которой от п. Соловьевск составляет 31 км по трассе М-56 или 46 км от месторождения. Непосредственно к площади строительства предполагаемого ГОКа проходит ЛЭП-6 кВт, принадлежащая ОАО ДЭК «Амурэнергосбыт». Протяженность ЛЭП-6 кВт от участка до подстанции п. Соловьевск составляет 14,3 км [1].

Территория района представляет собой среднегорье с типичными формами горно-таежного и гольцового рельефа. 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  $-31 - -37^{\circ}\text{C}$ , достигая  $-46,6^{\circ}\text{C}$ . Самый теплый месяц – июль, температура воздуха достигает  $17-18^{\circ}\text{C}$ , до  $36^{\circ}\text{C}$ . 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 сопок 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 стланика. Подлесок густой, представлен багульником, 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 [1].

Водные ресурсы в районе месторождения ограничены.

## 2 ГЕОЛОГИЧЕСКАЯ ЧАСТЬ

### 2.1 Морфология и параметры оруденения

Соловьевское золоторудное месторождение в геолого-структурном плане приурочена к зоне крупнейшего в Азии Монголо-Охотского глубинного разлома и располагается на стыке Западно-Становой складчато-блоковой системы и Амуро-Охотской складчато-надвиговой области [1].

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-флишеидные и молассовые формации Северо-Тукурингской зоны.

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

Рудоносность месторождения обусловлена сочетанием благоприятных литологических факторов при определяющей роли разрывной тектоники. Главным 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, послойных срывов и штокверков линейной трещиноватости [1].

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 послойными срывами в осадочных породах и линейными зонами трещиноватости в гранитоидах, харак-

теризуются 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. 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 формации золото-кварц-малосульфидной. Из преобладающих сульфидов выделяют: пирит, арсенопирит, 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) [1].

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 Широкая выделено 7 рудных тел, все они выконтурированы в блоки запасов категории С<sub>2</sub>.

Территориальной комиссией 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 х 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.

Таблица 2.1 - Запасы руды и металлов месторождения Соловьевское.

Категория запасов	Запасы руды, тыс. т	Среднее содержание золота, г/т	Запасы золота, кг
Балансовые запасы в контурах карьеров			
С <sub>1</sub>	278,3	3,71	1032,5
С <sub>2</sub>	3214,4	2,64	8470,9
ВСЕГО С <sub>1</sub> +С <sub>2</sub>	3492,7	2,72	9503,4
Забалансовые запасы за контурами карьеров			
С <sub>2</sub>	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 Соловьевское по рудоносным зонам

Категория запасов	Запасы руды,	Среднее содержание	Запасы золота,
-------------------	--------------	--------------------	----------------

	тыс. т	золота, г/т	кг
1	2	3	4
<b>Рудоносная зона «Широтная. Участок Западный» (Карьер № 1)</b>			
C <sub>2</sub>	177,8	2,98	530,6
<b>Рудоносная зона №5 (Карьер № 2)</b>			
C <sub>2</sub>	144,0	4,17	601,0
<b>Рудоносная зона «Приразломная» (Карьер № 3)</b>			
C <sub>1</sub>	278,3	3,71	1 032,5
C <sub>2</sub>	1 638,6	2,66	4 362,0
C <sub>1</sub> +C <sub>2</sub>	1 916,9	2,81	5 394,5
<b>Рудоносная зона «Широтная. Участок Восточный» (Карьер № 4)</b>			
C <sub>2</sub>	1 254,0	2,37	2 977,3
<b>Всего балансовых запасов по месторождению</b>			
C <sub>1</sub>	278,3	3,71	1 032,5
C <sub>2</sub>	3 214,4	2,64	8 470,9
C <sub>1</sub> +C <sub>2</sub>	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 золотосульфидной минерализацией [26].

Цвет пород изменяется 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].

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 равен сотые доли м.метра.

Песчаники и алевролиты состоят преимущественно из обломков плагиоклазов и кварца. Микротекстура – массивная, неяснополосчатая, брекчиевидная, микроструктура – псаммоалевритовая. 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.

Химический состав руды. Для изучения химического состава пробы руды были выполнены количественный рентгенофлуоресцентный, атомно-абсорбционный, гравиметрический и ICP-AES анализы. Методом приборной плавки определили точное содержание золота. Методом атомной-абсорбции устанавливается количество серебра [1].

После проведения полного химического анализа, собранные результаты приведены в таблице 2.3.

Таблица 2.3 – Химический состав руды

Компоненты	Массовая доля, %	Компоненты	Массовая доля, %
1	2	3	4
SiO <sub>2</sub>	65,5	S <sub>общая</sub>	0,75
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	13,1	S <sub>сульфидная</sub>	0,73

Продолжение таблицы 2.3

Компоненты	Массовая доля, %	Компоненты	Массовая доля, %
1	2	3	4
TiO <sub>2</sub>	0,51	S <sub>окисленная</sub>	0,02
CaO	4,94	Sb	0,008
K <sub>2</sub> O	3,21	Zn	0,010
Na <sub>2</sub> O	3,62	Cu	0,007
MgO	2,04	Pb	0,005
MnO	0,051	Bi	< 0,001
P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	0,07	Pt	< 0,005
Fe общее	3,06	Pd	< 0,005
Fe окисленное	2,23	Rh	< 0,005
Fe сульфидное	0,83	CO <sub>2</sub> 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

Общая масса пробы руды преимущественно литофильные компоненты – в пределах 95,7 %. Из общего объёма преобладающую позицию занимает оксид кремния – 65,5 %. Количество глинозема в пять раз меньше SiO<sub>2</sub>, что составляет 13,1 %, на долю CaO и MgO приходится 4,94 и 2,04 %.

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 %).

Расчет по железу позволяет определить степень окисления руды, показатель составил – 48%, что относится к смешанному типу [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, %	Элементы	Массовая доля, %
1	2	3	4
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		

Главный компонент пробы является золото, с помощью пробирного метода были получены результаты руды: Au –  $2,3 \pm 0,3$  г/т.; Ag – 1,80 г/т.

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  $2,9 \text{ г/см}^3$ ), дифрактометрического изучения, микронзондового и химического анализа отдельных фракций, микроскопии шлифов и аншлифов.

Диагностированы следующие минералы, обладающие кристаллическим строением: кварц – 35 %, плагиоклазы – 32 %, калиевый полевой шпат (КПШ) – 10,0 %, слюдисто-гидроslюдистые – 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-гидроslюдистых образований (13,0 %). Выход глинистой

фракции от исходной руды составляет 3,4 %. По данным рентгеноструктурного анализа она на 55 % состоит из гидрослюда, 25 % и 20 % приходится на монтмориллонит и каолинит, соответственно [1].

Таблица 2.5 – Минеральный состав руды

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

По результатам данной таблицы общая доля минералов равна 3,1%, где 1,8% –сульфиды; 1,1% – на оксиды и гидроксиды железа; по 0,1 % на ярозит и скородит. По количеству сульфидов в руде преобладает пирит, марказит (1,0 %) и арсенопирит (0,8 %), проба относится к убогосульфидному типу [1].

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, %
+1,0	10,0
Минус 1,0+0,5	11,5
Минус 0,5+0,25	22,3
Минус 0,25+0,15	13,1
Минус 0,15+0,10	16,9
Минус 0,10+0,071	12,3
Минус 0,071+0,05	3,1
Минус 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].

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).

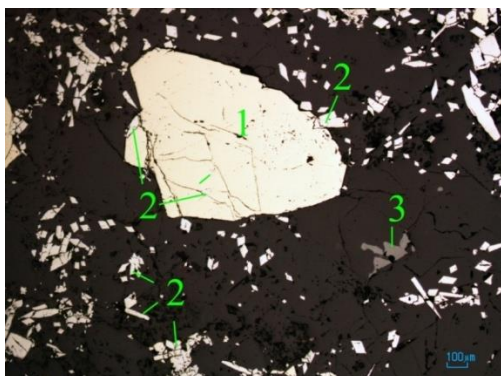


Рисунок 2.1 – Пирит (1) в ассоциации с арсенопиритом(2) и сфалеритом (3). Арсенопирит образует редкие вкрапления в пирите, а также корродирует его по краям зерна. Полированный шлиф.

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).

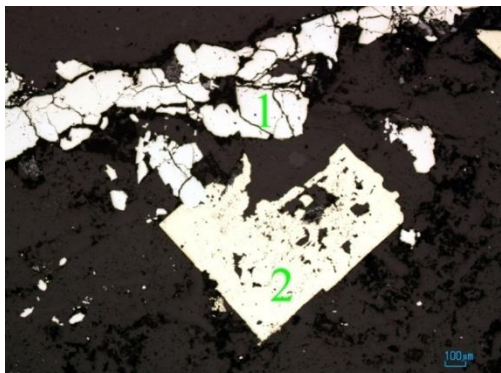


Рисунок 2.2 – Арсенопирит (1) в ассоциации с пиритом (2). Арсенопирит частично замещает пирит по краям зерна. Полированный шлиф.

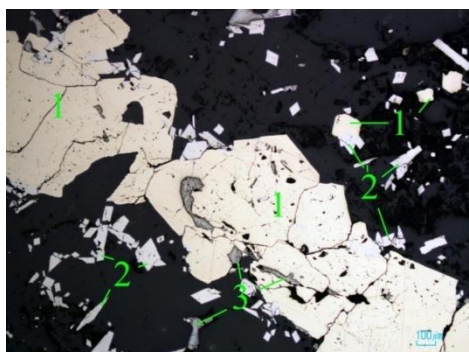


Рисунок 2.3 – Прожилков пирита (1) и тонкая вкрапленность арсенопирита (2) в метасоматите. Блеклая руда (3) отмечается в основной массе породы, так заполняет микротрещины в пирите. Полированный шлиф.

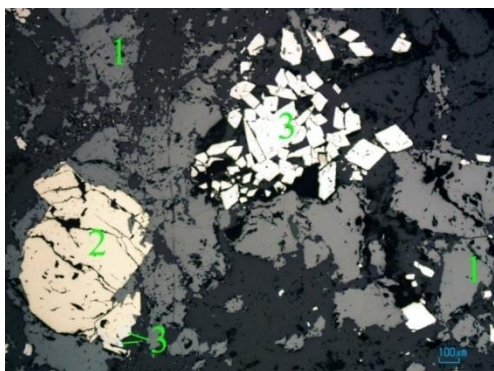


Рисунок 2.4 – Сфалерит (1) в ассоциации с пиритом (2) и арсенопиритом (3). Полированный шлиф.

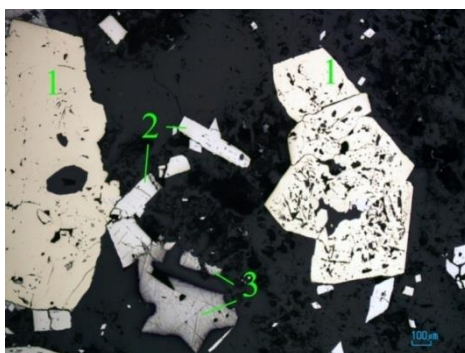


Рисунок 2.5 – Пирит (1) ситовидной микроструктуры в ассоциации с арсенопиритом (2) и галенитом (3). Полированный шлиф.

Арсенопирит образует неравномерную вкрапленность ромбовидных призматических кристаллов, микропрожилки зачастую в ассоциации с пиритом, сфалеритом, галенитом, блеклыми рудами (см. 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 (см. 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 пирротинном, висмутином, марказитом, пиритом (см. рисунки 2.6, 2.7). Размер

выделений от тысячных долей миллиметра до 0,5 мм. Редко встречаются прожилковидные скопления до 10 мм (см. рисунок 2.11).

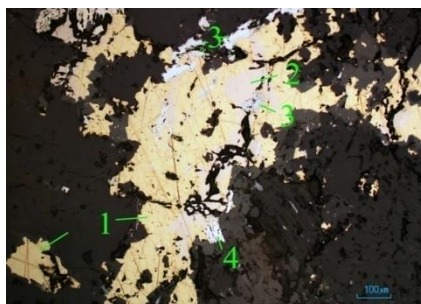


Рисунок 2.6 – Халькопирит (1) в тесном сростании пирротинном (2), висмутином (3), марказитом (4). Полированный шлиф.

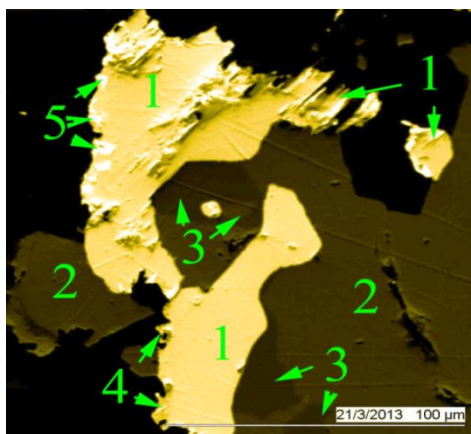


Рисунок 2.7 – Висмутин (1) в тесной ассоциации с халькопиритом (2) и пиритом (3). В краевых частях висмутина отмечаются выделения матильдита (4) и самородного висмута (5). Camebax SX-50. Обратно рассеянные электроны

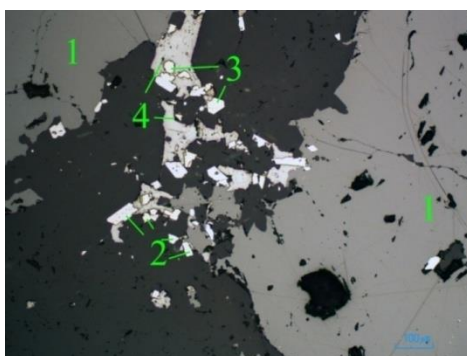


Рисунок 2.8 – Крупное зерно сфалерита (1) сечется кварцевым прожилком с тонкой вкрапленностью арсенопирита (2), пирита (3) и блеклой руды (4). Полированный шлиф.

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

Характеристика золота приводится на основании его изучения в гравии-оконцентрах. Установлено, что золото присутствует в самородном виде. Цвет золотинок 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.

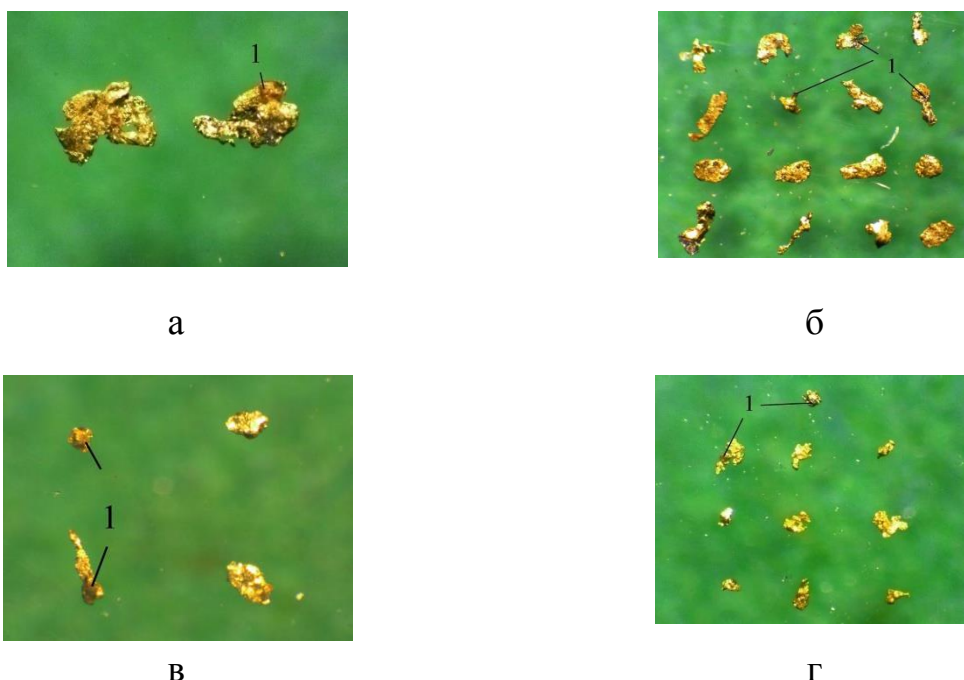


Рисунок 2.9 – Морфология и характер поверхности золотинок. 1 – выделения гидроксидов железа на золоте. Гравии-оконцентрат. Увеличение: а – 50<sup>x</sup>; б – 30<sup>x</sup>; в – 50<sup>x</sup>; г – 50<sup>x</sup>.



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\*0,02 до 0,05\*0,08 мм. Также была зафиксирована крупная золотина (0,35\*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 (рисунки 2.11, 2.12) [1].

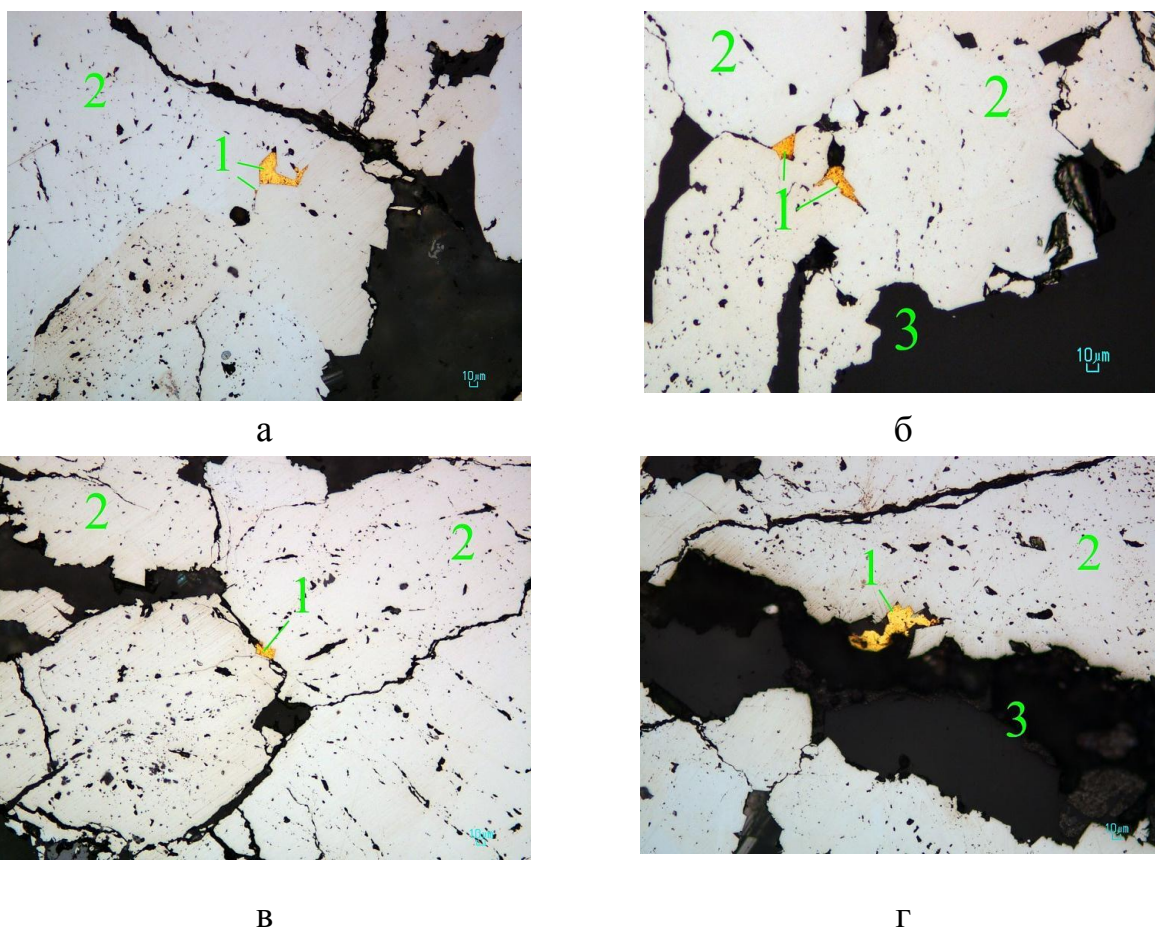
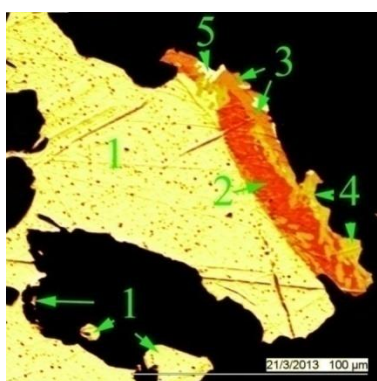


Рисунок 2.10 – Вкрапления тонкодисперсного золота в арсенопирите (2) и кварце (3). Полированный шлиф.

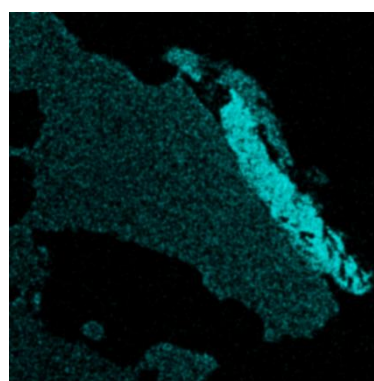




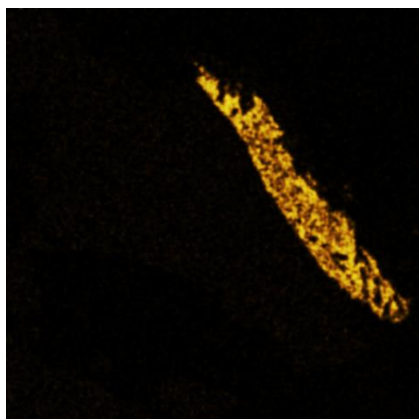
Рисунок 2.11 – Золото (1) в ассоциации с халькопиритом (2), пирит-марказитом (3). Кроме того, золото находится в тесном срастании с агрегатом, состоящим из гессита, матильдита, висмутина и самородного висмута (4). Полированный шлиф.



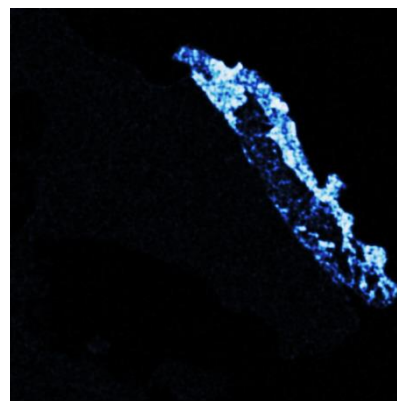
а



б



в



г

Рисунок 2.12 – Фрагмент. Золото (1) в ассоциации с гесситом (2), матильдитом (3), висмутином (4) и самородным висмутом (5). Брикетный аншлиф. . Comebaх SX-50: а - снимок в обратно рассеянных электронах; б, в, г - в характеристических лучах серебра, теллура и висмута.

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 золотин 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, %	1,1	2,8	10,3	7,7	78,1	100,0

Основная масса тонкого и тонкодисперсного золота (интервал крупности от 3 до 25 мкм) в пробах руды, по данным сцинтилляционного анализа, представлена золотиными размером 15-25 мкм (таблица 2.8). Средний расчетный диаметр золотин 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, %	38,4	8,1	7,6	11,0	34,9	100,0
Массовая доля золота присутствующего за счет частиц данной крупности, %	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 Петровской Н.В. 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 ее рациональный анализ по сокращенной 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.

В связи с наличием в пробе шламистого минерального компонента операция цианирования осуществлена в присутствии сорбента (смолы АМ – 2 Б в CN – форме). Полная схема определения нахождения золота представлена в таблице 2.9.

Таблица – 2.9 Результаты рационального анализа на золото

Формы нахождения золота и характер его ассоциации с рудными и породообразующими компонентами	Схема рационального анализа			
	полная		сокращенная	
	Распределение золота			
	г/т	%	г/т	%
1	2	3	4	5
Свободное (амальгамируемое), в том числе при последовательном понижении крупности измельчения: а) минус 2,0 мм б) минус 1,0 мм в) минус 0,5 мм г) минус 0,2 мм д) минус 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 вышеприведенные данные: извлечение золота сорбционным циани-

нированием составляет 81,9 %, а массовая доля свободного (амальгируемого) благородного металла – 44,8 % [1].

Анализируя результаты стадальной 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.

Форма золотин: уплощенная с пережимами и короткими отрезками, 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.

Таблица 2.10 – Вещественный состав руд Соловьевского месторождения

Типовые признаки	Характеристика признаков
1	2
Тип руды	золото кварцевая убогосульфидная
Химический состав руды	SiO <sub>2</sub> – 65,5 %, Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> – 13,1 %, CaO – 4,95 %, K <sub>2</sub> 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	Пирит, марказит, арсенопирит, сфалерит, халькопирит, галенит, пирротин, золото
нерудная часть	Полевые шпаты, кварц, слюды, плагиоплазы, 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. Структуры - порфиоровидная, мелко-, тонкозернистая.
Химический состав золота	Пробность от 889 до 979
Морфология, гранулометрический состав	Au – самородное, сростки с кварцем и арсе-

золота	ноpiritом. Форма золотин: уплощенная с пережимами и короткими отрезками, 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

Продолжение таблицы 2.10

Типовые признаки	Характеристика признаков
1	2
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

Для 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 [20].

В корпусе ЗИФ месторождения «Соловьевское» будет осуществляться доводка шлихового золота, полученного на действующих россыпных месторождениях. Товарной продукцией является золото лигатурное в слитках (таблица 3.1).

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

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

Отвальные продукты – это хвосты сорбционного выщелачивания хвостов гравитации, отмытые от токсичных веществ, направляемые в намывное хвостохранилище.

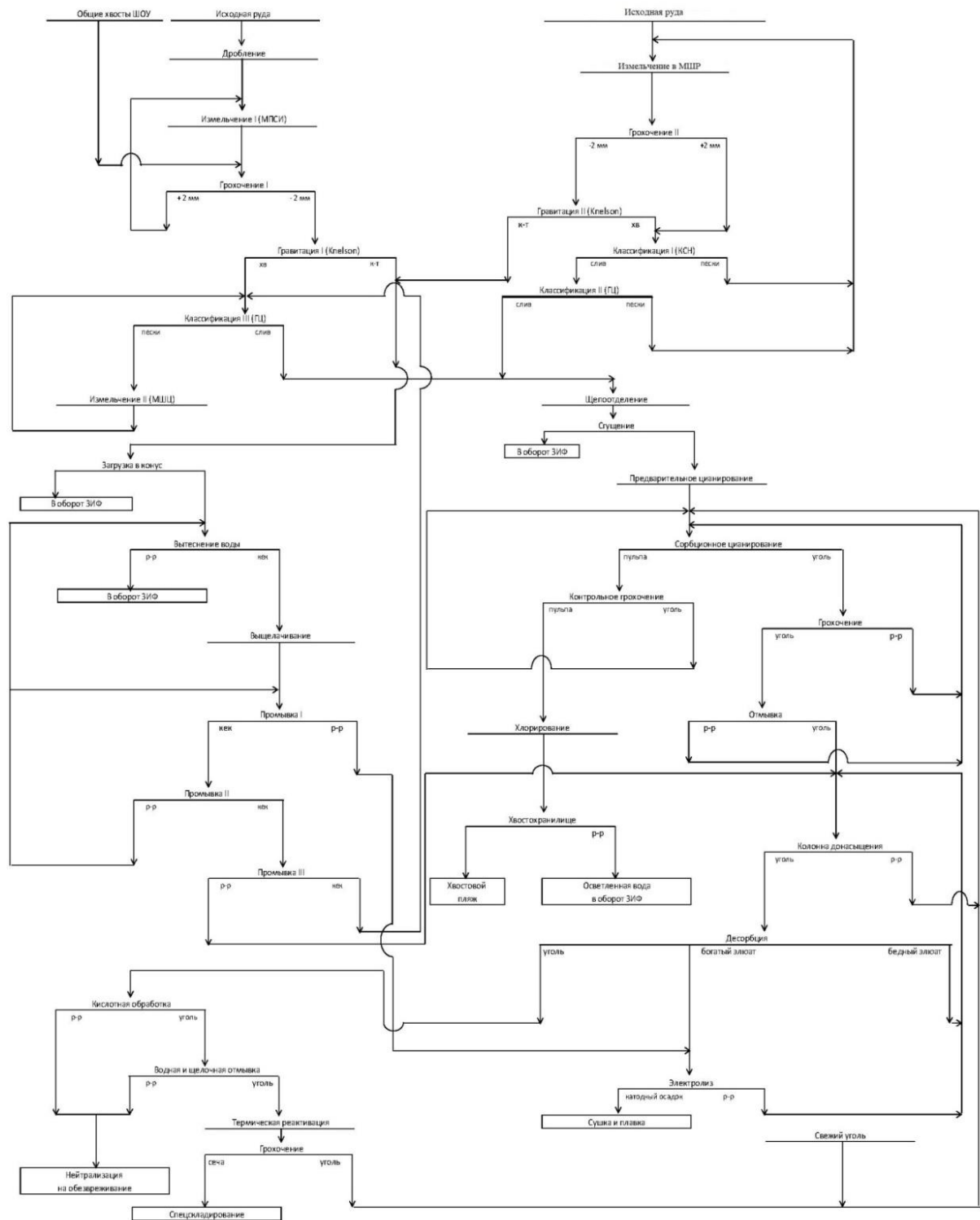


Рисунок 3.1 - Гравитационно-цианистая схема обогащения Соловьевского месторождения

### 3.2 Расчет качественно-количественной схемы

Расчет производится для определения всех видов продуктов и операций СХЕМЫ.



Показатели характеризующие технологический процесс:

(Q), выход продуктов ( $\gamma$ ), содержание ( $\beta$ ) и извлечение ( $\varepsilon$ ) 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.

$$Q_n = \frac{Q_1 * \gamma}{100}, \text{ т/ч} \quad (1)$$

где  $Q_n$  – производительность, т/ч;

$\gamma$  – выход продукта, %;

$Q_1$  – производительность О.Ф., т/ч.

Расчет извлечения

$$\varepsilon_n = \frac{\gamma_n \beta_n}{\alpha} , \% \quad (2)$$

где  $\varepsilon_n$  – извлечение золота в продукт, %;

$\beta_n$  - содержание золота в продукте, г/т

$\alpha$  – содержание золота в исходной руде, г/т

Таблица 3.2 – Баланс металла по золотоизвлекательной фабрике

Наименование продукта	Выход			Содержание Au, г/т (мг/л)	Извлече- ние Au, %	Кол-во Au, кг/год
	%	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 До- ре)				не менее 80%	85,50	1331,53

Продолжение таблицы 3.2

Наименование продукта	Выход			Содержание Au, г/т (мг/л)	Извлече- ние Au, %	Кол-во Au, кг/год
	%	т/час	тыс. т/год			
1	2	3	4	5	6	7
Итого товарной продукции				не менее 80%	85,50	1331,53
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	$\gamma$ , %	Q, т/ч	$\beta_{Au}^{TB}$ , г/т	$\epsilon_{Au}^{TB}$ , %
1	2	3	4	5
<b>ГОФ</b>				
<i>Дробление 1</i>				
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
<i>Предварительное грохочение</i>				
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
<i>Дробление 2</i>				
Поступает:				
Класс +10 мм	8,30	10,50	4,06	13,02
Итого:	8,30	10,50	4,06	13,02

Продолжение таблицы 3.3

Наименование операций и продуктов	$\gamma$ , %	Q, т/ч	$\beta_{Au}^{TB}$ , г/т	$\epsilon_{Au}^{TB}$ , %
1	2	3	4	5
Выходит:				
Дробленая руда 2	8,30	10,50	4,06	13,02
Итого:	8,30	10,50	4,06	13,02
<i>Измельчение в МШР</i>				
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
Выходит:				
Продукт измельчения в МШР	75,51	57,40	1,15	33,49
Итого выходит:	75,51	57,40	1,15	33,49
<i>Грохочение II</i>				
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
<i>Гравитация II (Knelson)</i>				
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

Продолжение таблицы 3.3

Наименование операций и продуктов	$\gamma$ , %	Q, т/ч	$\beta_{Au}^{TB}$ , г/т	$\epsilon_{Au}^{TB}$ , %	
1	2	3	4	5	
<i>Классификация I (КСН)</i>					
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
<i>Классификация II (ГЦ)</i>					
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
<b>ЗИФ</b>					
<i>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:					
	Дробленая руда	83,42	63,41	2,53	81,22
Итого выходит:		83,42	63,41	2,53	81,22
<i>Измельчение I</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

Продолжение таблицы 3.3

Наименование операций и продуктов	$\gamma$ , %	Q, т/ч	$\beta_{Au}^{TB}$ , г/т	$\epsilon_{Au}^{TB}$ , %	
1	2	3	4	5	
<i>Грохочение I</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
<i>Гравитация I (Knelson)</i>					
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
<i>Классификация III (ГЦ)</i>					
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
<i>Измельчение II</i>					
Поступает:					
	Пески классификации III	234,10	177,94	1,80	162,15
Итого поступает:		234,10	177,94	1,80	162,15
Выходит:					
	Продукт измельчения II	234,10	177,94	1,80	162,15
Итого выходит:		234,10	177,94	1,80	162,15

## Окончание таблицы 3.3

Наименование операций и продуктов	$\gamma$ , %	Q, т/ч	$\beta_{Au}^{TB}$ , г/т	$\epsilon_{Au}^{TB}$ , %
1	2	3	4	5
<i>Щепоотделение</i>				
Поступает:				
Слив классификации III	83,54	63,50	1,50	48,26
Слив классификации II	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				
<i>Сгушение</i>				
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 продук-	$\gamma$ , %	Q, т/ч	$\beta_{Au}^{TB}$ , г/т	$\epsilon_{Au}^{TB}$ , %	$\beta_{Au}^{Ж}$ , г/м	$\epsilon_{Au}^{Ж}$ , %
1	2	3	4	5	6	7
<i>Интенсивное цианирование</i>						
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

Наименование операций и продук-	$\gamma$ , %	Q, т/ч	$\beta_{Au}^{TB}$ , г/т	$\epsilon_{Au}^{TB}$ , %	$\beta_{Au}^{Ж}$ , г/м	$\epsilon_{Au}^{Ж}$ , %
1	2	3	4	5	6	7
<i>Предварительное цианирование</i>						
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
<i>Сорбция</i>						
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
<i>Грохочение и отмывка</i>						
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	-	-
<i>Контрольное грохочение хвостов</i>						
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

Продолжение таблицы 3.4

Наименование операций и продук-	$\gamma$ , %	Q, т/ч	$\beta_{Au}^{TB}$ , г/т	$\epsilon_{Au}^{TB}$ , %	$\beta_{Au}^{Ж}$ , г/м	$\epsilon_{Au}^{Ж}$ , %
1	2	3	4	5	6	7
<i>Обезвреживание</i>						
Поступает:						
Хвосты сорбции	100,00	76,01	0,34	13,08	0,03	1,42
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
<i>Хвостохранилище</i>						
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
<i>Донасыщение в колонне</i>						
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
<i>Десорбция золота</i>						
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
----------------	---	------	--------	------	--------	-------

Продолжение таблицы 3.4

Наименование операций и продук-	$\gamma$ , %	Q, т/ч	$\beta_{Au}^{TB}$ , г/т	$\epsilon_{Au}^{TB}$ , %	$\beta_{Au}^{Ж}$ , г/м	$\epsilon_{Au}^{Ж}$ , %
1	2	3	4	5	6	7
<i>Кислотная обработка</i>						
Поступает:						
Уголь обеззолоченный	-	0,05	100,00	2,53	-	-
Раствор соляной кислоты						
В сальники насосов						
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	-	-
<i>Отмывка от кислоты</i>						
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	-	-
<i>Термическая реактивация</i>						
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	-	-
<i>Гашение угля</i>						
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	-	-



## Окончание таблицы 3.4

Наименование операций и продук-	$\gamma$ , %	Q, т/ч	$\beta_{Au}^{TB}$ , г/т	$\epsilon_{Au}^{TB}$ , %	$\beta_{Au}^{\text{Ж}}$ , г/м	$\epsilon_{Au}^{\text{Ж}}$ , %
1	2	3	4	5	6	7
<i>Грохочение угля</i>						
Поступает:						
Уголь на грохочение	-	0,054	92,59	2,53	-	-
Итого поступает:						
Выходит:						
Уголь после грохочения	-	0,050	92,40	2,33	-	-
Угольная мелочь на утилизацию	-	0,004	95,00	0,20	-	-
Итого выходит:						
<i>Электролиз</i>						
Поступает:						
Богатый элюат					534,06	54,08
Элюат ИЦ					247,39	35,07
Итого поступает:						
Выходит:						
Катодный осадок				85,50	-	-
Обеззолоченные растворы электролиза					15,82	3,84
Итого выходит:						
<i>Сушка и плавка</i>						
Поступает:						
Катодный осадок				85,50	-	-
Итого поступает:						
Выходит:						
Золото лигатурное				85,50	-	-
Итого выходит:						

### 3.3 Расчет водно-шламовой схемы

Результаты расчета водно-шламовой схемы в продукте и операции определяют: весовое отношение Ж: Т, объем воды в операции или продукте, объем пульпы, находящихся в процессе.

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

С помощью формулы:

$$W_n = Q_n \cdot R_n \quad (3)$$

Определяется количество воды в продуктах и операциях с известными значениями  $R_n$ , причем значения  $Q_n$ , берутся из количественной схемы.

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

По формуле

$$W_{Пn} = Q_n \cdot (R_n + 1/\delta_n) \quad (4)$$

где  $n$  – номер продукта в схеме;

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

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

$L_n$  – расход добавляемой воды с продуктом,  $m^3$  в единицу времени;

$T_n$  – содержание твердого, %;

$W_{пn}$  – производительность по объему пульпы,  $m^3$  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 продук-	$\gamma$ , %	Q, т/ч	T, %	R	W, $m^3/ч$	$W_{пn}$ , $m^3/ч$
1	2	3	4	5	6	7
ГОФ						
<i>Дробление 1</i>						
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

Продолжение таблицы 3.5

Наименование операций и продук-	$\gamma$ , %	Q, т/ч	T, %	R	W, м <sup>3</sup> /ч	W <sub>п</sub> , м <sup>3</sup> /ч
1	2	3	4	5	6	7
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
<i>Предварительное грохочение</i>						
Поступает:						
Дробленая руда 1	16,51	12,55	95	0,052	0,66	5,31
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
<i>Дробление 2</i>						
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
<i>Измельчение в МШР</i>						
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
L4 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
<i>Грохочение II</i>						
Поступает:						
Продукт измельчения в МШР	75,51	57,40	60	0,66	38,26	59,52
L5 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

Продолжение таблицы 3.5

Наименование операций и продук-	$\gamma$ , %	Q, т/ч	T, %	R	W, м <sup>3</sup> /ч	W <sub>п</sub> , м <sup>3</sup> /ч
1	2	3	4	5	6	7
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
<i>Гравитация II (Knelson)</i>						
Поступает:						
Подрешетный продукт (-2мм)	73,11	55,57	45	1,22	67,92	88,50
L6 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
<i>Классификация I (КСН)</i>						
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
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
<i>Классификация II (ГЦ)</i>						
Поступает:						
Слив классификации I	40,44	30,74	31,17	2,20	67,86	79,24
L7 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						
<i>Дробление</i>						
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

Продолжение таблицы 3.5

Наименование операций и продуктов	$\gamma$ , %	Q, т/ч	T, %	R	W, м <sup>3</sup> /ч	W <sub>п</sub> , м <sup>3</sup> /ч
1	2	3	4	5	6	7
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
<i>Измельчение I</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
L1 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
<i>Грохочение I</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
L2 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
<i>Гравитация I (Knelson)</i>						
Поступает:						
Подрешетный продукт (-2мм)	83,49	63,46	35,00	2,30	146,30	169,81
L3 Вода на концентрацию					25,48	25,48
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
<i>Классификация III(ГЦ)</i>						
Поступает:						
Хвосты гравитации ЗИФ	83,14	63,20	26,64	2,75	174,05	197,45
Продукт измельчения II	234,1	177,94	60,00	0,66	118,63	184,53
Кек ИЦ	0,4	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:	317,6	241,44	33,54	1,98	478,47	567,89

Продолжение таблицы 3.5

Наименование операций и продуктов		$\gamma$ , %	Q, т/ч	T, %	R	W, м <sup>3</sup> /ч	W <sub>п</sub> , м <sup>3</sup> /ч
1		2	3	4	5	6	7
Выходит:							
	Слив классификации III	83,54	63,50	15,00	5,66	359,84	383,36
	Пески классификации III	234,1	177,94	60,00	0,66	118,63	184,53
Итого выходит:		317,6	241,44	33,58	1,98	478,47	567,89
<i>Измельчение II</i>							
Поступает:							
	Пески классификации III	234,1	177,94	60,00	0,66	118,63	184,53
Итого поступает:		234,1	177,94	60,00	0,66	118,63	184,53
Выходит:							
	Продукт измельчения II	234,1	177,94	60,00	0,66	118,63	184,53
Итого выходит:		234,1	177,94	60,00	0,66	118,63	184,53
<i>Щепоотделение</i>							
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
<i>Сгущение</i>							
Поступает:							
	Пульпа	100,00	76,01	15,00	5,66	430,82	458,97
	Смыв полов					0,77	0,77
Lr2	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
<i>Интенсивное цианирование</i>							
Поступает:							
	Концентрат ГОФ	0,05	0,04	50,00	1	0,04	0,06
	Концентрат гравитации ЗИФ	0,35	0,26	50,00	1	0,26	0,35
Lr1	Раствор щелочи					0,02	0,02
	Раствор цианида					0,02	0,02
L9	Вода на промывку					0,63	0,63
Итого поступает:		0,40	0,30	23,92	3,23	0,97	1,08



Продолжение таблицы 3.5

Наименование операций и продуктов		$\gamma, \%$	$Q, \text{т/ч}$	$T, \%$	$R$	$W, \text{м}^3/\text{ч}$	$W_{\text{п}}, \text{м}^3/\text{ч}$
1		2	3	4	5	6	7
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
<i>Предварительное цианирование</i>							
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
Lr3	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
<i>Сорбция</i>							
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
<i>Грохочение и отмывка</i>							
Поступает:							
	Уголь золотосодержащий	-	0,05	-		3,33	3,33
L1	Вода на отмывку						
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
<i>Контрольное грохочение</i>							
Поступает:							
	Хвосты сорбции	100,00	76,01	46,83	1,10	84,31	112,47
L11	Вода на грохот					1,99	1,99
Итого поступает:		100,00	76,01	46,83	1,13	86,30	114,45

Продолжение таблицы 3.5

Наименование операций и продуктов	$\gamma$ , %	Q, т/ч	T, %	R	W, м <sup>3</sup> /ч	W <sub>п</sub> , м <sup>3</sup> /ч	
1	2	3	4	5	6	7	
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
<i>Обезвреживание</i>							
Поступает:							
	Хвосты сорбции	100,00	76,01	46,83	1,13	86,30	114,45
Lr7	Раствор гипохлорита					2,23	2,23
Lr8	Раствор извести					1,09	1,09
	В сальники насосов					0,06	0,06
	Смыв полов					0,21	0,21
L14	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
<i>Хвостохранилище</i>							
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
<i>Донасыщение в колонне</i>							
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

Продолжение таблицы 3.5

Наименование операций и продуктов		$\gamma$ , %	Q, т/ч	T, %	R	W, м <sup>3</sup> /ч	W <sub>п</sub> ,
1		2	3	4	5	6	7
<i>Десорбция золота</i>							
Поступает:							
	Уголь золотосодержащий	-	0,05	-			
Lr4	Раствор щелочи (на десорбцию)					0,50	0,50
	В сальники насосов					0,002	0,002
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
<i>Кислотная обработка</i>							
Поступает:							
	Уголь обеззолоченный	-	0,05	-			
Lr5	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
<i>Отмывка от кислоты</i>							
Поступает:							
	Уголь регенерированный		0,05				
L13	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
<i>Нейтрализация</i>							
Поступает:							
	Отработанный раствор соляной кислоты					0,37	0,37
	Вода после промывки от кислоты					0,10	0,10
Lr6	Раствор щелочи					0,014	0,014
	В сальники насосов					0,03	0,03
Итого поступает:						0,514	0,514

## Окончание таблицы 3.5

Наименование операций и продуктов	$\gamma$ , %	Q, т/ч	T, %	R	W, м <sup>3</sup> /ч	W <sub>п</sub> , м <sup>3</sup> /ч
1	2	3	4	5	6	7
Выходит:						
Раствор на обезвреживание					0,514	0,514
Итого выходит:						
					0,514	0,514
<i>Термическая реактивация</i>						
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
<i>Гашение угля</i>						
Поступает:						
Уголь реактивированный	-	0,050	-			
L15 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
<i>Грохочение угля</i>						
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 утилизацию	-	0,004	-	1,25	0,05	0,05
Итого выходит:						
	-	0,054	-	0,92	0,05	0,05
<i>Электролиз</i>						
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

Баланс общей воды обогатительной фабрике приведен в таблице 3.6.

Таблица 3.6 – Баланс общей воды на обогатительной фабрике

	Поступает воды в процесс	м <sup>3</sup> /ч	Уходит воды из процесса	м <sup>3</sup> /ч
1	2	3	4	5
	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
<i>L1</i>	На измельчение в МПСИ	26,84		
<i>L2</i>	На грохочение I	112,67		
<i>L3</i>	На гравитацию I	25,48		
<i>L4</i>	На измельчение в МШР	10,32		
<i>L5</i>	На грохочение II	27,46		
<i>L6</i>	На гравитацию II	11,48		
<i>L7</i>	На классификацию II	12,58		
<i>L8</i>	На классификацию III	181,32		
<i>L9</i>	На промывку кека ИЦ	0,63		
<i>L10</i>	На щепоотделение	0,1		
<i>L11</i>	На контрольное грохочение	1,99		
<i>L12</i>	На грохочение и отмывку угля	3,33		
<i>L13</i>	На отмыву угля от кислоты	0,15		
<i>L14</i>	Раствор на разбавление	37,26		
<i>L15</i>	На гашение угля	0,05		
<i>Lr1</i>	Раствор NaCN, NaOH в ИЦ	0,04		
<i>Lr2</i>	Раствор флокулянта	0,75		
<i>Lr3</i>	Раствор NaCN на пред. цианир.	0,68		
<i>Lr4</i>	Раствор NaOH на десорбцию	0,5		
<i>Lr5</i>	Раствор HCl на регенерацию	0,07		
<i>Lr6</i>	Раствор NaOH на нейтрализацию	0,014		
<i>Lr7</i>	Раствор ClO на обезвреживание	2,23		
<i>Lr8</i>	Раствор CaO на обезвреживание	1,09		
	Итого:	486,7	Итого:	486,7

Общее водопотребление составит 486,7 м<sup>3</sup>/ч. При этом удельное водопо-

требление на тонну руды – 6,4 м<sup>3</sup>/ч. С учетом возврата в схему оборотной воды, потребление свежей воды по обогатительной фабрике составит ~70 м<sup>3</sup>/ч. Удельное потребление свежей воды на тонну руды –1,08 м<sup>3</sup>/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.

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/м<sup>3</sup>·ч;
- удельная производительность шаровой мельницы по вновь образованному расчетному классу – 0,23 т/м<sup>3</sup>·ч;
- объемная масса руды – 1,6 т/м<sup>3</sup>
- удельный вес руды – 2,7 т/м<sup>3</sup>;
- удельный вес концентрата гравитации – 3,4 т/м<sup>3</sup>.

Дробление:

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].

Расчет требуемой производительности щековой дробилки (т/ч):

Годовая производительность  $Q=500000$  т;

Время работы  $T = 365$  дней/год

$$Q = \frac{500000}{365} = 1369,86 \quad \text{т/сут};$$

Округляем до 1370 т/сут.

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

$$Q = \frac{1,370}{0,75} = 1'827 \text{ т/сут}$$

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

$$Q = \frac{1,370}{(0,75 \times 0,95)} = 1'922,81 \text{ т/сут}$$

Часовая производительность:

$$Q = \frac{1,922,81}{24} = 80,12 \text{ т/ч};$$

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

Таблица 4.1 - Технические характеристики щековой дробилки PE-600x900

Тип	Размер загрузочной щели, мм	Максимальный размер куска в питании, мм	Размер разгрузочной щели, мм	Производительность, (т/ч)	Мощность э/двигателя, кВт
PE-600x900	600x900	500	100	100	75



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

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/м<sup>3</sup>·ч для мельницы полусамоизмельчения и 0,23 т/м<sup>3</sup>·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:

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

где  $q_{71}^{np}$  и  $q_{71}^{эм}$  – удельные производительности по вновь образованному классу минус 0,071 мм промышленной и эталонной мельниц, т/м<sup>3</sup>·ч;

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

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

$t$  – толщина футеровки мельниц, м.

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

$$t = 0,02D + 0,04, \tag{6}$$

где  $D$  – диаметр мельницы, м.

Необходимую производительность мельницы по вновь образованному классу рассчитываем по формуле:

$$Q = V \cdot (\beta_{71} - \alpha_{71}) / (q_{71}^{np} \cdot 100), \text{ т/ч; } \tag{7}$$

где  $Q$  – производительность, т/ч;  
 $V$  – вместимость мельницы, м<sup>3</sup>;  
 $q_{71}^{пр}$  – удельная производительность промышленной мельницы по классу минус 0,071 мм, т/м<sup>3</sup>·ч;  
 $\alpha_{71}$  и  $\beta_{71}$  – массовая доля класса минус 0,071 мм в исходном и конечном продуктах, %.

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

Для выбора мельницы МПС к расчету принимаем следующие типоразмеры:

MZ 5.5×1.8, вместимостью 34,6 м<sup>3</sup>, с установленной мощностью 800 кВт, производства КНР;

MZ 5.5×3.6, вместимостью 71,6 м<sup>3</sup>, с установленной мощностью 1600 кВт, производства КНР;

ММПС 5.0×3.4, вместимостью 56 м<sup>3</sup>, 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:

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

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

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

С учетом коэффициента использования оборудования 0,9, к установке рекомендуется одна мельница MZ 5.5×3.6, вместимостью 71,6 м<sup>3</sup> 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:

$$q^{np} = q_{эм.} * K_u * K_k * K_T * K_\psi * K_\phi * K_L * K_D, \text{ т/м}^3 \cdot \text{ч}; \quad (8)$$

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;

$K_\psi$  - коэффициент, учитывающий различие в частоте вращения мельницы;

$K_\phi$  - 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:

$$K_L = (L_{эт}/L)^{0,15}; \quad (9)$$

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

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

$$K_D = \sqrt{(D - 2t) / (D_{эт} - 2t_{эт})}; \quad (10)$$

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 –  $q^{эТ} = 0,23 \text{ т/м}^3 \cdot \text{ч}$ . [2].

Для выбора шаровой мельницы МШЦ к расчету принимаем следующие типоразмеры:

MQY 3.6×6.0, вместимостью 54 м<sup>3</sup>, с установленной мощностью 1250 кВт, производства КНР;

MQY 4.0×6.0, вместимостью 69,5 м<sup>3</sup>, с установленной мощностью 1500 кВт, производства КНР;

МШЦ 3.75×5.85, вместимостью 57 м<sup>3</sup>, с установочной мощностью 1250 кВт, производства Россия.

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

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

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

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

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 м<sup>3</sup>, 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:

$$W = W_i / 0,907 \cdot \left( \frac{10}{\sqrt{d_{80}}} - \frac{10}{\sqrt{D_{80}}} \right), \text{ кВт} \cdot \text{ч/т} \quad (11)$$

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 %.

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

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

$$W_y = W * (2,4/D)^{0,3}, \text{ кВт} \cdot \text{ч/т}; \quad (12)$$

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

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

$$N_{ш} = 3,82 * \delta_{ш} * D^{2,3} * L * K_{фш} * K_{цш}, \text{ кВт} \cdot \text{ч/т}; \quad (13)$$

где:  $\delta_{ш}$  – насыпная плотность шаровой загрузки – 4,65 т/м<sup>3</sup>;

$D$  и  $L$  – внутренний диаметр и длина барабана мельницы – 4.0×6.0;

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

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

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

Производительность мельницы MQY 4.0×6.0 рассчитываем по формуле:

$$Q_m = N_{дв.} / W_y, \text{ т/ч}; \quad (14)$$

По расчетам производительность мельницы MQY 4.0×6.0 составила:

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

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 м<sup>3</sup> и установочной мощностью двигателя 1500 кВт [3].

Технические характеристики требуемого измельчительного оборудования приведены в таблице 4.2.

Таблица 4.2 – Технические характеристики измельчительного оборудования

Параметры	Ед. изм.	Значения
1	2	3
<u>Параметры мельницы полусамои измельчения</u>		
Тип мельницы	-	MZ 5.5×3.6
Количество барабана	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 <sup>3</sup>	71,6
Удельная производительность по классу 0,071 мм	т/м <sup>3</sup> ·ч	0,53
<u>Параметры шаровой мельницы</u>		
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 <sup>3</sup>	69,5
Удельная производительность по классу 0,071 мм	т/м <sup>3</sup> ·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 [33].

### I стадия классификации – на грохоте:

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

Необходимая площадь просеивающей поверхности рассчитывается как:

$$F = \frac{Q}{q \cdot \delta \cdot k \cdot l \cdot m \cdot n \cdot o \cdot p}, \text{ м}^2 \quad (15)$$

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 м<sup>2</sup> поверхности сита, м<sup>3</sup>/ч (при отверстиях сита 1,7-2 мм = 5,5);

δ – насыпная плотность материала, т/м<sup>3</sup>;

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.;

о – коэффициент влияния влажности, дол.ед.;

р – коэффициент способа грохочения, дол.ед..

Общая площадь грохочения составит:

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

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



Таблица 4.3 – Параметры выбранного грохота

Параметры	Ед. изм.	Значение параметра
Производительность по питанию (регулируемая), не более	т/ч	1000
Крупность кусков исходного материала, не более	мм	120
Размеры просеивающей поверхности		
В1	мм	2500
L1		6435
Количество сит	шт.	2
Угол наклона, в пределах	град.	0-25
Амплитуда колебаний	мм	4-6
Мощность привода	кВт	2x22
Габаритные размеры (при угле 0°):		
L	мм	6720
B		4543
H		2335
Масса	кг	12840

II стадия классификации – в гидроциклонах:

Исходные данные для расчета гидроциклонов:

- требуемая крупность слива – 90 % класса -0,071 мм;
- требуемая производительность по питанию – 221,32 т/ч (474,9 м<sup>3</sup>/ч);
- нагрузка по пескам – 147,79 т/ч (134,32 м<sup>3</sup>/ч);
- содержание твердого в питании – 31,79 %;

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

$$W = AD^2 \sqrt{P}, \text{ м}^3/\text{ч}; \quad (16)$$

где:  $A$  – коэффициент, зависящий от диаметра;

$D$  – диаметр гидроциклона, м;

$P$  – давление на входе в гидроциклон, мПа.

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

Количество гидроциклонов:

$$n = 474,9/55,14 = 10,8 \text{ (11 гидроциклонов)}$$

Номинальная крупность частиц слива гидроциклона определяем по формуле:

$$d_i = 1,5\sqrt{D \cdot d_c \cdot \beta / [K_D \cdot d_i \cdot \sqrt{P} \cdot (p-1)]} = 80,9 \text{ мкм}; \quad (17)$$

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

$\beta$  – содержание твердого в питании гидроциклона, %;

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

$p$  – плотность твердой фазы, т/м<sup>3</sup>.

Удельную производительность гидроциклона по пескам определяем по формуле:

$$q_n = Q_n / n / (0,785 d_n^2), \text{ т/(ч} \cdot \text{м}^2); \quad (18)$$

$$q_n = 147,79 / 11 / (0,785 \cdot 0,034^2) = 15303 \text{ т/(ч} \cdot \text{м}^2);$$

Удельная производительность гидроциклона ГЦ-250 по пескам составляет 15303 т/(м<sup>3</sup>·ч), что соответствует нормируемой удельной производительности гидроциклона –  $5 \cdot 10^3 - 2,5 \cdot 10^4$  т/(ч·м<sup>2</sup>).

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 [21].

Концентраты гравитации подвергаются интенсивному цианированию с возвратом кеков цианирования в цикл 2-й стадии измельчения на ЗИФ. Параметры и режимы работы центробежных концентраторов приведены в таблице 4.4.

Таблица 4.4 – Параметры и режим работы центробежных концентраторов

Параметры	Ед. изм.	Значения параметров
1	2	3
Тип концентратора	-	«Knelson» КС-ХД 30
Производительность по пульпе	м <sup>3</sup> /ч	73,62
Производительность по твердому	т/ч	61,92
Содержание твердого в исходной пульпе	%	36,3
Содержание класса минус 0,071 мм в питании концентратора	%	45
Расход флюидизационной воды	м <sup>3</sup> /ч	14
Содержание твердого в хвостах гравитации	%	36,3
Количество	шт.	2

#### 4.4 Выбор оборудования для сгущения

Требуемая площадь сгущения определяется по формуле:

$$S = Q/q, \text{ м}^2; \quad (19)$$

где S - площадь сгущения, м<sup>2</sup>;

Q - производительность по твердому, т/сут;

q - удельная производительность сгущения по твердому, т/м<sup>2</sup>·сут

Результаты расчета сведены в таблицу 4.5.

Таблица 4.5 – Техническая характеристика сгустителя

Наименование операции	Q, т/сут	q, т/м <sup>2</sup> ·сут	S сгущения расчетная, м <sup>2</sup>	S сгущения паспортная, м <sup>2</sup>	Принимаемый сгуститель	К-во
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:

$$V_{\text{общ}} = \frac{V_n \times t_{\text{ц}}}{24 \text{ час}}, \text{ м}^3; \quad (20)$$

где  $V_n$  – объем пульпы, поступающей на цианирование, м<sup>3</sup>/сут.

$t_{\text{ц}}$  – время цианирования, час;

$$V_{\text{общ.}} = 701,8 \text{ м}^3;$$

Объем одного аппарата цианирования определяем по формуле:

$$V_1 = \frac{V_{\text{общ}}}{n_{\text{с.ц}}}, \text{ м}^3; \quad (21)$$

где  $V_{\text{общ}}$  – общий объем аппаратов, м<sup>3</sup>;

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

$$V_1 = 233,93 \text{ м}^3;$$

Количество аппаратов цианирования определяем по формуле:

$$n = \frac{V_{\text{общ}}}{V_1}, \text{ шт.} \quad (22)$$

где  $V_{\text{общ}}$  – общий объем аппаратов, м<sup>3</sup>;

$V_1$  – объем одного аппарата, м<sup>3</sup>;

$$n = 3 \text{ шт.}$$

К установке принимаем три перемешивателя предварительного цианирования объемом 342 м<sup>3</sup> (Китай).

#### 4.6 Выбор оборудования для сорбционного выщелачивания

Определяем объем аппаратов сорбционного выщелачивания по формуле:

$$V_{\text{общ}} = \frac{V_n \times t_{\text{с}}}{24 \text{ час}}, \text{ м}^3; \quad (23)$$

где  $V_n$  – объем пульпы, поступающей на сорбционное выщелачивание, м<sup>3</sup>/сут;

$t_{\text{с}}$  – время сорбции, час;

$$V_{\text{общ}} = 1403,7 \text{ м}^3;$$

Объем одного аппарата сорбционного выщелачивания определяем по формуле:

$$V_1 = \frac{V_{\text{общ}}}{n_{\text{с.с.}}}, \text{ м}^3;$$

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

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

$$V_1 = 233,9 \text{ м}^3;$$

Количество аппаратов сорбционного выщелачивания определяем по формуле:

$$n = \frac{V_{\text{общ}}}{V_1}, \text{ шт.} \quad (24)$$

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

$V_1$  – объем одного аппарата,  $\text{м}^3$ ;

$$n = 6 \text{ шт.}$$

К установке принимаем перемешиватель сорбции в комплекте с дренажными сетками и аэролифтами объемом  $342 \text{ м}^3$  (Китай).

#### **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-х теплообменников и одного автоклава емкостью  $3 \text{ м}^3$ .

Продолжительность процесса десорбции составляет 2 часа [3].

#### **4.8 Выбор оборудования для электролиза**

Количество золотосодержащего щелочного раствора составило –  $28,49 \text{ м}^3/\text{сут}$ .

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:  $28, 49:48=0,59$  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 т/сут или 2,4 м<sup>3</sup>/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 м<sup>3</sup> -1 шт.

#### 4.10 Выбор оборудования для термической реактивации

На реактивацию поступает 1,2 тонн угля в сутки или 0,05 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 объем пульпы поступающей на обезвреживание составит  $V_n=3524$  м<sup>3</sup>/сут. Продолжительность процесса хлорирования 0,4 ч [21].

Определяем общий объем емкостей ( $V_{общ}$ ) для процесса хлорирования и выдержки:

$$V_{общ} = \frac{V_n \cdot t_{ц}}{24 \text{ час}} = \frac{3524 \cdot 0,4}{24} = 58,73 \text{ м}^3; \quad (25)$$

где  $t_{ц}$  - время цикла, час.

Определяем необходимое количество емкостей:

$$58,73 \text{ м}^3 : 40 \text{ м}^3 = 1,47 \text{ шт.}$$

Принимаем к установке три контактных чана КЧР-40 объемом 40 м<sup>3</sup>.

## 5 ХВОСТОВОЕ ХОЗЯЙСТВО

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

Хвостохранилище хвостов ЗИФ – овражного типа, расположено в долине руч. Промыслового, в 140 м юго-восточнее ЗИФ. Хвостохранилище комбинированного типа. Хвостохранилище можно классифицировать как «хвостохранилище постепенного возведения», в котором сначала отсыпается дамба 1-ой 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

№ пп	Наименование	Единица измерения	Количество	
			Секция 1	Секция 2
1	2	3	4	5
1	Полезная площадь	тыс.м <sup>2</sup>	208,00	123,30
2	Полезный объем	тыс.м <sup>3</sup>	2093,92	1663,49
3	Общий объем	тыс.м <sup>3</sup>	2526,00	1866,00
4	Вместимость	тыс.м <sup>3</sup>	1941,68	1433,66
5	Коэффициент использования площади		9,3	11,6
6	Коэффициент использования емкости		0,92	0,86
7	Минимальный уровень воды	м	669,00	636,10
8	Уровень заполнения хвостами	м	686,00	650,80

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

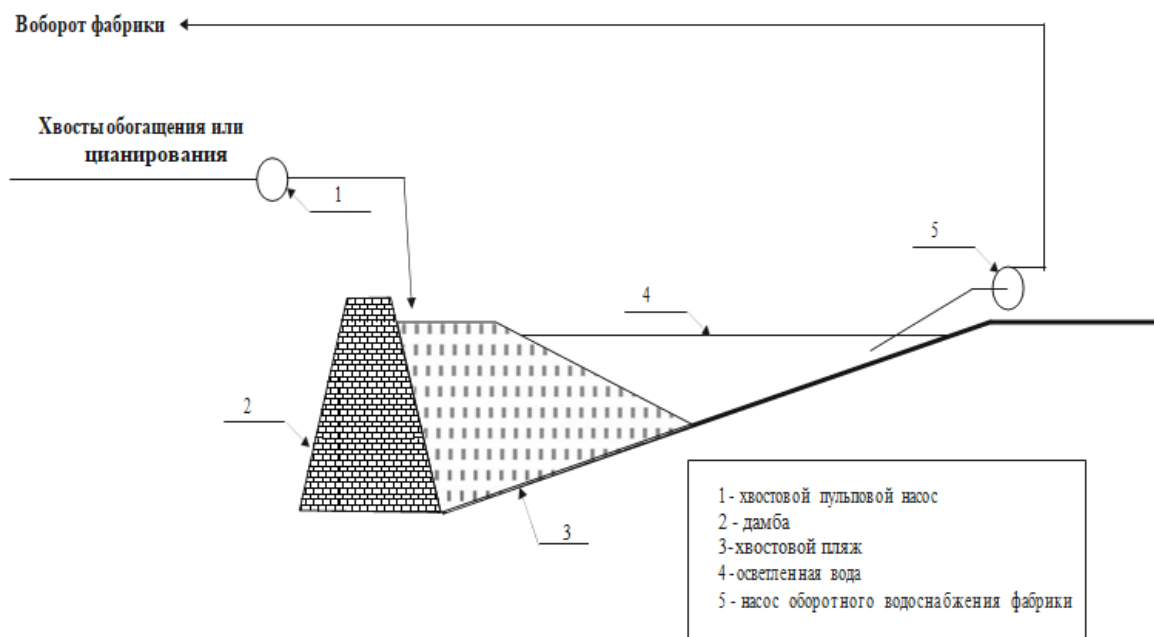


Рисунок 5.1 – Аппаратурная схема процесса складирования хвостов в хвостохранилище наливного или намывного типа



## 6 РЕАГЕНТНОЕ ХОЗЯЙСТВО

Отделение приготовления раствора цианида:

По расчету расход приготовленного раствора цианида натрия составляет 15,353 м<sup>3</sup>/сут. с концентрацией 10 %. К установке приняты:

- 1 установка приготовления растворов реагентов УР-2М/Б;
- 2 контактных чана КЧР-25А, V=25 м<sup>3</sup>, один из которых используется для приготовления реагентов, второй – в качестве аварийной емкости и в рабочем резерве [29].

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 % - ный 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 концентромер на цианид.

Тара из-под цианида подвергается обезвреживанию раствором гипохлорита кальция в емкости для обезвреживания в течение 2 часов. Вместимость емкости - 6 барабанов. Для поддержания pH 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 м<sup>3</sup>/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 (смыть 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 м<sup>3</sup>/сут. с концентрацией 10 %. К установке приняты:

- 2 контактных чана КЧР-6,3А, V=6,3 м<sup>3</sup>, один из которых используются 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 специальную 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 м<sup>3</sup>/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 м<sup>3</sup>/сут. с концентрацией 10,5 %.

К установке приняты:

- 2 контактных чана КЧР-50А,  $V=50 \text{ м}^3$ , 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 доставляются 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%-ный раствор [2].

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 сблокированы 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 [21], не зависимо 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 м<sup>3</sup>/ч подается в процесс [29].

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 приямок. 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 аэрозолей гидроцианида - в фильтрах ФВГ-П-М-СЦ. Коэффициент очистки по данным завода-изготовителя – 90 %. От аэрозолей щелочи - в фильтре типа ФВГ-П-М. Коэффициент очистки по данным завода-изготовителя – 96 %. От пыли извести очистка воздуха производится в прямооточном циклоне Ц/П-2500/SP. Коэффициент очистки по данным завода-изготовителя - 90%. В помещениях приготовления цианида и гипохлорита кальция предусмотрена аварийная вентиляция, заблокированная 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

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 [29].

В соответствии с ожидаемыми электрическими нагрузками на площадке 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  $Y_n/\Delta$ -11, ЗАО «ГК «Электрощит» ТМ-Самара» (Приложение Ж);

-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 смонтированным 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 электрозащитных средств [24].

Максимальная мощность энергопринимающих устройств – 6160 кВт, включая:

1600кВт - 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-го 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 пром-



площадке 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 МКУ 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 подотвальных вод [30].

Для электроснабжения проектируемых объектов хвостового хозяйства 2-ой секции: дренажной насосной станции №2, насосной оборотного водоснабжения №1, №2, освещения дамб трансформаторная подстанция ТП-

7 переносится на площадку 2-ой 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-ой, 2-ой 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 автоматические, 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 оборудованию, а также в стальных электросварных трубах [21].

Электроснабжение объектов хвостового хозяйства предусматривается по проектируемой ВЛ-6 кВ, выполняемой проводами СИП-3 сечением 3(1x50) мм<sup>2</sup> 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 4x50 мм<sup>2</sup> по деревянным опорам с ж.б. подножником, серия 3.407-96 «Передвижные опоры для низковольтных воздушных линий электропередачи горных предприятий».

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 4x50 мм<sup>2</sup> по деревянным опорам с ж.б. 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 [30].

## 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. Соловьевск [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. Соловьевск, снабжаемых водой от существующего скважинного водозабора АО «Прииск Соловьевский». 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» [27]. Для хранения запаса питьевой воды предусмотрена водонапорная башня с баком емкостью 50 м<sup>3</sup> и высотой опоры 4 м. 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 краской БТ-177 в 2 слоя по грунтовке ГФ-021.

Противопожарное водоснабжение:

Источником производственного и противопожарного водоснабжения является поверхностный источник - водохранилище на р. Большой Янкан. Настоящим проектом выполнена проверка достаточности емкости водохранилища для водоснабжения объектов [3].

Фактическое водопотребление составит: 403866 м<sup>3</sup>/год.

Система оборотного водоснабжения:

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

С учетом объема воды для установки принят резервуар производственной воды полезным объемом 500 м<sup>3</sup>. Геометрический объем резервуара с учетом отметки трубопровода слива сгустителя составляет 700 м<sup>3</sup>. 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-е группы насосов. 1-я группа работает равномерно в течение 24 часов в сутки, 2-я группа работает периодически. К установке приняты насосы: 1-я группа К 200-150-250/4-5 (2 рабочих и 1 резервный) обеспечивающие суммарную подачу расчетного расхода 394 м<sup>3</sup>/ч с напором 20 м; 2-я группа КМ 80-65-160б/2-5 (1 рабочий и 1 резервный) обеспечивающие подачу расчетного расхода 50 м<sup>3</sup>/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 обратного водоснабжения ЗИФ прокладываются из стальных электросварных труб диаметром 377x6÷89x3 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 [29].

# 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.

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  $+5^{\circ}\text{C}$ , в помещении обогрева склада извести  $+23^{\circ}\text{C}$ .

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

2. Корпус ЗИФ и ГОФ

Температура внутреннего воздуха принята по заданию технологов: в производственных помещениях  $+16^{\circ}\text{C}$ , в операторских пунктах и диспетчерской  $+22^{\circ}\text{C}$  [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 – однетрубные вертикальные с верхней разводкой. Для от-

ключения 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].

### 3. 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 – однетрубная вертикальная с верхней разводкой. В качестве нагревательных приборов приняты регистры из гладких труб.

### 4. АБК

Система отопления здания однетрубная 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».

### 5. КПП

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.

### 6. Расходный склад реагентов

Склады в контейнерах неотапливаемые.

### 7. 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 также от системы отопления. Отопление вспомогательных помещений осуществляется системой отопления [4].

Площадка хвостового хозяйства:

1. Дренажные насосные станции -2шт

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.

2. Насосные станции обратного водоснабжения - 2шт.

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**

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 [26].

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 помещениях, из верхней зоны административно-бытовых помещений и производственных с теплоизбытками. В приточных камерах организо-

ван 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 [30].

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 электрической части проекта предусмотрена сигнализация о работе вентсистем [30].

Для помещений, работающих круглосуточно и круглогодично, 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 канальные 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 согласно п.7.2.10 СП 60.13330.2012 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 [29].

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

Воздуховоды систем вентиляции приняты класса «П» из оцинкованной стали ГОСТ 14918-80\* и тонколистовой стали ГОСТ 19904-90\* с антикоррозийным покрытием. Толщина стали принята согласно СП 60.13330.2012 приложение «Л».

Конструктивные решения по прокладке воздуховодов, по месторасположению вентиляционного оборудования приняты по разделу 7.11 СП 60.13330.2012 и разделу 6 СП 7.13130.2013, с учетом удобства их монтажа и обслуживания.

Изоляция воздуховодов принята теплоизоляционными рулонами «К-Флекс» толщиной 13 мм с покрытием «AL Clad» самоклеющиеся. Транзитные воздуховоды со степенью огнестойкости 0,5 часа, изолируются системой комплексной защиты «ET-Vent 30»: материалом базальтовым огнезащитным МБОР -5Ф толщиной 5 мм с термостойким высокоадгезивным клеящим составом «Плазас».

## 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 ведется автоматический контроль следующих параметров:

- рН 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 [32].

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. Гидрометаллургическая переработка и отделение обезвреживания:

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

- расход воды на гидрометаллургические переделы;

- расход реагентов на цианирование и обезвреживание;

- режимные параметры сорбционного цианирования, электролиза, десорбции и реактивации угля [32].

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 [23].

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 ПОДЪЕМНО-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.

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 [29].

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 [34].



## 12 АВТОМАТИЗАЦИЯ И МЕХАНИЗАЦИЯ ПРОИЗВОДСТВЕННОГО ПРОЦЕССА

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

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 [29].

Для контроля параметров технологического процесса проектом предусмотрены приборы КИПиА. Контроль параметров и сигнализация предусматриваются 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 приямках. Датчики уровня заблокированы 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 WIKА мод.233.50;
- преобразователи рН, ОВП - JUMO «AQUIS 500 рН»;
- 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 [29].

## 13 ПРОИЗВОДСТВЕННАЯ И ЭКОЛОГИЧЕСКАЯ БЕЗОПАСНОСТЬ

### 13.1 Электробезопасность

Электробезопасность – это система организационных и технических мероприятий и средств, обеспечивающих защиту людей от вредного и опасного воздействия электрического тока, электрической дуги, электромагнитного поля и статического электричества [36].

Опасное и вредное воздействия на людей электрического тока, электрической дуги и электромагнитных полей проявляются в виде электротравм и профессиональных заболеваний.

К работе в электроустановках допускаются лица, прошедшие инструктаж и обучение безопасным методам труда, проверку знаний правил безопасности и инструкций в соответствии с занимаемой должностью применительно к выполняемой работе с присвоением соответствующей квалификационной группы по технике безопасности и не имеющие медицинских противопоказаний, установленных Министерством здравоохранения. При работе в электроустановках необходимо знать правила охраны труда, устройство, правила эксплуатации и ремонта обслуживаемого электрооборудования [36].

Оборудование, устройства и приборы должны соответствовать требованиям нормативных документов. Электроустановки и их части должны быть выполнены таким образом, чтобы работающие не подвергались опасным и вредным воздействиям электрического тока и электромагнитных полей, и соответствовать требованиям электробезопасности [12].

Оборудование должно быть установлено на прочном фундаменте и надёжно закреплено и находиться в исправном состоянии.

Стационарные ограждения и защитные устройства должны быть установлены на месте и надёжно закреплены.

Запрещено работать неисправным инструментом, на неисправном оборудовании, при отсутствии или неисправности ограждений.

К работе по обслуживанию станков, сосудов, работающих под давлением, электрооборудования, электро- и пневмоинструмента, грузоподъемных механизмов могут быть допущены работники, прошедшие специальную подготовку, проверку знаний и имеющие об этом отметку в квалификационном удостоверении.

### **13.2 Пожаробезопасность**

В соответствии с требованиями ГОСТ 12.1.004-91 ССБТ «Пожарная безопасность. Общие требования» [5] пожарная безопасность проектируемого объекта обеспечивается: системой предотвращения пожара; системой противопожарной защиты; организационно-техническими мероприятиями.

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; применением средств противопожарной защиты [35].

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 соответствие с требуемой степенью огнестойкости, ограничение на путях эвакуации применения горючих материалов;

– Обеспечение объекта требуемым расходом воды для целей наружного и внутреннего пожаротушения [5,25].

### **13.3 Охрана труда**

Цеха ЗИФ, где проводятся процессы обогащения полезных ископаемых относятся к опасным производственным объектам.

В связи с этим, на работу принимаются лица не моложе 18 лет, прошедшие медицинский осмотр и соответствующий инструктаж. Все обученные по профессии рабочие должны пройти инструктаж по технике безопасности (вводный и на рабочем месте) по утвержденной программе в соответствии с «Положением о порядке обучения и инструктажа рабочих безопасным приемам и методам труда» [33]. Все рабочие и инженерно-технические работники в соответствии с утвержденными нормами должны быть обеспечены и обязаны пользоваться индивидуальными средствами защиты: предохранительными поясами, касками, рукавицами, спецодеждой, спец. обувью в соответствии с условиями работы [22]

Инженерно-технические работники обязаны проверять выполнение исполнителями работ обязанностей, установленных отраслевой «Типовой системой обеспечения безопасных условий труда, состояния техники безопасности», принимать меры к устранению выявленных нарушений.

#### **13.3.1 Защита от шума и вибрации**

В период эксплуатации предприятия будет оказываться акустическое воздействие на атмосферу. Шум возникает при работе вентиляционных систем, технологического оборудования и передвижения транспорта. Основными и постоянными источниками шума на предприятии второй очереди будут являться: работа автотранспорта, бульдозеров, вентиляторы, расположенные на зданиях и трансформаторные подстанции [18].

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-х 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 малозумных 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.

### 13.4 Охрана окружающей среды

При работе ЗИФ происходит загрязнение окружающей среды

При выполнении данного проекта большое внимание уделено сохранению и восстановлению природной среды, рациональному использованию природных ресурсов, обеспечению экологической безопасности, предотвращению негативного воздействия на окружающую среду и ликвидации последствий такой деятельности [28].

#### 13.4.1 Охрана атмосферного воздуха

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

Для снижения выбросов будут использованы:

- 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 будет подвергаться очистке в циклонах типа СИОТ-М. Коэффициент очистки составляет 95% [34].

- в корпусе ЗИФ в отделении цианирования и сорбции очистка отаэрозоли-гидроцианида и щелочи будет производиться в высоко эффективных фильтрах ФВГ-П-М-СЦ. Эффективность составляет 90%.

- в отделении реактивации и отделении приготовления известкового молока очистка от пыли извести и угля очистка воздуха будет производится в прямоточном циклоне Ц/П-2500/SP. Заявленная эффективность - 90%.

- в отделении приготовления щелочи очистка от аэрозолей щелочи будет производиться в фильтрах ФВГ-П-М. Коэффициент очистки по данным завода-изготовителя – 96%.

- в плавильном отделении будет оборудовано аппаратом 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 будет 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% [34].

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

#### 13.4.2 Охрана поверхностных и подземных вод

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 [8,16].

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. Русло отвод 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 [8].

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 вод охраняемых 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 предприятия 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 [20].

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 [28].

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

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 водоохранных 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. После применения мер по смягчению на втором этапе «слабое». В качестве основных воздействий на подземные воды в период эксплуатации рассмотрены следующие возможные факторы: случайные утечки реагентов; аварийные утечки сточных вод из накопителей [32].

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 [28].

#### 13.4.3 Охрана недр и почв

Почвенный (потенциально-плодородный) слой является ценным медленно возобновляющимся природным ресурсом. При ведении строительных работ, прокладке линий коммуникаций, добыче полезных ископаемых и всех других видах работ, приводящих к нарушению или снижению свойств почвенного (потенциально-плодородного) слоя, последний подлежит снятию, перемещению в резерв и использованию для рекультивации нарушенных земель или землеваяния малопродуктивных угодий [9,10].

В период эксплуатации в качестве мероприятий по охране земель предусмотрено:

- оборудование рабочих мест и бытовых помещений контейнерами для бытовых и строительных отходов и своевременную их передачу лицензированным и специализированным организациям по размещению или переработке отходов;
- содержание территории предприятия в чистоте;
- организация селективного сбора и временного хранения образующихся отходов;
- временное хранение отходов на специально организованных местах в металлических контейнерах с крышками, исключающих контакт отходов с окружающей средой;
- выявление и предотвращение возможных отрицательных воздействий почв, загрязненных вредными веществами свыше установленных предельно

допустимых концентраций, на жизнь и здоровье человека, окружающую среду и природные ресурсы;

– не допускается сброс загрязняющих веществ на почвы [11].

Для предотвращения загрязнения почв (грунтов) нефтепродуктами, под картер двигателей, являющихся приводами насосных и электрических станций, сварочных аппаратов, устанавливаются металлические поддоны, в которые собираются нефтепродукты. Также поддоны устанавливаются под краны и насосы расходных топливных емкостей. Собранные нефтепродукты наряду с отходами моторных, трансмиссионных и гидравлических масел передаются для утилизации специализированным организациям [14].

#### 13.4.4 Охрана растительного и животного мира

Участок под разработку месторождения расположен на землях лесного фонда. Участок занят в основном малопродуктивными лиственничными насаждениями низких бонитетов. Мероприятия по охране лесов предусматривают обеспечение правильного производства работ и пожарную безопасность в лесах [37].

На отведенном для производства работ в аренду участке все лесопорубочные работы будут выполняться в соответствии с «Правилами рубок леса». Вся древесина выпиливается, разделяется непосредственно на отведенном участке и складывается в согласованном лесничеством месте. Предприятие согласно приобрести всю заготовленную древесину по средней аукционной цене для последующего использования. Сучья, ветки и кустарник сгребаются в кучи, где сохраняются для естественного перегнивания или сжигаются в пожаробезопасные периоды с соблюдением правил пожарной безопасности. Не допускается размещение куч за границей отведенного участка и у стен «живого» леса [37].

В конце промывочного сезона и на следующий год выполняется рекультивация нарушенных земель под естественное лесозарастание. Восстановление на их поверхности плодородного слоя и наличие по контуру участ-

ков стен растущего леса способствует ускоренному возобновлению вначале лиственной растительности, а в последующие и хвойные породы деревьев.

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 неё 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 [16].

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.

При соблюдении следующих мероприятий будет уменьшено воздействие биологическую флору:

- ведение горных работ строго в границах отведенного лесного участка;
- проезд техники исключительно по существующим или построенным в соответствии с согласованием с лесничеством дорогам;
- соблюдение пожарной безопасности на участке с устройством минерализованных полос, исключающих вероятность возгорания прилегающих лесов
- предупреждение случаев любого браконьерства со стороны работников, соблюдение сроков и правил охоты
- Предотвращение проливов нефтепродуктов, а в случае их возникно-

вения – оперативная ликвидация.

- Складирование и вывоз отходов производства и потребления в соответствии с принятыми в проекте решениями.

- Санация подконтрольных территорий [37].

## 14 СПЕЦИАЛЬНАЯ ЧАСТЬ

Целью специальной части является анализ возможности применения нетоксичных реагентов для растворения золота.

Для гидрометаллургии уже довольно долгий период времени лидирующую позицию занимает цианид натрия, который служит для получения золота из руд коренных месторождений. Цианистый процесс позволяет извлечь максимальный процент золота из руд. Распространение данной технологии послужила экономическая выгода и технологическая простота самого, в отличие от других металлургических процессов.

Не смотря на приоритетные позиции использования цианида не безопасно для обслуживающего персонала без проведения серии комплексных мероприятий по его обезвреживанию.

Именно эта проблема остро стоит перед всеми золото перерабатывающими фабриками Российской Федерации и во всем мире. Уже несколько десятков лет ведутся работы по альтернативной замене цианидов на другие растворители. И хотя уже известны около 40 выщелачивающих систем по преобразованию золота и серебра в растворимое состояние, применение цианистого процесса продолжается и является оптимальным [40].

### 14.1 Реагент Flotent GoldSC 570

Реагент Flotent GoldSC 570 выпускается в виде порошка или гранул (шариков), почти не имеет запаха, хорошо растворим в воде. Формула реагента не раскрывается, но указывается, что в нем содержатся  $\text{Na}_2\text{O}$ ,  $\text{N}$ ,  $\text{H}_2\text{O}$ ,  $\text{Ca}$ ,  $\text{Fe}$ ,  $\text{NH}_4$  и другие компоненты. Реагент в Китае сертифицирован в качестве общего груза (код ТН ВЭД: 2929909000), его можно перевозить любым видом транспорта (морским, воздушным, железнодорожным и автомобильным) с меньшими затратами и меньшими процедурами при таможенной очистке согласно общим документам на продукт. Реагент не горюч, не взрывоопасен, неопасен в качестве окислителя, имеет нулевую радиоактивность,

нет опасности для транспортировки. Перед применением реагент растворяют в чистой теплой воде.

Имея высокочувствителен к влаге, несоблюдение хранения, упаковки и транспортировки реагента могут повести к полной потери продукта, что сопутствует увеличению экономических затрат. Так как его стоимость в полтора раза выше стоимости цианида. Однако, можно с уверенностью сказать, по организационным процессам Реагент Flotent GoldSC 570 имеет значительное преимущество.

В Китае считают, что Flotent GoldSC 570 – экологически чистый реагент для выщелачивания золота без цианида – отличная 100-процентная замена цианида натрия в процессах выщелачивания золота и серебра[40].

Производитель выделяет следующие преимущества реагента: простота в эксплуатации в сравнении с цианидами; высокая скорость выщелачивания; низкая токсичность на уровне применяемой при цианировании каустической соды; экологичность; удобная возможность транспортировки и хранения без принятия обычных мер безопасности, как для цианида.

На одном из рудников КНР реагент Flotent GoldSC 570 используется для переработки окисленной руды в агитаторах. При содержании золота в руде 3,33 г/т и крупности помола 90 % 200 меш (-0,074 мм) растворяется 92,25 % драгметалла.

На одном из рудников, перерабатывающем окисленную руду с высоким содержанием илов и углистых веществ методом кучного выщелачивания, по постановлению суда в мае 2011 года было запрещено применение цианида натрия с целью защиты окружающей среды. Это обстоятельство стало поводом для использования Flotent GoldSC 570. Вначале были проведены промышленные испытания с использованием реагента. Кучу орошали раствором реагента с концентрацией 0,7 % в течение 50 суток. Результаты испытаний показали, что при среднем содержании золота в руде 0,48 г/т извлекается 80 % металла (в хвостах содержалось до 0,1 г/т). В феврале 2012 года на руднике было запущено крупномасштабное производство по технологии



кучного выщелачивания с использованием нового реагента с годовой мощностью один миллион кубометров исходной руды.

В 2016 году в России в ООО «НВП Центр-ЭСТАгео» были проведены испытания Flotent GoldSC 570 по альтернативному выщелачиванию пробы первичной руды месторождения «Савкино». Результаты ранее проведенных испытаний по сорбционному цианированию исходной руды показали, что извлечение золота на смолу составило 49,53 % при содержании золота в хвостах 0,72 г/т и исходном содержании 1,43 г/т [39].

Были поставлены опыты на двух навесках, отобранных из 1 пробы: первый – с применением цианида и смолы и второй параллельно – с FlotentGoldSC 570. Результаты представлены в таблице.

Таблица 14.1 - Результаты по выщелачиванию проб исходной руды реагентом цианидом Na и альтернативным реагентом Flotent gold SC 570

Продукт	Содержание золота, г/т	Извлечение золота, %	Расход реагента, кг/т
1	2	3	4
<b>Цианирование</b>			
Смола	0,71	49,53	2,65
Хвосты цианирования	0,72	50,47	
Исходная проба	1,43	100,00	
<b>Альтернативное выщелачивание</b>			
Уголь	0,96	62,34	2,10
Хвосты выщелачивания	0,58	37,66	
Исходная проба	1,54	100,00	

После проведения исследования, на процентных показателях выявилась значительная разница в пользу применения альтернативного реагента на 12,81%, а расход при использовании реагента на 20% меньше цианистого натрия.

При замене цианида натрия на данный реагент в технологии представленной в проекте, можно сделать ориентировочный вывод, что извлечение золота в концентрат увеличится с 85,5 до 92,5 % и исчезнут затраты на обезвреживание хвостов. В экономической части дипломного проекта были сравнены технико-экономические показатели работы обогатительной фабрики с учетом использования в качестве реагентов-растворителей NaCN или Flotent Gold SC 570.

#### **14.2 Реагент Zhaoyuan Gold Machine General Factory Co**

Нецианистый реагент выщелачивания золота компании «Zhaoyuan Gold Machine General Factory Co» заявляется как недорогое, экологически безопасное химическое вещество, обеспечивающее высокое извлечение золота, с возможностью рециркуляции, используемое для кучного выщелачивания или обогащения по методу CIP и CIL. Реагент поставляется в 25-килограммовых упаковках, стоимость одной упаковки –80 долл.

Реагент представляет собой серовато-желтое твердое вещество, растворимое в воде; легко расщепляется гидролизом в нейтральных и щелочных условиях; возможно использование в щелочной среде [40].

В описании к реагенту отмечается, что он применяется с 2005 года на предприятиях по выщелачиванию золота и серебра (таких, например, как «Hengxian», «Baise», «Nandan», «Funing», «Jianshui», «Guangnan»). Вещество характеризуется высоким коэффициентом и малым временем выщелачивания, устойчивым действием, удобством в использовании, широкой областью применения (золотые и серебряные оксидные и упорные руды, сульфидные руды, хвосты и т.д.).

Потребление реагента зависит от особенностей конкретной руды. Как правило, при кучном выщелачивании оксидных руд золота и серебра его потребление составляет приблизительно 50–200 г на тонну материала; при чановом выщелачивании – 200–1000 г на тонну. Процесс применения аналогичен применению цианида натрия, для контроля уровня pH 10~11 использует-

ся известь. Начальная концентрация реагента при кучном выщелачивании – 0,02 %, чановом – 0,05 %.

По заявлению компании, на всех предприятиях реагент показал удовлетворительные результаты извлечения ценного компонента, кроме того, приводятся результаты испытаний (табл. 14.2–14.3).

Таблица 14.2 - Результаты эксперимента по чановому выщелачиванию

Реагент, %	Исходное содержание Au, г/т	Содержание Au в остатке выщелачивания, г/т	Уровень выщелачивания Au, %
0,02	1,08	0,07	93,52

Таблица 14.3 - Результаты эксперимента по выщелачиванию в колонне

Время выщелачивания, дней	Исходное содержание Au, г/т	Содержание Au в остатке, г/т	Уровень выщелачивания Au, %
10	1,08	0,16	85,20

Исследованный реагент представляет собой химическую смесь, состоящую из тиосульфата, полимеризованного цианамид натрия и ряда других веществ. Согласно отчету фармакологического департамента Гуанси-Чжуанского медицинского Университета (Guangxi Medical University), данный реагент мало токсичен, а при использовании на производстве в концентрации 0,05 % безопасен для людей и окружающей среды.

### 14.3 Реагент Goldix

Goldix представляет собой реагент выщелачивания, состоящий из  $\text{Na}_2\text{O}$ , N,  $\text{H}_2\text{O}$ , Ca, Fe,  $\text{NH}_4$  и некоторых других веществ собственной разработки. Реагент поставляется в 25-килограммовых упаковках или контейнерах по 1 т. Стоимость колеблется от 3,0 тыс. \$ до 3,6 тыс. \$ за метрическую тонну.

Как указано на сайте компании, реагент отличается малой токсичностью, относительной безопасностью для окружающей среды, широким спектром применения, высоким уровнем выщелачивания [39].

По заверению «Florrea», Goldix 570 способен полностью заменить собой цианид натрия, цианид калия и цианид кальция и уже широко применя-

ется в качестве выщелачивателя на рудниках по добыче золота и серебра при кучном выщелачивании, выщелачивании из отвалов, обогащении по методу СІР.

По своим физическим характеристикам Goldix 570 представляет собой твердое кусковое, гранулированное или порошкообразное вещество практически без запаха. Другие особенности реагента указаны в табл. 14.4.

Таблица 14.4 - Особенности реагента «Goldix 570», как указано на сайте компании «Florrea»

Новая разработка	Высокий уровень извлечения
1	2
Goldix 570 – одно из самых значительных научных достижений специалистов компании	Goldix 570 способен эффективно выщелачивать золото; его использование повышает уровень извлечения Au при высоком уровне выщелачивания; реагент подходит для крупных промышленных предприятий
Высокий уровень и малое время выщелачивания	Высокая скорость рециркуляции
Реагент способен эффективно выщелачивать ионы золота, по сравнению с цианидом натрия отличается высоким уровнем и малым временем выщелачивания	Производственный цикл Goldix 570 (фильтрация через кучу) на 25 % меньше, чем при использовании цианида натрия
Стабильная продуктивность	Меньший расход
Низкие расходы	Малая токсичность и экологичность
Использование Goldix 570 способствует сокращению различных расходов при покупке, транспортировке, хранении, охране труда.	Его использование позволяет снизить экологический ущерб по сравнению с цианидом натрия. Результаты испытаний на токсичность, выполненных Китайским центром по контролю и предотвращению болезней (China Centre for Disease Control and Prevention) показывают, что значение LD50 (полуметальная доза) составляет 50,1 мг/кг, то есть ниже, чем при использовании каустической соды (LD5=40 мг/кг)
Удобство в использовании	Транспортировка любым видом транспорта: морская, воздушная, железнодорожная и наземная
Цикл выщелачивания и извлечения с применением Goldix 570 аналогичен схеме с цианидом натрия, однако более легкий. Обогащенный или бедный раствор может использо-	Goldix 570 сертифицирован как тарно-упаковочный груз. Поставляется с меньшими расходами, процедурами и документами

ваться повторно	
-----------------	--

Goldix 570 – щелочная смесь с уровнем pH=11,6. Если pH падает ниже 10, в качестве стабилизатора используется известь (CaO<sub>2</sub>) или каустическая сода (NaOH). Опыт показывает, что наибольшей эффективности выщелачивания с помощью Goldix 570 можно достичь при pH=11,4.

Рекомендуемая концентрация реагента составляет 3–11 %, оптимальное же значение определяется в зависимости от характеристик руды и содержания золота. Расход аналогичен расходу цианида (примерно 100–300 г на тонну руды). На скорость и уровень выщелачивания некоторое влияние оказывает температура окружающей среды; реагент рекомендуется использовать при температуре выше 10 °С.

#### **14.4 Другие растворители золота**

В Иргиредмете проводятся систематические исследования по изучению и технологической оценке растворителей (тиокарбамид (тиомочевина)), тиосульфаты натрия и аммония, галоиды (хлор, бром, йод), а также некоторые органические соединения (например, гуматы и аминокислоты)) в сопоставлении с цианидами. При этом учитывались следующие факторы: кинетическая активность и селективность действия растворителей, их агрессивность по отношению к различным конструкционным материалам, стоимость реагентов (с учетом возможностей крупномасштабного производства), наличие эффективных методов извлечения металлов из растворов, а также надежных способов обезвреживания сточных вод и хвостов гидрометаллургического производства.

Для более точной оценки возможности применения этих реагентов-растворителей в производственном масштабе, необходимо более тщательное их изучение и испытание различных типах руд.

По всем приведённым реагентам можно подвести итог, что для прогрессирующей золотодобывающей промышленности, наука, специализиру-

ющаяся в данной отрасли, имеет различные возможности для создания бесцианидных гидрометаллургических процессов извлечения драгоценного металла из рудного сырья [39].

Некоторые из этих процессов уже сегодня готовы к промышленной реализации и заслуживают самого пристального внимания со стороны специалистов науки и производства.

## 15 ЭКОНОМИЧЕСКАЯ ЧАСТЬ

Целью разработки экономической части является разработка 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.

### **15.1 Бизнес идея проекта**

Бизнес идеей дипломного проекта является появление новых экологически чистых технологий, увеличивающих извлечение полезного компонента.

### **15.2 Финансирование проекта**

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

### **15.3 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 [9].

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.

Количество время на ремонтное обслуживание - 36 дней.





Фонд рабочего времени оборудования вычисляется:

$$T_{\text{раб}} = T_{\text{кал}} - T_{\text{рем}}, \text{ дней}; \quad (26)$$

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

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

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

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

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	1	1	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	31	
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 расчета эффективного рабочего времени  $T_{\text{эф}}$  составляется годовой баланс рабочего времени (таблица 15.2).

Таблица 15.2 - Баланс рабочего времени на одного сотрудника.

№	Наименование	Дни
1	2	3
1	Календарное время, $T_{\text{кал}}$	365
2	Количество 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

### 15.4 Производственная программа и товарная продукция фабрики

Производственная программа по сырью  $ПП_{\text{с}} = 600000$  т/год;

Производственная программа по концентрату  $ПП_{\text{к}}$  увеличивается с за счет роста извлечения 1331,53 до 1440 кг/год.

Фактическая  $ПП_{\text{к}} = 1331,53$  кг/год, проектная  $ПП_{\text{к}} = 1440$  кг/год.

Товарный продукт рассчитывается по ценам предприятия на продукцию по формуле:

$$ТП = ПП_{\text{к}} \cdot Ц_{\text{к}} \cdot ХЧ / 100 \%, \text{ руб/год}; \quad (27)$$

где  $ПП_{\text{к}}$  – производственная программа по концентрату, г/год;

$Ц_{\text{к}}$  – цена за 1 грамм золота (3200 руб/грамм);

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

*Фактическая ТП:*

$$ТП = 1331530 \times 3200 \times 95/100 = 4047851200 \text{ руб/год.}$$

*Проектная ТП:*

$$ТП = 1440000 \times 3200 \times 95/100 = 4377600000 \text{ руб/год;}$$

### 15.5 Численность трудящихся и заработная плата

Различают число работников, ежедневно выходящих на работу (явочную) и число работников по штату (списочную) 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
<b>Переработка руды</b>				
<b>Рабочие:</b>				
<b>Узел крупного дробления</b>				
Дробильщик	1	1	2	4
Машинист конвейера	1	1	2	4
Бункеровщик	1	1	2	4
<b>Итого</b>	<b>3</b>	<b>3</b>	<b>6</b>	<b>12</b>
<b>Наземный склад дробленой руды</b>				
Машинист погрузчика	1	1	2	4
Машинист питателя	1	1	2	4
<b>Итого</b>	<b>2</b>	<b>2</b>	<b>4</b>	<b>8</b>
<b>Отделение измельчения</b>				
Машинист мельниц	2	2	4	8
Машинист насосных установок	1	1	2	4
<b>Итого</b>	<b>3</b>	<b>3</b>	<b>6</b>	<b>12</b>
<b>Отделение гравитации</b>				
Концентраторщик	1	1	2	4
<b>Итого</b>	<b>1</b>	<b>1</b>	<b>2</b>	<b>4</b>
<b>Отделение сгущения</b>				
Аппаратчик сгустителя	1	1	2	4
<b>Итого</b>	<b>1</b>	<b>1</b>	<b>2</b>	<b>4</b>
<b>Отделение цианирования и сорбции</b>				
Аппаратчик-гидрометаллург	2	2	4	8
Машинист насосных установок	2	2	4	8
<b>Итого</b>	<b>4</b>	<b>4</b>	<b>8</b>	<b>16</b>
<b>Отделение интенсивного цианирования</b>				
Аппаратчик-гидрометаллург	2	2	4	8
<b>Итого</b>	<b>2</b>	<b>2</b>	<b>4</b>	<b>8</b>
<b>Отделение десорбции, электролиза и регенерации</b>				
Аппаратчик-гидрометаллург, занятый на автоклавах и выщелачивании	2	2	4	8
Машинист сушильной установки	1	1	2	4
<b>Итого</b>	<b>3</b>	<b>3</b>	<b>6</b>	<b>12</b>

Продолжение таблицы 15.3

Наименование подразделений и профессий	Явочная численность			Списочная численность
	1 смена	2 смена	Сутки	
1	2	3	4	5
<b>Плавильное отделение</b>				
Плавильщик-упаковщик, весовщик	2		2	4
Кассир	1		1	2
<b>Итого</b>	<b>3</b>	<b>0</b>	<b>3</b>	<b>6</b>
<b>Компрессорная</b>				
Машинист компрессорных установок	1	1	2	4
<b>Итого</b>	<b>1</b>	<b>1</b>	<b>2</b>	<b>4</b>
<b>Отделение обезвреживания</b>				
Оператор обезвреживания	2	2	4	8
<b>Итого</b>	<b>2</b>	<b>2</b>	<b>4</b>	<b>8</b>
<b>Отделение приготовления реагентов</b>				
Растворщик реагентов (с прим.циан.раств.)	2	2	4	8
Растворщик реагентов	4		4	8
<b>Итого</b>	<b>6</b>	<b>2</b>	<b>8</b>	<b>16</b>
<b>ОТК. Экспресс-анализ</b>				
Весовщик	1	1	2	4
Пробоотборщик (с цианосод.растворами)	1	1	2	4
Пробоотборщик (2% двуокиси кремния)	1	1	2	4
Контролер ОТК	1	1	2	4
Лаборант ОТК	1	1	2	4
Лаборант экспресс-анализа	1	1	2	4
<b>Итого</b>	<b>6</b>	<b>6</b>	<b>12</b>	<b>24</b>
<b>ШОУ</b>				
Концентраторщик	3	0	3	6
<b>Итого</b>	<b>3</b>	<b>0</b>	<b>3</b>	<b>6</b>
<b>Ремонтная бригада ЗИФ</b>				
Слесарь дежурный по ремонту оборудования	1	1	2	4
Слесарь дежурный по ремонту электрооборудования	1	1	2	4
Слесарь-ремонтник	2		2	4
Электрогазосварщик	1		1	2
Машинист крана	1	1	2	4
Электрослесарь	2		2	4
Электрослесарь КИПиА	1		1	2
<b>Итого</b>	<b>9</b>	<b>3</b>	<b>12</b>	<b>24</b>
<b>Всего рабочие по узлу переработки руды</b>	<b>46</b>	<b>33</b>	<b>79</b>	<b>154</b>

## Окончание таблицы 15.3

Наименование подразделений и профессий	Явочная численность			Списочная численность
	1 смена	2 смена	Сутки	
1	2	3	4	5
<b>ИТР и служащие</b>				
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
<b>Итого ИТР</b>	<b>7</b>	<b>3</b>	<b>10</b>	<b>20</b>
<b>Всего по переработке руды</b>	<b>53</b>	<b>36</b>	<b>89</b>	<b>174</b>
<b>Хвостовое хозяйство</b>				
<b>Рабочие</b>				
Рабочий карты намыва	2		2	4
Машинист насосных установок	1		1	2
<b>Итого</b>	<b>3</b>	<b>0</b>	<b>3</b>	<b>6</b>
<b>ИТР и служащие</b>				
Мастер	1		1	2
<b>Итого</b>	<b>1</b>	<b>0</b>	<b>1</b>	<b>2</b>
<b>Всего по хвостовому хозяйству</b>	<b>4</b>	<b>0</b>	<b>4</b>	<b>8</b>

Таблица 15.4 – Фонд заработной платы переработки и хвостового хозяйства

Наименование	Средне- месячная 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
<b>Переработка руды</b>					
<b>ИТР и служащие</b>					
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
<b>Итого</b>			<b>10</b>	<b>20</b>	<b>17280</b>

Продолжение таблицы 15.4

Наименование	Средне- месячная 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
<b>Рабочие</b>					
Узел крупного дробления	60000	12	6	12	8640
Наземный склад дробленой руды	60000	12	4	8	5760
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 ре- агентов	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
<b>Итого</b>			<b>79</b>	<b>154</b>	<b>103680</b>
<b>Хвостовое хозяйство</b>					
Мастер	75000	12	1	2	1800
Рабочие (машинист насосных установок и рабочий карты намыва)	50000	12	3	6	3600
<b>Итого</b>			<b>4</b>	<b>8</b>	<b>5400</b>
<b>Итого по переработке</b>			<b>93</b>	<b>182</b>	<b>109080</b>
Отчисления в страховой фонд (26%)					28360,8
<b>Всего с отчислениями</b>					<b>137440,8</b>

### 15.6 Производительность труда

Производительность напрямую зависит от эффективности труда и имеет экономическое и социальное значение, которое необходимо рассматривать на макро- и микроуровне.

Производительность по руде:

$$P_p = Q_{\text{год}}/Ч_{\text{сп}} \text{ т/год чел}; \quad (28)$$

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

Производительность по концентрату:

$$P_{\text{тп}} = \text{ТП}/Ч_{\text{сп}} \text{ руб/год чел}; \quad (29)$$

$$P_{\text{тп}} = 4377600000/462 = 9\,475\,324,675 \text{ руб/год чел.}$$

### **15.7 Основные фонды, их стоимость и амортизация**

Составной частью имущества предприятия — это основные фонды.

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

К ним относятся средства труда со сроком службы более одного года и стоимостью более 100 ММЗП (с 1997 г.) за единицу (ММЗП – минимальная месячная заработная плата).

Важнейшим показателем производственной структуры ОПФ является доля активной части в их общей стоимости. Это связано с тем, что объем выпуска продукции, производственная мощность предприятия, другие экономические показатели работы предприятия в значительной мере зависят от величины активной части ОПФ.

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	Кол-во единиц, шт.	Балансовая стоимость, тыс.руб.	Срок использования, лет	Амортизация	
				норма, %	сумма, тыс.руб.
1	2	3	4	5	6
<b><u>Переработка руды</u></b>					
<b>Здания и сооружения</b>					
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 дробленой руды	1	5309,46	25	4,0	212,37
Склад дробленой руды ЗИФ	1	5433,72	25	4,0	217,34
Наземный склад дробленой руды	1	13490,09	25	4,0	539,60
Галерея подачи дробленой 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
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
<b>Итого:</b>		<b>535022,50</b>			<b>29368,9</b>
<b>Оборудование</b>					
<b>Основное оборудование</b>					
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

Продолжение таблицы 15.5

Наименование	Кол-во единиц, шт.	Балансовая стоимость, тыс.руб.	Срок использования, лет	Амортизация	
				норма, %	сумма, тыс.руб.
1	2	3	4	5	6
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) 2,1×3,0	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
<b>Итого:</b>					26402,79
<b>Итого по переработке:</b>		800591,44			55771,69

### 15.8 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 составляет 498281000 рублей.

Таблица 15.6 – Фактические 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	
<b>Переработка руды</b>				
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
<b>Итого</b>				<b>351520</b>
<b>Электроэнергия</b>	тыс.кВт.*час	4500	37073,7	<b>166832</b>
<b>Всего</b>				<b>518352</b>
<b>Хвостовое хозяйство</b>				
<b>Топливо для ДЭС</b>				
Дизельное топливо	т	35000	13	441
Смазочные масла	т	52000	0,1	5
<b>Всего</b>				<b>446</b>
<b>Электроэнергия</b>	тыс.кВт.*час	4500	528,1	<b>2376</b>
<b>Итого</b>				<b>2822</b>
<b>Итого по переработке:</b>				<b>521174</b>

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	
<b>Переработка руды</b>				
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
Flotent GoldSC 570, 98 %	т	246078	534	131405
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
<b>Итого</b>				<b>390078</b>
<b>Электроэнергия</b>	тыс.кВт.*час	4500	37073,7	<b>166832</b>
<b>Всего</b>				<b>556910</b>
<b>Хвостовое хозяйство</b>				
<b>Топливо для ДЭС</b>				
Дизельное топливо	т	35000	13	441
Смазочные масла	т	52000	0,1	5
<b>Всего</b>				<b>446</b>
<b>Электроэнергия</b>	тыс.кВт.*час	4500	528,1	<b>2376</b>
<b>Итого</b>				<b>2822</b>
<b>Итого по переработке:</b>				<b>559732</b>

### 15.9 Себестоимость продукции

Себестоимость продукции представляет выраженные в денежном эквиваленте 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

Наименование	Стоимость, руб
1	2
1. Материальные затраты	521174000
2. Заработная плата	109080000
3. Отчисления в страховой фонд	28360800
4. Ремонт основных фондов	9587000
7. Амортизационные отчисления	55771690
8. Затраты на расширение хвостового хозяйства	79954000
9. Общепроизводственные и общехозяйственные расходы	167805000
Полная себестоимость переработки	971732490

Таблица 15.9 – Проектная себестоимость переработки руды и хвостового хозяйства

Наименование	Стоимость, руб
1. Материальные затраты	559732000
2. Заработная плата	109080000
3. Отчисления в страховой фонд	28360800
4. Ремонт основных фондов	9587000
7. Амортизационные отчисления	55771690
8. Затраты на расширение хвостового хозяйства	79954000
9. Общепроизводственные и общехозяйственные расходы	167805000
Полная себестоимость переработки	1010290490

### 15.10 Прибыль, экономический эффект и рентабельность

*Прибыль валовая:*

$$P_v = TP - (C_{\text{пр}} + C_{\text{гив}}); \quad (30)$$

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

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

Фактическая:

$$P_v = 4047851200 - (971732490 + 1100652310) = 1975466400 \text{руб.}$$

Проектная:

$$\Pi_B = 4377600000 - (1010290490 + 1100652310) = 2266657200 \text{ руб.}$$

*Чистая прибыль:*

$$\Pi_ч = \Pi_B - (\Pi_B * N_H) / 100; \quad (31)$$

где  $N_H$  – ставка налога на прибыль, % (20 %);

*Фактическая:*

$$\Pi_ч = 1975466400 - (1975466400 * 20) / 100 = 1580373120 \text{ руб.}$$

*Проектная:*

$$\Pi_ч = 2266657200 - (2266657200 * 20) / 100 = 1813325760 \text{ руб.}$$

*Экономический эффект годовой:*

$$\text{Э.Э.} = \Pi_ч(\text{проектная}) - \Pi_ч(\text{фактическая}), \text{ руб.} \quad (32)$$

$$\text{Э.Э.} = 1813325760 - 1580373120 = 232952640 \text{ руб.}$$

*Рентабельность к себестоимости:*

$$R = \Pi_ч / (C_{\text{пр}} + C_{\text{гив}}) * 100, \% ; \quad (33)$$

*Фактическая:*

$$R = 1580373120 / (971732490 + 1100652310) * 100 = 76,25 \%$$

*Проектная:*

$$R = 1813325760 / (1010290490 + 1100652310) * 100 = 85,9\%$$

### 15.11 Определение платы за размещение отходов

Рассчитывается по формуле:

$$\Pi_{\text{от}} = K * C_{\text{пл}} * M_{\text{фс}}, \text{ руб.} \quad (34)$$

где  $K$  – поправочный коэффициент (при использовании собственных 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;

$$M_{\text{фс}} = Q_{\text{раб}} * \gamma / 100 * (R + 1/\sigma); \quad (35)$$

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

$\gamma$  – выход хвостов, %;

$R$  – разжижение пульпы в хвостах;  $\sigma$  – плотность руды

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

$$P_{от} = 0,3 * 15 * 1230699,45 = 5538147,51 \text{ руб.};$$

### 15.12 Техничко-экономические показатели

Основные технико-экономические показатели, рассчитаны и сведены в единую таблицу (таблица 15.8).

Таблица 15.10 - Техничко-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	%	85,5	92,5
Производственная программа по концентрату	т/год	1,331	1,440
Содержание х.ч. золота в слитках	%	95	95
Производственная программа по химически чистому золоту	т/год	1,264	1,368
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	1058,01
Полная себестоимость	тыс.руб	2072384,80	2110942,80
Товарная продукция	млн.руб	2656,40	2872,80
Прибыль валовая	млн.руб	584,01	761,85
Прибыль чистая	млн.руб	467,21	609,48
Налог с прибыли	млн.руб	116,80	152,37
Рентабельность	%	22,54	28,87
Плата за размещение отходов	млн.руб	5,538	5,538

## ЗАКЛЮЧЕНИЕ

В дипломном проекте по переработке 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 м<sup>3</sup>/ч.

На основании опыта работы действующего предприятия было выбрано основное оборудование: для дробления - щековая дробилка PE 600x900, для измельчения - мельница полусамозмельчения 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 KC-XD 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 нетоксичные реагенты-растворители. В экономической части были сравнены технико-экономические показатели переработки с учетом использования в качестве реагента-растворителя NaCN и нетоксичного Flotent GoldSC 570. Годовой экономический эффект составил 142271720 руб. в пользу альтернативного реагента.



## БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

- 1 Абдиязов, П.А. Отчет о результатах поисковых и оценочных работ на рудное золото, проведенных в пределах Соловьевской рудоперспективной площади в 2007-2010 гг. с оценкой прогнозных ресурсов на 01.12.2010 г. Объект «Соловьевский»: протокол НТС Амурнедра №959 от 08.04.2011г.: в 2 кн. / П.А. Абдиязов, Ю.П. Потоцкий. – Хабаровск: ООО ГДК «Одолго», ЗАО ГРК «Дальгеология», 2011.
- 2 Бараченков, В.В. Технология гидрометаллургической переработки золотосодержащих флотоконцентратов с применением активных углей: учебник для вузов / В.В. Бараченков. – Чита: Поиск, 2004. – 242 с.
- 3 Богданов, О.С. Справочник по обогащению руд. Основные процессы: учеб. для вузов / О.С. Богданов. - М.: Недра, 1983. - 381с.
- 4 Богданов, О.С. Справочник по обогащению руд. Подготовительные процессы: учеб. для вузов / О.С. Богданов. - М.: Недра, 1982. - 366 с
- 5 ГОСТ 12.1.004-91 Пожарная безопасность. – М.: Госстандарт СССР, 1991. – 15 с.
- 6 ГОСТ 12.1.005-88 Система стандартов безопасности труда. – М.: Госстандарт СССР, 1988. – 50 с.
- 7 ГОСТ 12.1.005-96 «Общие санитарно-гигиенические требования к воздуху рабочей зоны». – М.: Приор, 1996.
- 8 ГОСТ 17.1.3.07-82. Охрана природы. Гидросфера. Правила контроля качества воды водоемов и водотоков. – М.: Госстандарт СССР, 1982. – 12 с.
- 9 ГОСТ 17.4.3.02-85 Охрана природы. Почвы. Требования к охране плодородного слоя почвы при производстве земляных работ. – М.: Росстандарт, 1985. – 8 с.
- 10 ГОСТ 17.5.3.04-83 Охрана природы (ССОП). Земли. Общие требования к рекультивации земель. – М.: Росстандарт, 1983. – 8 с.

- 11 ГОСТ 30772-2001 [Ресурсосбережение. Обращение с отходами.](#) – М.: Росстандарт, 2002. – 30 с.
- 12 ГОСТ Р 12.1.019-2009 ССБТ. Электробезопасность. Общие требования и номенклатура видов защиты. – Введ. 2011-01-01. – М.: Стандартинформ, 2010. – 32 с.
- 13 ГОСТ 17.2.3.01-86: Охрана природы. Атмосфера. Правила контроля качества воздуха населенных пунктов. - М.: Росстандарт, 1987. – 25с.
- 14 ГОСТ 17.5.1.01-83 «Охрана природы. Рекультивация земель. [Ресурсосбережение. Обращение с отходами.](#) – М.: Росстандарт, 1984. – 33с.
- 15 [ГОСТ Р 51569-2000: Пыль инертная. Технические условия](#) - М.: Росстандарт, 2001. – 30с.
- 16 ГОСТ Р 56063-2014 Производственный экологический мониторинг. – М.: Росстандарт, 2015. – 32с.
- 17 ГОСТ № 11-549-03 «Правила безопасности в производстве благородных металлов, сплавов и их полуфабрикатов». – 258 с.
- 18 ГОСТ 12.1.029-80 «Средства и методы защиты от шума». – М., 2001.
- 19 ГОСТ 17.1.3.07-82 «Гидросфера. Охрана поверхностных и подземных вод». – М., 1982
- 20 ГОСТ 17.1.5.05-85 «Охрана природы. Гидросфера. Общие требования к отбору проб поверхностных и морских вод, льда и атмосферных осадков». – М., 1985. - 135.
- 21 ГОСТ 14202-69 «Трубопроводы промышленных предприятий. Опознавательная окраска, предупреждающие знаки и маркировочные щитки». - М., 1971. - 354.
- 22 Денисенко, Г.Ф. Охрана труда / Г.Ф. Денисенко. – М.: Высшая школа, 1985. – 213 с.
- 23 Донченко, А.С. Справочник механика рудообогатительной фабрики: учеб. для вузов / А.С. Донченко, В.А. Донченко. - М.: Недра, 1975. – 300 с.
- 24 Отчет о НИР «Разработка технологии и проведение полупромыш-

ленных испытаний переработки руды Соловьевского месторождения с выдачей технолого-гического регламента» /Руководитель Н.А. Дементьева, ОАО «Иргиредмет». - Иркутск, 2013. -157 с.

25 Положение о составе, порядке разработки и утверждения технологических регламентов для проектирования предприятий цветной металлургии: РМП-21-80 Минцветмет СССР. -М:1989 г.

26 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» / Руководитель Н.А. Дементьева, ОАО «Иргиредмет». - Иркутск, 2014.-26 с.

27 СанПиН 2.1.4.1074-01 «Вода питьевая. Гигиенические требования к качеству воды централизованных систем питьевого водоснабжения. Контроль качества» - Минздрав России, 2002.-62 с.

28 Семенова, И.В. Промышленная экология / Семенова. И.В. - М.: Недра, 2009. - 300с.

29 Технологический регламент для проектирования 1-й очереди переработки руды месторождения «Соловьевское»: Регламент/Руководитель Н.А. Дементьева, ОАО «Иргиредмет». -Иркутск, 2014. -99 с.

30 Технологический регламент для проектирования 2-й очереди переработки руды месторождения «Соловьевское»: Регламент/Руководитель Н.А. Дементьева, ОАО «Иргиредмет». -Иркутск, 2014. -99 с.

31 Типизация семи малых технологических проб золотосодержащих руд Соловьевского объекта: Информационная записка /Руководитель Н.А. Дементьева, ОАО «Иргиредмет». - Иркутск, 2010. - 53 с.

32 Фатьянов, А.В. Проектирование обогатительных фабрик: справ. пособие / А.В. Фатьянов, Л.Г. Никитина, А.А. Рябова; Чит.гос.ун-т. – Чита: Изд-во ЧитГУ, 2004. – 111с.

33 Фатьянов, А.В. Технология обогащения полезных ископаемых: учеб. пособие / А.В. Фатьянов, Л.Г. Никитина, Е.В. Глотова; Чит.гос.ун-т. –

Чита: Изд-во ЧитГТУ, 2003. – 354 с.

34 Фатьянов, А.В. Проектирование обогатительных фабрик: учеб. пособие/ А.В. Фатьянов; Чит.гос.ун-т. – Чита: Изд-во ЧитГТУ, 2003. – 300 с.

35 Федеральный закон "Об основах охраны труда в Российской Федерации" от 17.07.1999 № 181-ФЗ.

36 Федеральный Закон №116-ФЗ от 21.07.1997 – «О промышленной безопасности опасных производственных объектов». – 1997. – 345 с.

37 Федеральный Закон «Об охране окружающей среды» . - 2002. – 68 с.

38 Федеральный закон «О недрах» от 21.02.1992 № 2395-1

39 Zolotodb.ru [Электронный ресурс]: офиц. сайт. – 03.08.2008.- Режим доступа <https://zolotodb.ru/article/11540> - 17.12.2016.

40 Zolotodb.ru [Электронный ресурс]: офиц. сайт. – 03.08.2008.- Режим доступа <https://zolotodb.ru/article/11200> - 12.09.2012