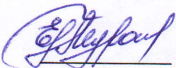


Министерство образования и науки Российской Федерации  
Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение  
высшего образования  
**АМУРСКИЙ ГОСУДАРСТВЕННЫЙ УНИВЕРСИТЕТ**  
(ФГБОУ ВО «АмГУ»)

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

ДОПУСТИТЬ К ЗАЩИТЕ

И.о зав.кафедрой

 Е.Г.Мурашова

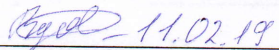
«14» 02 2019 г.

**ДИПЛОМНЫЙ ПРОЕКТ**

на тему: Проект обогатительной фабрики на базе руд Соловьёвского месторождения


Исполнитель

студент группы 315-ос/2

 11.02.19 М.В.Вдовкин  
(подпись, дата)

Руководитель

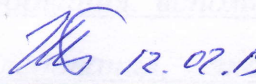
д.г-м.н., профессор

 11.02.19 В.Е. Стриха  
(подпись, дата)

Консультанты:

по разделу геология

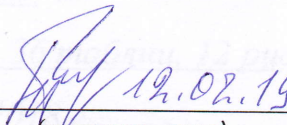
д.г-м.н., профессор

 12.02.19 И.В. Бучко  
(подпись, дата)

по разделу безопасность

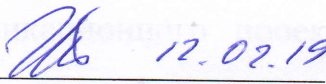
и экологичность проекта

д.г-м.н., профессор

 12.02.19 Т.В. Кезина  
(подпись, дата)

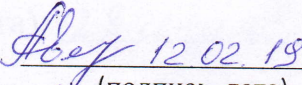
по разделу экономика

д.г-м.н., профессор

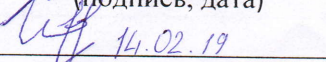
 12.02.19 И.В. Бучко  
(подпись, дата)

Нормоконтроль

ст.преподаватель

 12.02.19 С.М. Авраменко  
(подпись, дата)

Рецензент:

 14.02.19 И.А. Тишкович  
(подпись, дата)

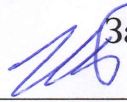
Благовещенск 2019

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

Факультет Инженерно-физический  
Кафедра Геологии и природопользования

УТВЕРЖДАЮ

Зав.кафедрой

 И.В.Бучко

«28» 09 2018 г.

**ЗАДАНИЕ**

К выпускному квалификационному проекту студента группы 315-ос/2

Вдовкина Максима Вячеславовича

1. Тема дипломного проекта: Проект обогатительной фабрики на базе руд

Соловьёвского месторождения

2. Срок сдачи студентом законченной работы: 20 февраля 2019 г.

3. Исходные данные к дипломному проекту: Производительность 600 000 т/год, содержание в исходной руде 2,3 г/т

4. Содержание дипломного проекта: Геологическая часть, технологическая часть, выбор и расчет основного оборудования, вспомогательные службы, специальная часть, патентные исследования, экономическая часть, безопасность и экологичность проекта.

5. Перечень материалов: 130 страниц, 36 таблиц, 12 рисунков, 32 источника.

6. Дата выдачи задания: 28 сентября 2018 г.

Руководитель выпускного квалификационного проекта: Стриха Василий Егорович д.г.-м.н., профессор

Задание принял к исполнению (дата): 28 сентября

## РЕФЕРАТ

Дипломный проект содержит 130 страниц, 12 иллюстраций, 36 таблиц, 40 формул, 32 использованных источника.

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

Объектом проектирования является золотоизвлекательная обогатительная фабрика для переработки руд Соловьевского месторождения.

Целью дипломного проекта является разработка проекта предприятия по переработке золотосодержащих руд Соловьевского месторождения.

Для решения поставленной цели решены следующие задачи:

- дана полная характеристика геологического строения, проведен анализ вещественного состава руд месторождения, позволяющий правильно выбрать и обосновать технологическую схему обогащения;

- произведены все необходимые расчеты качественно-количественной и водно-шламовой схем;

- в соответствии с нормами проектирования выполнены расчеты по выбору основного оборудования обогатительной фабрики;

- выполнены технико-экономические расчеты;

- разработан раздел экологической и промышленной безопасности;

- в специальной части рассмотрен вопрос о безреагентном обезвреживании оборотной воды и технология нейтрализации избыточных вод хвостохранилища.

## СОДЕРЖАНИЕ

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	14
2.3 Химический состав руды	15
2.4 Минеральный состав руды	18
2.5 Характеристика рудных минералов	21
3 Технологическая часть	31
3.1 Выбор и обоснование технологической схемы	31
3.2 Расчет качественно – количественной схемы	32
3.3 Расчет водно – шламовой схемы	41
4 Выбор и расчет основного технологического оборудования	52
4.1 Выбор и расчет оборудования для рудоподготовки	52
4.2 Выбор оборудования для дробления	53
4.3 Выбор оборудования для измельчения	54
4.4 Выбор оборудования для классификации	60
4.5 Выбор оборудования для гравитации	64
4.6 Выбор оборудования для сгущения	65
4.7 Выбор оборудования для предварительного цианирования	65
4.8 Выбор оборудования для сорбционного выщелачивания	66
4.9 Выбор оборудования для десорбции	67
4.10 Выбор оборудования для электролиза	67
4.11 Выбор оборудования для кислотной обработки	67
4.12 Выбор оборудования для термической реактивации	68
4.13 Выбор оборудования для обезвреживания	68
5 Хвостовое хозяйство	69
6 Реагентное хозяйство	71
7 Электроснабжение	77
8 Водоснабжение	82

9	Отопление, вентиляция и кондиционирование	84
9.1	Решения по отоплению	84
9.2	Решения по вентиляции и кондиционированию	86
10	Контроль опробывание и отбор проб	89
11	Автоматизация и механизация производственных процессов	92
12	Производственная безопасность	94
12.1	Электробезопасность	94
12.2	Пожаробезопасность	94
12.3	Охрана труда	96
13	Охрана окружающей среды	98
14	Специальная часть	103
14.1	Реагент Flotent GoldSC 570	103
14.2	Реагент Zhaoyuan Gold Machine General Factory Co	108
14.3	Реагент Goldix	110
15	Экономическая часть	112
15.1	Режим работы графики сменности, баланс рабочего времени	112
15.2	Производственная программа и товарная продукция фабрики	115
15.3	Численность трудящихся и заработная плата	115
15.4	Производительность труда	119
15.5	Основные фонды, их стоимость и амортизация	120
15.6	Оборотные фонды	122
15.7	Себестоимость продукции	123
15.8	Прибыль, экономический эффект и рентабельность	124
15.9	Определение платы за размещение отходов	125
15.10	Технико – экономические показатели	126
	Заключение	127
	Библиографический список	128

## ВВЕДЕНИЕ

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

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

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

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

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

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

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 обезвреживании

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

Вышесказанное выражает актуальность выбранной темы специальной части дипломного проекта, которая звучит как, «Применение нетоксичных реагентов при обогащении золотосодержащих руд» в которой рассмотрен ряд нетоксичных реагентов-растворителей.

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

## 1 ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ О РАЙОНЕ РАБОТ

В административном отношении Соловьевское месторождение находится в пределах Тындинского района Амурской области. Районный центр г.Тында расположен в 90 км к югу от месторождения.

Район месторождения экономически развит. В пределах месторождения существует сеть грунтовых дорог. В 5,6 км от месторождения проходит федеральная автодорога М-56, по которой происходит сообщение ст. Большой Невер с районным центром. Ближайшим населенным пунктом является п. 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 (протянутое к ранее отработываемому месторождению Кировскому, примыкающему к месторождению Соловьевское), принадлежащая ОАО ДЭК «Амурэнергосбыт». Протяженность ЛЭП-6 кВт от участка до подстанции п. Соловьевск составляет 14,3 км.

Территория района представляет собой среднегорье с типичными формами горно-таежного и гольцового ландшафтов. Абсолютные отметки высот на площади месторождения колеблются в пределах 620-900 м, иногда достигая 1220 м, относительные превышения 300-600 м, при крутизне склонов 10-30 град. Широкие ровные платообразные вершины и крутые склоны, перекрытые на значительных площадях крупнолыбовымикурумовыми 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 сопков в конце сентября и через 10-20 дней на остальной территории. Мощность его к концу зимы достигает 20-40 см.

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

## 2 ГЕОЛОГИЧЕСКАЯ ЧАСТЬ

### 2.1 Морфология и параметры оруденения

Площадь Соловьёвского золоторудного месторождения 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-Малеинского массива Амуро-Охотской складчато-надвиговой области.

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

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

Соловьёвское золоторудное месторождение расположено на южном склоне Рифманского гольца. Его площадь, протягиваясь в виде субширотной полосы шириной до 1.4 км от р. Бол. Янкан на западе до руч. Ивановский на востоке, примыкает с юго-запада к Кировскому месторождению, а своей северо-восточной частью накладывается на его южный фланг.

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

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.

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, характеризуются вытянутыми формами и отсутствием четких геологических границ. Протяженность их варьирует в пределах 80-880 м, мощность – от 1 до 20 м. На участках сближения и сопряжения разнонаправленных минерализованных зон формируются крупнообъемные минерализованные узлы штокверкоподобной формы, размеры которых в плане достигают 300×100 м.

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

По минеральному составу руды относятся к золото-кварц-малосульфидной формации. Среди сульфидов преобладают пирит,

арсенопирит, отмечаются висмутин, сфалерит, халькопирит, пирротин. В зоне гипергенеза появляются окисленные минералы: скородит и гидроокислы железа. Содержания сульфидов не превышают 5 %. По качеству руды относятся к бедным, средние содержания золота в рудных телах варьируют от 0.73 до 7.64 г/т. Золото в рудах присутствует в свободном виде и связано с сульфидами и гидроокислами железа. Размер золотин от пылевидных до 1.5-2.0 мм. Наряду с золотом в рудах отмечается мышьяк (0.11-3.4 %), сурьма (до 0.025 %), висмут (до 0.02 %), серебро (1.0-12.28 г/т).

Кварц-сульфидные жилы приурочены к разрывам северо-восточного и близширотного простирания, падение их крутое под углами 75-85° в южных и северных румбах, протяженность жил колеблется от 120 до 610 м, по падению они прослежены до глубины 240 м. Мощность жил варьирует в пределах 0.05 до 2.3 м.

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

В целом, на западном и восточном флангах рудоносной зоны Широтная выделено 7 рудных тел, все они выконтурены в блоки запасов категории С<sub>2</sub>.

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

- бортовое содержание золота в пробе для оконтуривания рудного тела по мощности – 0,6 г/т;
- минимальная мощность рудного тела – 5 м; при меньшей мощности, но высоком содержании золота руководствоваться метрогаммом 3,0 г/т 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.

Этим же протоколом на государственный учет были приняты запасы золоторудного месторождения Соловьёвское по состоянию на 01.01.2013 г в следующих количествах.

Таблица 1 - Запасы руды и металлов месторождения Соловьёвское по состоянию на 1.01.2013 г.

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

В таблице 2 приведено распределение утвержденных балансовых запасов по рудоносным зонам.

Таблица 2 - Распределение запасов руды и металлов месторождения Соловьёвское по рудоносным зонам

Категория запасов	Запасы руды, тыс. т	Среднее содержание золота, г/т	Запасы золота, кг
1	2	3	4
Рудоносная зона «Широтная. Участок Западный» (Карьер № 1)			
C <sub>2</sub>	177,8	2,98	530,6
Рудоносная зона №5 (Карьер № 2)			
C <sub>2</sub>	144,0	4,17	601,0
Рудоносная зона «Приразломная» (Карьер № 3)			
C <sub>1</sub>	278,3	3,71	1 032,5

## Продолжение таблицы 2

1	2	3	4
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
Рудоносная зона «Широтная. Участок Восточный» (Карьер № 4)			
C <sub>2</sub>	1 254,0	2,37	2 977,3
Всего балансовых запасов по месторождению			
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 золото-сульфидной минерализацией. 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.

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

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

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

### **2.3 Химический состав руды**

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

Результаты химического анализа приведены в таблице 3, из которых следует, что основная масса пробы руды представлена в основном литофильными компонентами – 95,7 %, из которых существенно преобладает оксид кремния – 65,5 %. Количество глинозема составляет 13,1 %, а на долю оксидов кальция и магния приходится, соответственно, 4,95 и 2,03 %.

Таблица 3 – Химический состав руды

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

Суммарная доля щелочей (Na<sub>2</sub>O + K<sub>2</sub>O) равна 6,83 %. Рудообразующие компоненты представлены в основном железом, мышьяком и серой. Массовая доля общего железа составляет 3,06 %, из них на долю элемента в оксидной форме приходится – 2,23 %, а в сульфидной – 0,83 %. Масса общего мышьяка



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

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

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

Содержания редких и рассеянных элементов, по данным атомно-эмиссионного спектрального анализа, приведены в таблице 4, из которой видно, что их доля составляет в основном тысячные единицы процента и менее и практического интереса не представляет.

Таблица 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

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

#### **2.4 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.

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

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

Результаты химического анализа приведены в таблице 5.

Таблица 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
Аксессуарные: магнетит, ильменит, рутил, сфен, лейкоксен, апатит, гранат, эпидот, циркон	Редкие и единичные зерна
Итого:	100,0

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

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

Гранулометрическая характеристика сульфидов, выделенных из руды крупностью минус 2,0 мм методом последовательной обработки материала кислотами (HCl и HF) и фракционирования нерастворимого остатка в бромформе, показана в таблице 6.

Таблица 6 – Гранулометрическая характеристика сульфидов

Классы крупности, мм	Массовая доля, %
+ 1,0	10,0
- 1,0 + 0,5	11,5
- 0,5 + 0,25	22,3
- 0,25 + 0,15	13,1
- 0,15 + 0,10	16,9
- 0,10 + 0,071	12,3
- 0,071 + 0,05	3,1
- 0,05	10,8
Итого:	100,0

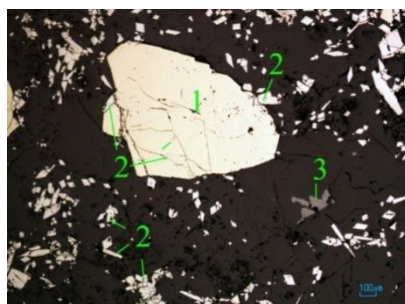
Полученные результаты свидетельствуют, что половина сульфидов сосредоточена в интервале крупности минус 0,5 + 0,10 мм – 52,3 %. На долю наиболее мелких и тонких сульфидов (класс крупности минус 0,071 мм) приходится 13,9 %.

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

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

## 2.5 Характеристика рудных минералов

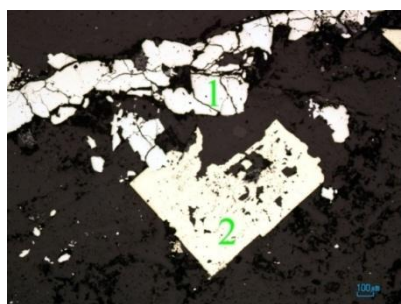
Пирит и марказит. Доля марказита незначительна. Пирит наблюдается в виде отдельных зерен, гнездовидных скоплений, микропрожилков. Размер выделений от 0,01 до 1,0 мм, преобладают зерна крупностью 0,05-0,5 мм. Микроструктура зерен гипидиоморфная, участками ситовидная и катаклазированная. Пирит по микротрещинам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



1 – пирит; 2 – арсенопирит; 3 – сфалерит

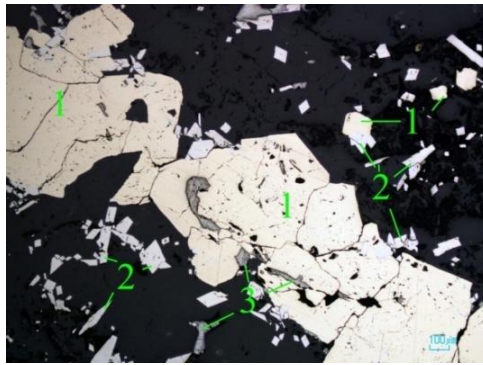
Рисунок 1 – Пирит в ассоциации с арсенопиритом и сфалеритом

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



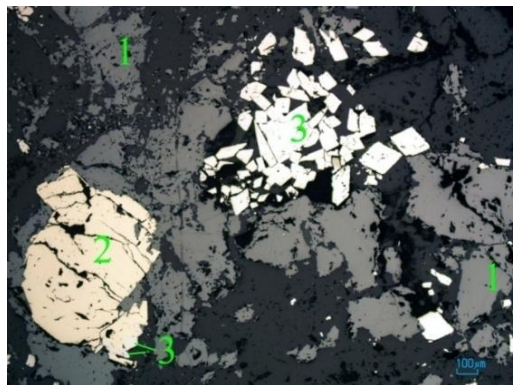
1 – арсенопирит; 2 – пирит

Рисунок 2 – Арсенопирит в ассоциации с пиритом



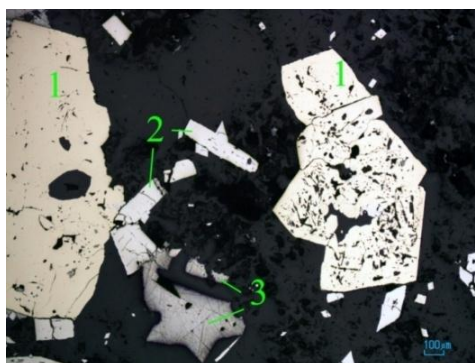
1 – прожилок пирита; тонкая вкрапленность арсенопирита; 3 – блеклая руда

Рисунок 3 – Прожилок пирита и тонкая вкрапленность арсенопирита в метасоматите



1 – сфалерит; 2 – пирит; 3 – арсенопирит

Рисунок 4 – Сфалерит в ассоциации с пиритом и арсенопиритом



1 – пирит; 2 – арсенопирит; 3 – галенит

Рисунок 5 – Пирит ситовидной микроструктуры в ассоциации с арсенопиритом и галенитом

Арсенопирит образует неравномерную вкрапленность ромбовидных призматических кристаллов, микропрожилки зачастую в ассоциации с пиритом, сфалеритом, галенитом, блеклыми рудами. Размер выделений от 0,01 мм до 0,5 мм. Частично замещается скородитом.

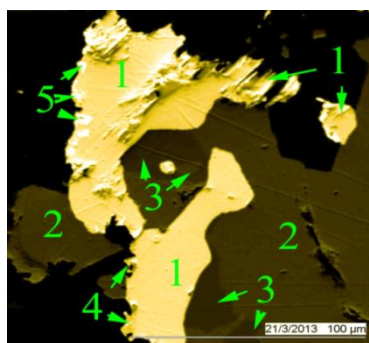
Сфалерит наблюдается в виде неправильной формы зерен, редких гнездовидных, прожилковидных образований. Размер зерен колеблется от 0,05 до 1,0 мм, видимая мощность скоплений до 10 мм. Сфалерит находится в тесном сростании с пиритом, арсенопиритом, блеклой рудой.

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



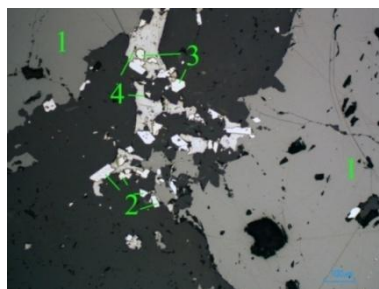
1 – халькопирит; 2 – пирротин; 3 – висмутин; 4 – марказит

Рисунок 6 – Халькопирит в тесном сростании пирротинном, висмутином, марказитом



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

Рисунок 7 – Висмутин в тесной ассоциации с халькопиритом и пиритом



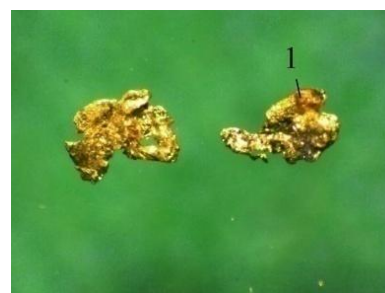
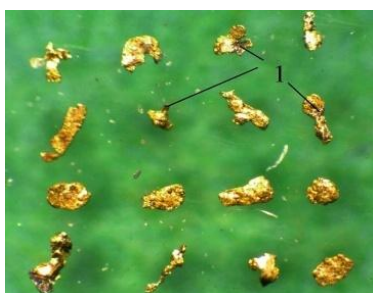
1 – сфалерит; 2 – арсенопирит; 3 – пирит; 4 – блеклая руда

Рисунок 8 – Крупное зерно сфалерита сечется кварцевым прожилком с тонкой вкрапленностью арсенопирита, пирита и блеклой руды

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

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

Наиболее характерные формы частиц золота: уплощенная с пережимами и короткими отростками, неправильная компактная, комковатая, ячеистая. По морфогенетической характеристике золото относится к трещинно-прожилковому, цементационному, интерстициальному типу.

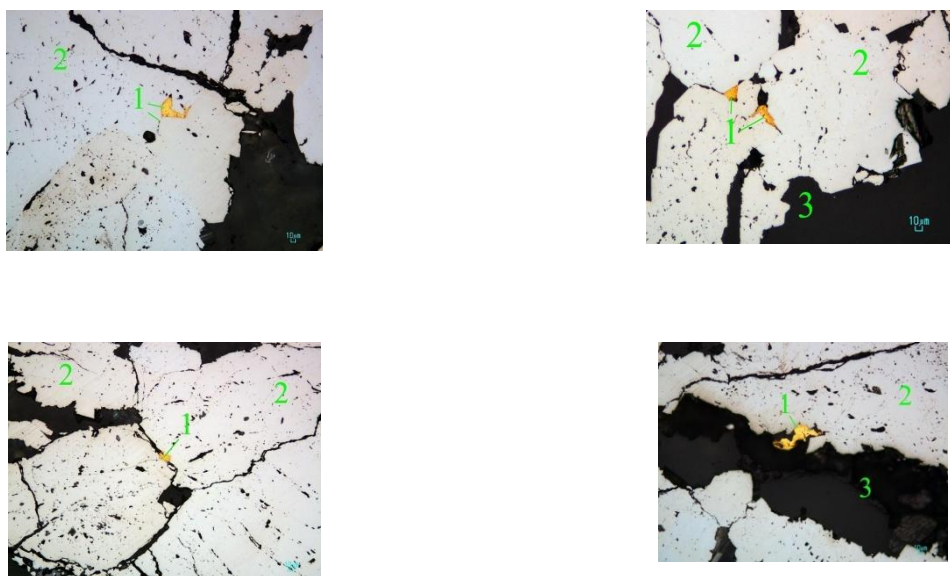


1 – выделения гидроксидов железа на золоте

Рисунок 9 – Морфология и характер поверхности золотин

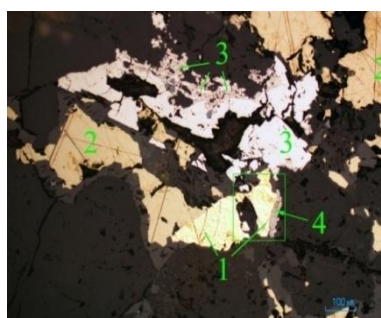


При исследовании полированных шлифов было обнаружено золото в зернах арсенопирита, в его микротрещинах, на контакте арсенопирита с кварцем. Форма золотин изометричная, удлиненная, неправильная с извилистыми отростками. Размер от 0,01\*0,02 до 0,05\*0,08 мм. Также была зафиксирована крупная золотина (0,35\*0,15) 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.



1 – золото; 2 – арсенопирит; 3 – кварц

Рисунок 10 – Вкрапления тонкодисперсного золота в арсенопирите и кварце



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

Рисунок 11 – Золото в ассоциации с халькопиритом, пирит-марказитом

Гранулометрическая характеристика золота приведена в таблице 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.

Таблица 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, %	1,0	2,8	10,4	7,6	78,2	100,0

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

Таблица 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 её рациональный анализ по сокращённой схеме, включающей

стадиальную амальгамацию (при последовательном понижении крупности измельчения от минус 2,0 мм до 98,0 % класса минус 0,071 мм) с последующим сорбционным цианированием.

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

Таблица – 9 Результаты рационального анализа на золото

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

По данным рационального анализа (таблица 9) извлечение золота сорбционным цианированием из композитной пробы составляет 82,2 %. Из них на долю сростков с рудными и породообразующими компонентами приходится 41,8, а на свободный (амальгамируемый) металл – 40,4 %.

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

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

Выводы:

- руда относится к золото-кварцевому убогосульфидному типу;
- руда относится к смешанному типу руд, т.к. степень окисления руды, рассчитанная по железу, равна 48 %;
- основными породообразующими минералами являются полевые шпаты и кварц;
- рудные минералы представлены сульфидами, преимущественно, пиритом и арсенопиритом, суммарная массовая доля которых составляет 1,8 %. на долю вторичных образований железа приходится 1,3 %;
- основным полезным компонентом пробы руды является золото, содержание которого по результатам пробирного с метотсевом, равно  $2,3 \pm 0,3$  г/т. содержание серебра в пробе составляет 1,80 г/т;
- форма золотин: уплощенная с пережимами и короткими отростками, неправильная компактная, комковатая, ячеистая;

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

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

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

Таблица 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  нерудная часть	Пирит, марказит, арсенопирит, сфалерит, халькопирит, галенит, пирротин, золото Полевые шпаты, кварц, слюды, плагиоклазы, амфиболы, хлорит, карбонаты
Элементы – примеси и форма их связи с основными рудными минералами	Ag, Zn в форме собственных минералов
Текстура и структура руд, взаимоотношения взаимоотношения рудных и нерудных минералов	Текстуры - массивная, участками неоднородная, пятнистая, неяснополосчатая, прожилковая, брекчиевидная. Структуры - порфировидная, мелко-, тонкозернистая.
Химический состав золота	Пробность от 889 до 979
Морфология, гранулометрический состав золота	Au – самородное, сростки с кварцем и арсенопиритом. Форма золотинок: уплощенная с пережимами и короткими отростками, неправильная компактная, комковатая, ячеистая. Класс крупности минус 0,071 мм) – 78,2 %, класс крупности +0,071 мм - 21,8 %.

Продолжение таблицы 10

1	2
Технологические свойства золота	Большой удельный вес, растворимость в NaCN
Выбор технологической схемы обогащения	Гравитационно-цианистая
Комплексное использование руды, горных пород, хвостов отвалов месторождения	Доизвлечение золота и других попутных элементов из хвостов. Использование отходов производства для изготовления строительных материалов и закладки выработанных пространств.
Требования к выпускаемой продукции	Золото лигатурное в слитках, удовлетворяющее требованиям ТУ 117-2-7-75. Состав: Золото – 10 % и более, сумма Ag и Cu – неограниченно, Pb – не более 5 %, Hg - не более 0,1 %.

### 3 ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ ЧАСТЬ

#### 3.1 Выбор и обоснование технологической схемы

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

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

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

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

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

В качестве товарной продукции получают золото лигатурное в слитках, удовлетворяющее требованиям ТУ 117-2-7-75 (таблица 11).

Таблица 11 – 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

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

### 3.2 Расчет качественно-количественной схемы

Целью расчёта является определение для всех видов продуктов и операций схемы ряда показателей, характеризующих технологический процесс качественно и количественно. Такими показателями являются: производительность (Q), выход продуктов ( $\gamma$ ), содержание ( $\beta$ ) и извлечение ( $\varepsilon$ ) полезных компонентов, которые рассчитываются по формулам.

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.

Расчёт извлечения:

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

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

$\beta_n$  – содержание золота в продукте, г/т;

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

Таблица 12 – Баланс металла по золотоизвлекательной фабрике

Наименование продукта	Выход			Содержание Au, г/т (мг/л)	Извлечение Au, %	Количество 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



Продолжение таблицы 12

1	2	3	4	5	6	7
Всего:	100,0	76,01	600,0	2,598	100,00	1557,68
Выходит:						
Товарной продукции:						
Лигатурное золото (сплав Доре)				не менее 80%	85,50	1331,53
Итого товарной продукции				не менее 80%	85,50	1331,53
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 13 - Расчет качественно-количественной схемы участка гравитационного обогащения

Наименование операций и продуктов	Выход $\gamma$ , %	Производительность Q, т/ч	Содержание Au в твердом $\beta_{Au}^{TB}$ , г/т	Извлечение Au в твердое $\varepsilon_{Au}^{TB}$ , %
1	2	3	4	5
ГОФ				
Дробление I стадия				
Поступает:				
Исходная руда на ГОФ -500мм	16,51	12,55	2,53	16,08
Итого поступает:	16,51	12,55	2,53	16,08
Выходит:				
Дробленая руда 1	16,51	12,55	2,53	16,08
Итого выходит:	16,51	12,55	2,53	16,08
Предварительное грохочение				
Поступает:				
Дробленая руда 1	16,51	12,55	2,53	16,08
Дробленая руда 2	8,30	10,50	4,06	13,02
Итого:	24,81	23,05	3,03	29,10
Выходит:				
Класс -10 мм	16,51	12,55	2,53	16,08
Класс +10 мм	8,30	10,50	4,06	13,02
Итого:	24,81	23,05	3,03	29,10
Дробление II стадия				

Продолжение таблицы 13

1	2	3	4	5
Поступает:				
Класс +10 мм	8,30	10,50	4,06	13,02
Итого:	8,30	10,50	4,06	13,02
Выходит:				
Дробленая руда 2	8,30	10,50	4,06	13,02
Итого:	8,30	10,50	4,06	13,02
Измельчение в МШР				
Поступает:				
Класс -10 мм	16,51	12,55	2,53	16,08
Пески классификации II	24	18,24	0,85	7,85
Пески классификации I	35	26,60	0,71	9,56
Смыв полов				
Вода в загрузку мельницы				
Итого поступает:	75,51	57,40	1,15	33,49
Выходит:				
Продукт измельчения в МШР	75,51	57,40	1,15	33,49
Итого выходит:	75,51	57,40	1,15	33,49
Грохочение II				
Поступает:				
Продукт измельчения в МШР	75,51	57,40	1,15	33,49
Вода на грохот				
Вода в сальники насосов				
Итого поступает:	75,51	57,40	1,15	33,49
Выходит:				
Надрешетный продукт (+2мм)	2,40	1,82	0,35	0,33
Подрешетный продукт (-2мм)	73,11	55,57	1,18	33,17
Итого выходит:	75,51	57,40	1,15	33,49
Гравитация II (Knelson)				
Поступает:				
Подрешетный продукт (-2мм)	73,11	55,57	1,18	33,17
Вода на концентрацию				
Вода в сальники насосов				
Итого поступает:	73,11	55,57	1,18	33,17
Выходит:				
Концентрат гравитации ГОФ	0,07	0,057	230,02	6,60
Хвосты гравитации ГОФ	73,04	55,51	0,95	26,57
Итого выходит:	73,11	55,57	1,18	33,17
Классификация I (КСН)				
Поступает:				
Хвосты гравитации ГОФ	73,04	55,51	0,95	26,57

Продолжение таблицы 13

1	2	3	4	5
Надрешетный продукт (+2мм)	2,40	1,82	0,35	0,33
Итого поступает:	75,44	57,33	0,90	26,90
Выходит:				
Слив классификации I	40,44	30,74	1,11	17,33
Пески классификации I	35	26,60	0,71	9,56
Итого выходит:	75,44	57,33	0,90	26,90
Классификация II (ГЦ)				
Поступает:				
Слив классификации I	40,44	30,74	1,11	17,33
Вода				
Вода в сальники насосов				
Итого поступает:	40,44	30,74	1,11	17,33
Выходит:				
Слив классификации II	16,44	12,49	1,50	9,48
Пески классификации II	24	18,24	0,85	7,85
Итого выходит:	40,44	30,74	1,11	17,33
ЗИФ				
Дробление I				
Поступает:				
Исходная руда на ЗИФ -500мм	83,42	63,41	2,53	81,22
Итого поступает:	83,42	63,41	2,53	81,22
Выходит:				
Дробленая руда	83,42	63,41	2,53	81,22
Итого выходит:	83,42	63,41	2,53	81,22
Измельчение I				
Поступает:				
Дробленая руда	83,42	63,41	2,53	81,22
Надрешетный продукт (+2мм)	33,70	21,37	1,95	21,10
Смыв полов				
Вода в загрузку мельницы				
Итого поступает:	117,12	84,78	2,38	102,32
Выходит:				
Продукт измельчения I	117,12	84,78	2,38	102,32
Итого выходит:	117,12	84,78	2,38	102,32
Грохочение I				
Поступает:				
Продукт измельчения I	117,12	84,78	2,38	102,32
Общие хвосты ШОУ	0,07	0,05	107,36	2,70
Вода на грохот				
Вода в сальники насосов				
Итого поступает:	117,19	84,83	2,44	105,02

Продолжение таблицы 13

1	2	3	4	5
Выходит:				
Надрешетный продукт (+2мм)	33,70	21,31	1,95	21,10
Подрешетный продукт (-2мм)	83,49	63,46	2,61	83,93
Итого выходит:	117,19	84,83	2,44	105,02
Гравитация I (Knelson)				
Поступает:				
Подрешетный продукт (-2мм)	83,49	63,46	2,61	83,93
Вода на концентрацию				
Вода в сальники насосов				
Итого поступает:	83,49	63,46	2,61	83,93
Выходит:				
Концентрат гравитации ЗИФ	0,35	0,26	303,49	40,35
Хвосты гравитации ЗИФ	83,14	63,20	1,36	43,58
Итого выходит:	83,49	63,46	2,61	83,93
Классификация III (ГЦ)				
Поступает:				
Хвосты гравитации ЗИФ	83,14	63,20	1,36	43,58
Продукт измельчения II	234,10	177,94	1,80	162,16
Кек ИЦ	0,40	0,30	30,40	4,68
Вода				
Вода в сальники насосов				
Итого поступает:	317,64	241,44	1,72	210,42
Выходит:				
Слив классификации III	83,54	63,50	1,50	48,26
Пески классификации III	234,10	177,94	1,80	162,15
Итого выходит:	317,64	241,44	1,72	210,42
Измельчение II				
Поступает:				
Пески классификации III	234,10	177,94	1,80	162,15
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
Щепоотделение				
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				
Сгущение				

Продолжение таблицы 13

1	2	3	4	5
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 14 - Расчет качественно-количественной схемы участка цианирования, сорбции, десорбции, регенерации и готовой продукции

Наименование операций и Продуктов	Выход $\gamma$ , %	Производительность Q, т/ч	Содержание Au в твердом $\beta_{Au}^{TB}$ , г/т	Извлечение Au в твердом $\varepsilon_{Au}^{TB}$ , %	Содержание Au в жидком $\beta_{Au}^J$ , г/м <sup>3</sup>	Извлечение Au в жидкое $\varepsilon_{Au}^J$ , %
1	2	3	4	5	6	7
Интенсивное цианирование						
Поступает:						
Концентрат ГОФ	0,05	0,04	212,41	4,46	-	-
Концентрат гравитации ЗИФ	0,35	0,26	303,49	40,35	-	-
Раствор щелочи						
Раствор цианида						
Вода на промывку						
Итого поступает:	0,40	0,30	291,21	44,81	-	-
Выходит:						
Кек ИЦ	0,40	0,30	30,40	4,68	-	-
Элюат ИЦ					247,39	35,07
Раствор в колонну дон-ния					32,83	5,06
Вода в оборот ЗИФ						
Итого выходит:	0,40	0,30	30,40	4,68	135,70	40,13
Предварительное цианирование						
Поступает:						
Пески сгустителя	100,00	76,01	1,56	59,88	-	-
Вода в сальники насосов						
Смыв полов						
Раствор цианида						
Итого поступает:	100,00	76,01	1,56	59,88	-	-
Выходит:						
Пульпа цианирования	100,00	76,01	0,65	25,01	0,87	34,86
Итого выходит:	100,00	76,01	0,65	25,01	0,87	34,86

## Продолжение таблицы 14

1	2	3	4	5	6	7
Сорбция						
Поступает:						
Пульпа цианирования	100,00	76,01	0,65	25,01	0,87	34,86
Вода в сальники насосов						
Смыв полов						
Уголь после грохочения	-	0,05	92,40	2,33	-	-
Раствор с донасыщения						
Раствор с отмывки						
Итого поступает:	100,00	76,06	0,65	27,34	0,90	36,51
Выходит:						
Уголь золотосодержащий	-	0,05	1949,60	49,35	-	-
Хвосты сорбции	100,00	76,01	0,34	13,08	0,03	1,42
Итого выходит:	100,00	76,06	1,62	62,44	0,03	1,42
Грохочение и отмывка						
Поступает:						
Уголь золотосодержащий	-	0,05	1949,60	49,35	-	-
Вода на отмывку						
Итого поступает:	-	0,05	1949,60	49,35	-	-
Выходит:						
Уголь золотосодержащий	-	0,05	1949,60	49,35	-	-
Раствор с отмывки						
Итого выходит:	-	0,05	1949,60	49,35	-	-
Контрольное грохочение хвостов						
Поступает:						
Хвосты сорбции	100,00	76,01	0,34	13,08	0,03	1,42
Вода на грохот						
Итого поступает:	100,00	76,01	0,34	13,08	0,03	1,42
Выходит:						
Хвосты сорбции	100,00	76,01	0,34	13,08	0,03	1,42
Уголь в оборот на сорбцию						
Итого выходит:	100,00	76,01	0,34	13,08	0,03	1,42
Обезвреживание						
Поступает:						
Хвосты сорбции	100,00	76,01	0,34	13,08	0,03	1,42
Раствор гипохлорита						
Раствор извести						
В сальники насосов						
Смыв полов						
Вода на распульповку						
Итого поступает:	100,00	76,01	0,34	13,08	0,02	1,42
Выходит:						

## Продолжение таблицы 14

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

## Продолжение таблицы 14

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



1	2	3	4	5	6	7
Итого выходит:	-	0,054	92,59	2,53	-	-
Грохочение угля						
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:	-	0,054	92,59	2,53	-	-
Электролиз						
Поступает:						
Богатый элюат					534,06	54,08
Элюат ИЦ					247,39	35,07
Итого поступает:					367,53	89,15
Выходит:						
Катодный осадок				85,50	-	-
Обеззолоченные растворы электролиза					15,82	3,84
Итого выходит:				85,50	15,82	3,84
Сушка и плавка						
Поступает:						
Катодный осадок				85,50	-	-
Итого поступает:				85,50	-	-
Выходит:						
Золото лигатурное				85,50	-	-
Итого выходит:				85,50	-	-

### 3.3 Расчет водно-шламовой схемы

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

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

С помощью формулы 3 определяется количество воды в продуктах и операциях с известными значениями  $R_n$ , причем значения  $Q_n$ , берутся из количественной схемы.

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

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

По формуле подсчитывается объем пульпы для конечного продукта.

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

где  $n$  – номер продукта в схеме;

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;

$Lr_n$  – расход растворов реагентов,  $m^3$  в единицу времени;

$T_n$  – содержание твердого, %;

$Wn_n$  – 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.

Таблица 15 - Расчет водно-шламовой схемы

Наименование операций и продуктов	Выход $\gamma$ , %	Произво- дитель- ность Q, т/ч	Содер- жание твердо- го T, %	Ж:Т, R	Расход воды W, м <sup>3</sup> /ч	Произво- дитель- ность по объему пульпы W <sub>П</sub> , м <sup>3</sup> /ч
1	2	3	4	5	6	7
<b>ГОФ</b>						
<b>Дробление I стадии</b>						
Поступает:						
Исходная руда ГОФ -500 мм	16,51	12,55	95	0,052	0,66	5,31
Итого:	16,51	12,55	95	0,052	0,66	5,31
Выходит:						
Дробленная 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
<b>Предварительное грохочение</b>						
Поступает:						
Дробленная руда 1	16,51	12,55	95	0,052	0,66	5,31
Дробленная 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
<b>Дробление II стадии</b>						
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
<b>Измельчение в МШР</b>						
Поступает:						
Класс -10 мм	16,51	12,55	95	0,052	0,66	5,31
Пески классификации II	24	18,24	60	0,66	12,16	18,92
Пески классификации I	35	26,60	65	0,53	14,32	24,18
Смыв полов					0,80	0,80
L <sub>4</sub>   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

Продолжение таблицы 15

1	2	3	4	5	6	7
Итого выходит:	75,51	57,40	60	0,66	38,26	59,52
Грохочение II						
Поступает:						
Продукт измельчения в МШР	75,51	57,40	60	0,66	38,26	59,52
L <sub>5</sub>   Вода на грохот					27,46	27,46
Вода в сальники насосов					2,52	2,52
Итого поступает:	75,51	57,40	45,87	1,18	68,25	89,50
Выходит:						
Надрешетный продукт (+2мм)	2,40	1,82	85	0,17	0,32	1
Подрешетный продукт (-2мм)	73,11	55,57	45	1,22	67,92	88,50
Итого выходит:	75,51	57,40	45,87	1,18	68,25	89,50
Гравитация II (Knelson)						
Поступает:						
Подрешетный продукт (-2мм)	73,11	55,57	45	1,22	67,92	88,50
L <sub>6</sub>   Вода на концентрацию					11,48	11,48
Вода в сальники насосов					2,52	2,52
Итого поступает:	73,11	55,57	40,48	1,47	81,91	102,50
Выходит:						
Концентрат гравитации ГОФ	0,07	0,057	50	1	0,057	0,078
Хвосты гравитации ГОФ	73,04	55,51	40,40	1,47	81,86	102,43
Итого выходит:	73,11	55,57	40,48	1,47	81,91	102,50
Классификация I (КСН)						
Поступает:						
Хвосты гравитации ГОФ	73,04	55,51	40,40	1,47	81,86	102,43
Надрешетный продукт (+2мм)	2,40	1,82	85	0,17	0,32	1
Итого поступает:	75,44	57,33	41,15	1,43	82,19	103,43
Выходит:						
Слив классификации I	40,44	30,74	31,17	2,20	67,86	79,24
Пески классификации I	35	26,60	65	0,53	14,32	24,18
Итого выходит:	75,44	57,33	41,15	1,43	82,19	103,43
Классификация II (ГЦ)						
Поступает:						
Слив классификации I	40,44	30,74	31,17	2,20	67,86	79,24
L <sub>7</sub>   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

Продолжение таблицы 15

1	2	3	4	5	6	7
ЗИФ						
Дробление						
Поступает:						
Исходная руда на ЗИФ -500мм	83,42	63,41	95,00	0,05	3,34	26,82
Итого поступает:	83,42	63,41	95,00	0,05	3,34	26,82
Выходит:						
Дробленая руда	83,42	63,41	95,00	0,05	3,34	26,82
Итого выходит:	83,42	63,41	95,00	0,05	3,34	26,82
Измельчение I						
Поступает:						
Дробленая руда	83,42	63,41	95,00	0,05	3,34	26,82
Надрешетный продукт (+2мм)	33,70	21,37	80,00	0,24	5,34	13,26
Смыв полов					0,80	0,80
L <sub>1</sub>   Вода в загрузку мельницы					26,84	26,84
Итого поступает:	117,12	84,78	70,00	0,42	36,32	67,72
Выходит:						
Продукт измельчения I	117,12	84,78	70,00	0,42	36,32	67,72
Итого выходит:	117,12	84,78	70,00	0,42	36,32	67,72
Грохочение I						
Поступает:						
Продукт измельчения I	117,12	84,78	70,00	0,42		67,72
Общие хвосты ШОУ	0,07	0,05	27,34	2,6	0,13	0,15
L <sub>2</sub>   Вода на грохот					112,67	112,67
Вода в сальники насосов					2,52	2,52
Итого поступает:	117,19	84,83	35,86	1,78	151,64	183,06
Выходит:						
Надрешетный продукт (+2мм)	33,70	21,31	80,00	0,25	5,34	13,25
Подрешетный продукт (-2мм)	83,49	63,46	35,00	2,30	146,30	169,81
Итого выходит:	117,19	84,83	35,86	1,78	151,64	183,06
Гравитация I (Knelson)						
Поступает:						
Подрешетный продукт (-2мм)	83,49	63,46	35,00	2,30	146,30	169,81
L <sub>3</sub>   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		0,35
Хвосты гравитации ЗИФ	83,14	63,20	26,64	2,75	174,05	197,45
Итого выходит:	83,49	63,46	26,69	2,74	174,30	197,81
Классификация III(ГЦ)						
Поступает:						
Хвосты гравитации ЗИФ	83,14	63,20	26,64	2,75	174,05	197,45
Продукт измельчения II	234,10	177,94	60,00	0,66	118,63	184,53

Продолжение таблицы 15

1	2	3	4	5	6	7
Кек ИЦ	0,40	0,30	66,70	0,5	0,15	0,26
L8   Вода					181,32	181,32
Вода в сальники насосов					4,32	4,32
Итого поступает:	317,64	241,44	33,54	1,98	478,47	567,89
Выходит:						
Слив классификации III	83,54	63,50	15,00	5,66	359,84	383,36
Пески классификации III	234,10	177,94	60,00	0,66	118,63	184,53
Итого выходит:	317,64	241,44	33,58	1,98	478,47	567,89
Измельчение II						
Поступает:						
Пески классификации III	234,10	177,94	60,00	0,66	118,63	184,53
Итого поступает:	234,10	177,94	60,00	0,66	118,63	184,53
Выходит:						
Продукт измельчения II	234,10	177,94	60,00	0,66	118,63	184,53
Итого выходит:	234,10	177,94	60,00	0,66	118,63	184,53
Щепоотделение						
Поступает:						
Слив классификации III	83,54	63,50	15,00	2,02	359,84	383,36
Слив классификации II	16,46	12,51	15,00	5,66	70,88	75,51
L10   Вода					0,10	0,10
Итого поступает:	100,00	76,01	15,00	5,66	430,82	458,97
Выходит:						
Пульпа	100,00	76,01	15,00	5,66	430,82	458,97
Щепа на полигон ТБО						
Итого выходит:	100,00	76,01	15,00	5,66	430,82	458,97
Сгущение						
Поступает:						
Пульпа	100,00	76,01	15,00	5,66	430,82	458,97
Смыв полов					0,77	0,77
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
Интенсивное цианирование						
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

Продолжение таблицы 15

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

Продолжение таблицы 15

1	2	3	4	5	6	7
Поступает:						
Хвосты сорбции	100,00	76,01	46,83	1,10	84,31	112,47
L <sub>11</sub>   Вода на грохот					1,99	1,99
Итого поступает:	100,00	76,01	46,83	1,13	86,30	114,45
Выходит:						
Хвосты сорбции	100,00	76,01	46,83	1,13	86,30	114,45
Уголь в оборот на сорбцию						
Итого выходит:	100,00	76,01	46,83	1,13	86,30	114,45
Обезвреживание						
Поступает:						
Хвосты сорбции	100,00	76,01	46,83	1,13	86,30	114,45
L <sub>7</sub>   Раствор гипохлорита					2,23	2,23
L <sub>8</sub>   Раствор извести					1,09	1,09
В сальники насосов					0,06	0,06
Смыв полов					0,21	0,21
L <sub>14</sub>   Вода на распульповку					37,26	37,26
Итого поступает:	100,00	76,01	37,41	1,67	127,15	155,30
Выходит:						
Хвосты сорбции обезвреженные	100,00	76,01	37,41	1,67	127,15	155,30
Итого выходит:	100,00	76,01	37,41	1,67	127,15	155,30
Хвостохранилище						
Поступает:						
Хвосты сорбции обезвреженные	100,00	76,01	37,41	1,67	127,15	155,30
В сальники насосов					2,52	2,52
Итого поступает:	100,00	76,01	36,96	1,70	129,67	157,82
Выходит:						
Хвостовой пляж	100,00	76,01	70,00	0,42	32,57	60,72
Осветленная вода					97,10	97,10
Итого выходит:	100,00	76,01	36,96	1,70	129,67	157,82
Донасыщение в колонне						
Поступает:						
Уголь золотосодержащий	-	0,05	-			
Раствор в колонну донасыщения					0,30	0,30
Обеззолоченные растворы электролиза					0,48	0,48
Бедный элюат					0,30	0,30
Итого поступает:	-	0,05	-	21,6	1,08	1,08
Выходит:						
Раствор с донасыщения					1,08	1,08
Уголь золотосодержащий	-	0,05	-			
Итого выходит:	-	0,05	-	21,6	1,08	1,08



Продолжение таблицы 15

1	2	3	4	5	6	7	
Десорбция золота							
Поступает:							
Уголь золотосодержащий							
	-	0,05	-				
L <sub>4</sub>	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	
Кислотная обработка							
Поступает:							
Уголь обеззолоченный							
	-	0,05	-				
L <sub>5</sub>	Раствор соляной кислоты					0,07	0,07
В сальники насосов							
					0,30	0,30	
Итого поступает:							
	-	0,05	-	7,4	0,37	0,37	
Выходит:							
Уголь регенерированный							
	-	0,05	-				
Отработанный раствор соляной кислоты							
					0,37	0,37	
Итого выходит:							
	-	0,05	-	7,4	0,37	0,37	
Отмывка от кислоты							
Поступает:							
Уголь регенерированный							
		0,05					
L <sub>13</sub>	Вода на отмывку					0,15	0,15
Итого поступает:							
		0,05		3	0,15	0,15	
Выходит:							
Уголь регенерированный							
		0,05		1	0,05	0,05	
Вода после промывки от кислоты							
					0,10	0,10	
Итого выходит:							
		0,05		3	0,15	0,15	
Нейтрализация							
Поступает:							
Отработанный раствор соляной кислоты							
					0,37	0,37	
Вода после промывки от кислоты							
					0,10	0,10	
L <sub>6</sub>	Раствор щелочи					0,014	0,014
В сальники насосов							
					0,03	0,03	
Итого поступает:							
					0,514	0,514	
Выходит:							

Продолжение таблицы 15

1	2	3	4	5	6	7
Раствор на обезвреживание					0,514	0,514
Итого выходит:					0,514	0,514
Термическая реактивация						
Поступает:						
Уголь регенерированный	-	0,05	-	1	0,05	0,05
Итого поступает:	-	0,05	-	1	0,05	0,05
Выходит:						
Уголь реактивированный	-	0,05	-			
Испарение при реактивации					0,05	0,05
Итого выходит:	-	0,05	-	1	0,05	0,05
Гашение угля						
Поступает:						
Уголь реактивированный	-	0,050	-			
L <sub>15</sub>   Вода					0,05	0,05
Уголь свежий	-	0,004	-			
Итого поступает:	-	0,054	-	0,92	0,05	0,05
Выходит:						
Уголь на грохочение	-	0,054	-	0,92	0,05	0,05
Итого выходит:	-	0,054	-	0,92	0,05	0,05
Грохочение угля						
Поступает:						
Уголь на грохочение	-	0,054	-	0,92	0,05	0,05
Итого поступает:		0,054		0,92	0,05	
Выходит:						
Уголь после грохочения	-	0,050	-			
Угольная мелочь на утилизацию	-	0,004	-	1,25	0,05	0,05
Итого выходит:	-	0,054	-	0,92	0,05	0,05
Электролиз						
Поступает:						
Богатый элюат					0,20	0,20
Элюат ИЦ					0,28	0,28
Итого поступает:					0,48	0,48
Выходит:						
Катодный осадок						
Обеззолоченные растворы электролиза					0,48	0,48
Итого выходит:					0,48	0,48
Сушка и плавка						
Поступает:						
Катодный осадок						

1	2	3	4	5	6	7
Итого поступает:						
Выходит:						
Золото лигатурное						
Итого выходит:						

Баланс общей воды обогатительной фабрики приведен в таблице 16.

Таблица 16 – 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>L</i> <sub>1</sub>	На измельчение в МПСИ	26,84		
<i>L</i> <sub>2</sub>	На грохочение I	112,67		
<i>L</i> <sub>3</sub>	На гравитацию I	25,48		
<i>L</i> <sub>4</sub>	На измельчение в МШР	10,32		
<i>L</i> <sub>5</sub>	На грохочение II	27,46		
<i>L</i> <sub>6</sub>	На гравитацию II	11,48		
<i>L</i> <sub>7</sub>	На классификацию II	12,58		
<i>L</i> <sub>8</sub>	На классификацию III	181,32		
<i>L</i> <sub>9</sub>	На промывку кека ИЦ	0,63		
<i>L</i> <sub>10</sub>	На щепоотделение	0,1		
<i>L</i> <sub>11</sub>	На контрольное грохочение	1,99		
<i>L</i> <sub>12</sub>	На грохочение и отмывку угля	3,33		
<i>L</i> <sub>13</sub>	На отмыву угля от кислоты	0,15		
<i>L</i> <sub>14</sub>	Раствор на разбавление	37,26		
<i>L</i> <sub>15</sub>	На гашение угля	0,05		
<i>Lr</i> <sub>1</sub>	Раствор NaCN, NaOH в ИЦ	0,04		
<i>Lr</i> <sub>2</sub>	Раствор флокулянта	0,75		
<i>Lr</i> <sub>3</sub>	Раствор NaCN на пред. цианир.	0,68		
<i>Lr</i> <sub>4</sub>	Раствор NaOH на десорбцию	0,5		
<i>Lr</i> <sub>5</sub>	Раствор HCl на регенерацию	0,07		
<i>Lr</i> <sub>6</sub>	Раствор NaOH на нейтрализацию	0,014		
<i>Lr</i> <sub>7</sub>	Раствор ClO на обезвреживание	2,23		
<i>Lr</i> <sub>8</sub>	Раствор CaO на обезвреживание	1,09		
	Итого:	486,7	Итого:	486,7

Общее водопотребление составит 486,7 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 помоллом на второй стадии до конечной крупности не менее 90 % класса минус 0,071 мм.

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

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

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>.

## 4.2 Выбор оборудования для дробления

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

Расчёт требуемой производительности щековой дробилки (т/ч):

Годовая производительность  $Q=500000$  т;

Время работы  $T = 365$  дней/год

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

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

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

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

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

Часовая производительность:

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

Технические характеристики щековой дробилки PE-600x900 приведены в таблице 17.

Таблица 17 - 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

### 4.3 Выбор оборудования для измельчения

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

Расчет требуемого количества и объема мельниц для ЗИФ выполнен по стандартной методике по двум вариантам. По первому варианту расчет произведен по удельной производительности. Удельные производительности мельниц по вновь образованному расчетному классу минус 0,071 мм для эталонных мельниц определены для композитной пробы руды и составили 0,13 т/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  $q_{71}^{эт}$  – 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:

$$t = 0,02D + 0,04, \quad (9)$$

где  $D$  – диаметр мельницы, м.

Необходимую производительность мельницы по вновь образованному классу рассчитываем по формуле:

$$Q = V \cdot (\beta_{71} - \alpha_{71}) / (q_{71}^{пр} \cdot 100), \text{ т/ч}; \quad (10)$$

где  $Q$  – производительность, т/ч;

$V$  – вместимость мельницы,  $\text{м}^3$ ;

$q_{71}^{пр}$  – удельная производительность промышленной мельницы по классу минус 0,071 мм,  $\text{т/м}^3 \cdot \text{ч}$ ;

$\alpha_{71}$  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 –  $q_{71}^{эт} = 0,13 \text{ т/м}^3 \cdot \text{ч}$ .

Для выбора мельницы МПС к расчету принимаем следующие типоразмеры:

MZ 5.5×1.8, вместимостью 34,6  $\text{м}^3$ , с установленной мощностью 800 кВт, производства КНР;

MZ 5.5×3.6, вместимостью 71,6  $\text{м}^3$ , с установленной мощностью 1600 кВт, производства КНР;

ММПС 5.0×3.4, вместимостью 56  $\text{м}^3$ , 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:

$$q^{np} = q_{эм.} * K_u * K_k * K_T * K_\psi * K_\phi * K_L * K_D, \text{ т/м}^3 \cdot \text{ч}; \quad (11)$$

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:

$$K_L = (L_{эТ} / L)^{0,15}; \quad (12)$$



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

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

$$K_D = \sqrt{(D-2t)/(D_{эт} - 2t_{эт})}; \quad (13)$$

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 –  $q^{эт} = 0,23 \text{ т/м}^3 \cdot \text{ч}$ .

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.

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:

$$W = W_i / 0,907 \cdot \left( \frac{10}{\sqrt{d_{80}}} - \frac{10}{\sqrt{D_{80}}} \right), \text{ кВт} \cdot \text{ч/т}; \quad (14)$$

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:

$$W_y = W * (2,4/D)^{0,3}, \text{ кВт} \cdot \text{ч/т}; \quad (15)$$

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

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

$$N_{ш} = 3,82 * \delta_{ш} * D^{2,3} * L * K_{фш} * K_{вш}, \text{ кВт} \cdot \text{ч/т}; \quad (16)$$

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;

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

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

Производительность мельницы MQY 4.0×6.0 рассчитываем по формуле:

$$Q_{\text{м}} = N_{\text{дв.}} / W_{\text{у}}, \text{ т/ч}; \quad (17)$$

По расчетам производительность мельницы MQY 4.0×6.0 составила:

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

На основании расчета промышленных мельниц, на второй стадии измельчения по энергозатратам и удельной производительности по вновь образованному расчетному классу минус 0,071 мм к установке рекомендуется принять шаровую мельницу MQY 4.0×6.0 вместимостью 69,5 м<sup>3</sup> и установочной мощностью двигателя 1500 кВт.

Технические характеристики требуемого измельчительного оборудования приведены в таблице 18.

Таблица 18 – Технические характеристики измельчительного оборудования

Параметры	Ед. изм.	Значения
1	2	3
Параметры мельницы полусамозмельчения		
Тип мельницы	-	MZ 5.5×3.6
Количество барабана	шт.	1
Диаметр	м	5.5
Частота вращения	об./мин	15 или 14,5

1	2	3
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
<b>Параметры шаровой мельницы</b>		
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

#### 4.4 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.

Расчет I стадии классификации:

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

Необходимая площадь просеивающей поверхности рассчитывается как:

$$F = \frac{Q}{q \cdot \delta \cdot k \cdot l \cdot m \cdot n \cdot o \cdot p}, \text{ м}^2; \quad (18)$$

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 отверстии 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.;

o – коэффициент влияния влажности, дол.ед.;

p – коэффициент способа грохочения, дол.ед..

Общая площадь грохочения составит:

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

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

Таблица 19 – 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 L1	мм	2500 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 В Н	мм	6720 4543 2335
Масса	кг	12840

Расчет II стадии классификации:

Исходные данные для расчета гидроциклонов:

- требуемая крупность слива – 90 % класса -0,071 мм;
- требуемая производительность по питанию – 241,44 т/ч (567,89 м<sup>3</sup>/ч);
- нагрузка по пескам – 177,94 т/ч (184,53 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:

$$W = AD^2 \sqrt{P}, \text{ м}^3/\text{ч}; \quad (19)$$

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:

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

Номинальная крупность частиц слива гидроциклона определяем по формуле:

$$d_i = 1,5 \sqrt{D \cdot d_c \cdot \beta / [K_D \cdot d_i \cdot \sqrt{P} \cdot (p-1)]} = 80,9 \text{ мкм}; \quad (20)$$

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:

$$q_n = Q_n / n / (0,785 d_n^2), \text{ т}/(\text{ч} \cdot \text{м}^2); \quad (21)$$

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

Удельная производительность гидроциклона ГЦ-250 по пескам составляет 17825 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.

#### 4.5 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.

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

Число аппаратов для гравитации рассчитывается по формуле:

$$n = V_p / V_k, \text{ шт;} \quad (22)$$

где  $V_p$  – производительность по пульпе расчетная, м<sup>3</sup>/ч;

$V_k$  – производительность по пульпе каталожная, м<sup>3</sup>/ч;

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

Принимаем к установке 3 концентратора (2 рабочих, 1 резервный).

Параметры и режимы работы центробежных концентраторов приведены в таблице 20.

Таблица 20 – Параметры и режим работы центробежных концентраторов

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



#### 4.6 Выбор оборудования для сгущения

Требуемая площадь сгущения определяется по формуле:

$$S = Q/q, \text{ м}^2; \quad (23)$$

где  $S$  - площадь сгущения,  $\text{м}^2$ ;

$Q$  - производительность по твердому,  $\text{т/сут}$ ;

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

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

Результаты расчета сведены в таблицу 21.

Таблица 21 – Техническая характеристика сгустителя

Наименование операции	Производительность по твердому, т/сут	Удельная производительность сгущения по твердому $q$ , $\text{т/м}^2 \cdot \text{сут}$	Площадь сгущения расчетная, $\text{м}^2$	Площадь сгущения паспортная, $\text{м}^2$	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.

#### 4.7 Выбор оборудования для предварительного цианирования

Определяем объем аппаратов цианирования по формуле:

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

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

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

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

Объем одного аппарата цианирования определяем по формуле:

$$V_1 = \frac{V_{\text{общ}}}{n_{\text{с.ц.}}}, \text{ м}^3; \quad (25)$$

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

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

$$V_1 = 860,32 / 3 = 286,77 \text{ м}^3;$$

Количество аппаратов цианирования определяем по формуле:

$$n = \frac{V_{\text{общ}}}{V_1}, \text{ шт.} \quad (26)$$

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

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

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

К установке принимаем три перемешивателя предварительного цианирования объемом  $342 \text{ м}^3$ .

#### **4.8 Выбор оборудования для сорбционного выщелачивания**

Определяем объем аппаратов сорбционного выщелачивания по формуле:

$$V_{\text{общ}} = \frac{V_n \times t_c}{24 \text{ час}}, \text{ м}^3; \quad (27)$$

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

$t_c$  – время сорбции, 8 часов.

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

Объем одного аппарата сорбционного выщелачивания определяем по формуле:

$$V_1 = \frac{V_{\text{общ}}}{n_{\text{с.с.}}}, \text{ м}^3; \quad (28)$$

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

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

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

Количество аппаратов сорбционного выщелачивания определяем по формуле:

$$n = \frac{V_{\text{общ}}}{V_1}, \text{ шт}; \quad (29)$$

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

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

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

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

#### **4.9 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.

#### **4.10 Выбор оборудования для электролиза**

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

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

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

#### **4.11 Выбор оборудования для кислотной обработки**

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

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

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

#### **4.12 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.

#### **4.13 Выбор оборудования для обезвреживания**

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

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

$$V_{\text{общ}} = V_n \times t / 24 = 62,12 \text{ м}^3; \quad (30)$$

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

где  $t_{\text{ц}}$  - время цикла, час.

Определяем необходимое количество емкостей:

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

Принимаем к установке три контактных чана КЧР-40 объемом  $40 \text{ м}^3$ .

## 5 ХВОСТОВОЕ ХОЗЯЙСТВО

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

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

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.

Характеристики секций хвостохранилища хвостов ЗИФ приведены в таблице 22.

Таблица 22 - Характеристики секций хвостохранилища хвостов ЗИФ

Наименование	Единица измерения	Количество	
		Секция 1	Секция 2
1	2	3	4
Полезная площадь	тыс.м <sup>2</sup>	208,00	123,30
Полезный объем	тыс.м <sup>3</sup>	2093,92	1663,49
Общий объем	тыс.м <sup>3</sup>	2526,00	1866,00

1	2	3	4
Вместимость	тыс.м <sup>3</sup>	1941,68	1433,66
Коэффициент использования площади		9,3	11,6
Коэффициент использования емкости		0,92	0,86
Минимальный уровень воды	м	669,00	636,10
Уровень заполнения хвостами	м	686,00	650,80

Аппаратурная схема процесса складирования хвостовых пульп в хвостохранилище представлена на рисунке 13.

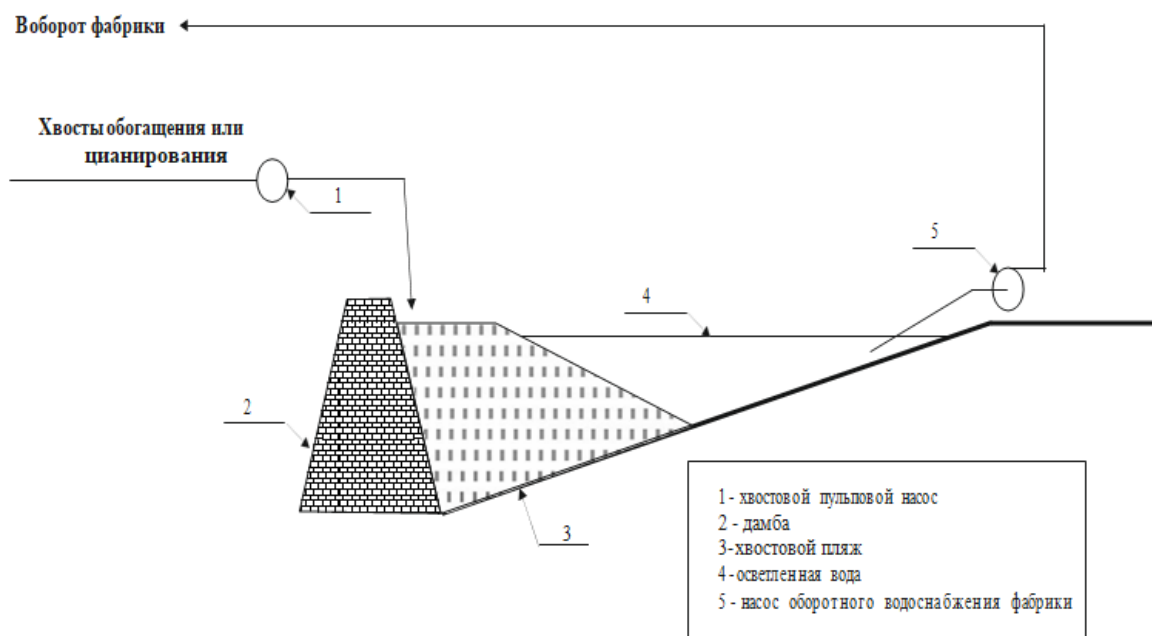


Рисунок 13 – Аппаратурная схема процесса складирования хвостов в хвостохранилище наливного или намывного типа

## 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 используются для приготовления реагентов, второй – в качестве аварийной емкости и в рабочем резерве.

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.

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

Тара из-под цианида подвергается обезвреживанию раствором гипохлорита кальция в емкости для обезвреживания в течение 2 часов. Вместимость емкости - 6 барабанов. Для поддержания рН в ходе реакции обезвреживания в пределах 11,0-11,5 в емкость подается раствор защитной щелочи.

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

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 приямке. Уклон полов отделения выполнен с учетом транспортировки всех стоков (смыть полов) в дренажный приямок. Дренажные стоки используются для приготовления раствора цианида.

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 используется для приготовления реагентов, второй – в качестве аварийной емкости и в рабочем резерве.

Щелочь (едкий натр) доставляется в отделение приготовления щелочи в полипропиленовых мешках с полиэтиленовыми вкладышами весом нетто 50 кг. Мешки с едким натром доставляются в отделение приготовления раствора



щелочи спецпогрузчиком, затем с помощью крана поднимаются на площадку обслуживания. Щелочь загружается в контактный чан КЧР-6,3А через 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 приямке. Уклон полов отделения выполнен с учетом транспортировки всех стоков (смыв полов) в дренажный приямок. Дренажные стоки используются для приготовления раствора щёлочи.

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 используются 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 приемке. Уклон полов отделения выполнен с учетом транспортировки всех стоков (смыв полов) в дренажный приемок. 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.

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.

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 используются 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.

В установившемся режиме обезвреживания хвостов сорбции суточный расход гипохлорита кальция составит 8,416 т (169 барабанов в сутки). Для приготовления раствора гипохлорита кальция используются оборотные 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, независимо от концентрации гипохлорита в растворе.

В случае аварийной ситуации предусмотрено освобождение растворного чана в рядом стоящую аварийную емкость. Из аварийной емкости раствор гипохлорита кальция насосом ХМ 8/40-К-55, производительностью 8 м<sup>3</sup>/ч подается в процесс.

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

Для перекачивания дренажных стоков предусматривается установка насоса погружного ХП2/30-К-5У3. Насос установлен в дренажном приямке. 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 аэрозоли гидроцианида - в фильтрах ФВГ-П-М-СЦ. Коэффициент очистки по данным завода-изготовителя – 90 %. От аэрозоли щелочи - в фильтре типа ФВГ-П-М. Коэффициент очистки по данным завода-изготовителя — 96 %. От пыли извести очистка воздуха производится в прямооточном циклоне Ц/П-2500/SP. Коэффициент очистки по данным завода-изготовителя - 90%. В помещениях приготовления цианида и гипохлорита кальция предусмотрена аварийная вентиляция, сблокированная с газоанализаторами. Над входом в помещение приготовления цианида предусмотрено табло: «Вход в помещение только после предварительной бесперебойной работы вентиляции в течение 10 мин». Включение систем вентиляции предусмотрено в тамбурах у входной двери. Ворота оборудованы воздушно-тепловой завесой.

## 7 ЭЛЕКТРОСНАБЖЕНИЕ

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

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

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

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

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

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

- элементы грозозащиты, наружное освещение.

РУ-35 кВ выполнено по тупиковой схеме, схема электрических соединений принята 35-ЗН. 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 автоматическим 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.

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 промплощадке с корпусом ЗИФ сооружается трансформаторная подстанция 35/6/0,4 кВ №2.

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

От РУ-6кВ проектируемой трансформаторной подстанции ТП 35/6/0,4 кВ №2 предусматривается запитать мельницы самоизмельчения МПСИ и шаровую 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 «Электрощит» - 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.

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

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

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

Прокладка кабелей вдоль зданий и сооружений предусматривается на расстоянии не менее 0,6 м от фундамента. При параллельной прокладке



расстояние по горизонтали в свету от кабельных линий до водопровода и канализации должно быть не менее 1 м. Прокладка кабелей в траншеях выполняется по типовой серии А5-92 «Прокладка кабелей напряжением до 35 кВ в траншеях».

По площадке приемного бункера с узлом крупного дробления и конвейера подачи дробленой руды прокладка кабелей предусматривается по кабельным конструкциям в кабельных коробах с креплением к технологическому оборудованию, а также в стальных электросварных трубах.

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

Электроснабжение объектов хвостового хозяйства предусматривается по проектируемой ВЛ-6 кВ, выполняемой проводами СИП-3 сечением 3(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 железобетонным подножником.

Электроснабжение насосной станции и узла обеззараживания отстойника-накопителя карьерных и подотвальных вод на площадке карьера №1 предусматривается по ВЛ-0,4 кВ, выполняемое проводом СИП-2 сечением 4x50 мм<sup>2</sup> по деревянным опорам с железобетонным подножником, по типовой серии 3.407-96 «Передвижные опоры для низковольтных воздушных линий электропередачи горных предприятий».

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

## 8 ВОДОСНАБЖЕНИЕ

Источники водоснабжения:

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

Для обеспечения водой объектов, проектом предусмотрены:

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

Система хозяйственно-питьевого водоснабжения:

Для обеспечения хозяйственно-питьевых нужд объектов, используется привозная вода. Доставка воды, осуществляется автоцистернами оборудованными насосами из водопроводных сетей п. Соловьёвск, снабжаемых водой от существующего скважинного водозабора АО «Прииск Соловьёвский». По своим химическим и бактериологическим показателям качество воды соответствует СанПиН 2.1.4.1074-01 «Вода питьевая. Гигиенические требования к качеству воды централизованных систем питьевого водоснабжения. Контроль качества». Для хранения запаса питьевой воды предусмотрена водонапорная башня с баком ёмкостью 50 м<sup>3</sup> и высотой опоры 4 м. В соответствии с п. 2.4.2 СанПиН 2.1.41110-02 граница первого пояса ЗСО установлена на расстоянии 10 м от водонапорной башни. Проектом предусмотрена тепловая изоляция бака и обогрев его греющим кабелем. Перед монтажом тепловой изоляции предусмотрено антикоррозийное покрытие

наружной поверхности бака масляно-битумной краской БТ-177 в 2 слоя по грунтовке ГФ-021.

Система производственно-противопожарного водоснабжения:

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

Фактическое водопотребление составит: 403866 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 учётом объёма воды для установки принят резервуар производственной воды полезным объёмом 500 м<sup>3</sup>. Геометрический объём резервуара с учётом 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 расчётного 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 расчётного 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.

## 9 ОТОПЛЕНИЕ, ВЕНТИЛЯЦИЯ И КОНДИЦИОНИРОВАНИЕ ВОЗДУХА

### 9.1 Решения по отоплению

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

В зданиях предусмотрены вводы сетевой воды.

Промплощадка:

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

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

Отопление принято водяное регистрами из гладких труб. Системы отопления – однотрубные 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  $+22^{\circ}\text{C}$ .

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

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

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

### 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 (административно-бытовой комплекс)

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

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 (контрольно-пропускной пункт)

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

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

### 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 так же от системы отопления. Отопление вспомогательных помещений осуществляется системой отопления.

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**

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

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

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 организован двухкратный подпор воздуха. Вентиляция электропомещений (РУ, щитовые и т.п.) решена на ассимиляцию теплоизбытков с учетом теплопотерь в зимний период и дополнительного воздухообмена на летний период (при значительных тепловыделениях). Приточный воздух выдается в рабочую зону, удаляется из верхней зоны с помещений.

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

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

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

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

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



## 10 КОНТРОЛЬ, ОПРОБОВАНИЕ И ОТБОР ПРОБ

Для ведения технологического процесса предусмотрены следующие виды контроля и опробования:

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

В процессе обезвреживания ведётся автоматический контроль следующих параметров:

- 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.

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.

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.

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 АВТОМАТИЗАЦИЯ И МЕХАНИЗАЦИЯ ПРОИЗВОДСТВЕННОГО ПРОЦЕССА

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

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.

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

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

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

Схема управления насосами предусматривает ручное включение резервного насоса при остановке рабочего. Предусмотрен контроль уровня пульпы в зумпфах и дренажных приемках. Датчики уровня 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 WICKA мод.233.50;
- преобразователи рН, ОБП - 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.

## 12 ПРОИЗВОДСТВЕННАЯ БЕЗОПАСНОСТЬ

Производственная безопасность — система организационных мероприятий и технических средств, предотвращающих или уменьшающих вероятность воздействия на работающих опасных травмирующих производственных факторов, возникающих в рабочей зоне в процессе трудовой деятельности.

### 12.1 Электробезопасность

Электробезопасность – система организационных и технических мероприятий и средств, обеспечивающих защиту людей от вредного и опасного воздействия электрического тока, электродуги, электромагнитного поля и статического электричества [24].

Работодатель в зависимости от местных условий может предусматривать дополнительные меры безопасности труда, не противоречащие действующим правилам по охране труда при эксплуатации электроустановок. Эти меры безопасности должны быть внесены в соответствующие инструкции по охране труда, доведены до персонала в виде распоряжений, указаний, инструктажа.

Электроустановки должны находиться в технически исправном состоянии, обеспечивающем безопасные условия труда.

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

При обслуживании электроустановок применяются защитные средства (диэлектрические перчатки, боты, коврики и др.). Перед применением защитные средства тщательно осматриваются. Не реже одного раза в месяц производится осмотр всей заземляющей сети [31].

### 12.2 Пожаробезопасность

Пожарная безопасность объекта защиты – это состояние объекта защиты, характеризующееся возможностью предотвращения возникновения и развития

пожара, а также воздействия на людей и имущество опасных факторов пожара [28].

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

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

Все рабочие, которые в процессе эксплуатации или ремонта занимаются строповкой грузов, проходят специальное обучение и получают удостоверение права работы стропальщиками.

В соответствии с требованиями «Пожарная безопасность. Общие требования» пожарная безопасность проектируемого объекта обеспечивается: системой предотвращения пожара; системой противопожарной защиты; организационно-техническими мероприятиями [27,28].

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.

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.

### **12.3 Охрана труда**

Проектирование, строительство и эксплуатация обогатительной фабрики осуществляется с учетом требований Приказа от 11 декабря 2013 г. N 599 об утверждении Федеральных норм и правил в области промышленной безопасности «Правила безопасности при ведении горных работ и переработке твердых полезных ископаемых» [24].

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

- пройти предварительное медицинское освидетельствование;- пройти предварительное обучение по технике безопасности по специальной программе в соответствии с требованиями [24];

- иметь соответствующую квалификацию;

- быть обученным безопасным приемам работы;

Шумовое воздействие (акустическое воздействие) выше допустимого уровня оказывает:

- неблагоприятное физиологическое воздействие на самочувствие людей и животных при длительном воздействии;

- неблагоприятное психологическое и физиологическое воздействие на человека при периодическом интенсивном воздействии [15];

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

- применение звукоизолирующих материалов и конструкций;

- техническое обслуживание оборудования (смазка);

- применение индивидуальных средств защиты [10].



Перед допуском непосредственно к работе получить инструктаж по технике безопасности на рабочем месте; быть ознакомлены под подпись с сертификатом обогатительной фабрики [30].

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

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

После запуска в эксплуатацию обогатительной фабрики производится аттестация рабочих мест. При аттестации рабочего места уточняются классы условий труда по опасным и вредным производственным факторам (физическим, биологическим, и т.д.), тяжести и напряженности труда.

### 13 ОХРАНА ОКРУЖАЮЩЕЙ СРЕДЫ

Охрана 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. Для исключения вероятности загрязнения поверхностных вод цианидами, перед складированием хвосты сорбции обезвреживаются от цианистых соединений. Обезвреженные хвосты направляются в хвостохранилище [25].

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 отстоянные стоки подаются в хвостохранилище.

Карьерные и подотвальные воды отводятся в отстойник-накопитель, после отстаивания сток используется на нужды полива и пылеподавления.

В качестве основных воздействий на подземные воды в период эксплуатации рассмотрены следующие возможные факторы: случайные утечки реагентов; аварийные утечки сточных вод из накопителей [14].

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 [25].

Охрана атмосферного воздуха - при эксплуатации предприятия образуются 49 источников выбросов загрязняющих веществ в атмосферный воздух, из них 29 – неорганизованных [18].

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

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

- в корпусе ЗИФ в отделении цианирования и сорбции очистка отаэрозолигидроцианида и щелочи производится в фильтрах ФВГ-П-М-СЦ. Коэффициент очистки по данным завода-изготовителя составляет 90%;
- в отделении реактивации и отделении приготовления известкового молока очистка от пыли извести и угля очистка воздуха производится в прямоточном циклоне Ц/П-2500/SP. Коэффициент очистки по данным завода-изготовителя - 90% [29].

- в корпусе ЗИФ в отделении цианирования и сорбции очистка отаэрозолигидроцианида и щелочи производится в фильтрах ФВГ-П-М-СЦ.

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

- в отделении приготовления щелочи очистка отаэрозоли щелочи производится в фильтрах ФВГ-П-М.

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

– в ОТК и измельчительном отделении очистка воздуха от пыли руды производится рециркуляционных агрегатах для отсоса и улавливания пыли АОУМ.

на неорганизованных пылящих источниках выбросов предусматривается орошение водой, что сокращает выбросы пыли [18].

Охрана почв и недр - целью планируемой хозяйственной деятельности является добыча полезных ископаемых. Основное воздействие на недра оказывают горные работы [21].

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

– нарушение целостности физических свойств геологического массива, обусловленное безвозвратным изъятием из природного массива руды и вмещающих пород при производстве добычных работ;

– изъятие и изменение качества и свойств земельных участков вследствие размещения объектов;

Преобразование рельефа (выемки, насыпи) и изменение активности экзогенных геологических процессов.

Для сокращения воздействия на почву применяются следующие меры по смягчению воздействия: верхний снимаемый плодородный слой почвы будет складирован в специальном отвале и законсервирован для последующей рекультивации земель, производится посев трав по поверхности отвала; строгое соблюдение границ земельного отвода; запрещение движения транспорта и техники вне дорог; снижение выделения пыли и других загрязняющих веществ от производственных объектов путем устройства укрытий, установки оборудования пылеулавливания и газоочистки; реализация комплекса мероприятий по сбору, хранению и размещению отходов; сбор и очистка сточных вод; конструктивные решения по предотвращению утечек технологических растворов; применение противочисточных экранов из полимерного материала при складировании хвостов ЗИФ; выполнение комплекса работ по рекультивации нарушенных земель [22].

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

Флора и наземная фауна отнесены к биологическим ресурсам низкой ценности.

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

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 [20].

Минимизация воздействия будет обеспечиваться при соблюдении следующих мероприятий [22]:

1. Выполнение строительных и эксплуатационных работ строго в границах отведённых земель.
2. Максимально возможное сокращение площадей механического нарушения земель.
3. Своевременная рекультивация нарушенных земель
4. Складирование и вывоз отходов производства и потребления в соответствии с принятыми в проекте решениями.
5. Профилактика браконьерства, а именно: неукоснительное соблюдение правил пожарной безопасности.

Рекультивация - Технический этап предусматривает выполнение мероприятий по подготовке земель, освобождающихся после отработки месторождения, к последующему целевому использованию в народном хозяйстве. К ним относятся: грубая и чистовая планировка поверхности нарушенных земель; выколаживание и (или) террасирование откосов отвалов и бортов карьерных выемок; подготовка участков (вырубка леса, кустарника, уборка камней и т.д.); селективное снятие, транспортирование, складирование (при необходимости) и нанесение на рекультивируемые земли потенциально плодородных пород (ППП) и плодородного слоя почвы (ПСП); ликвидация последствий осадки отвалов открытых горных работ и противоэрозионные мероприятия; засыпка породой или заполнение водой остаточных карьерных выемок; комплекс мелиоративных мероприятий, направленных на улучшение химических и физических свойств отвальных грунтов, слагающих поверхностный слой рекультивируемых земель (при необходимости); строительство дорог и гидротехнических сооружений и др.

Биологический этап рекультивации включает мероприятия по восстановлению плодородия рекультивируемых земель. К ним относятся: посадка древесно-кустарниковых культур, посев многолетних трав, проведение агротехнических мероприятий, фитомелиоративные и другие работы, направленные на восстановление флоры и фауны[32].

## 14 СПЕЦИАЛЬНАЯ ЧАСТЬ

### 14.1 Реагент Flotent GoldSC 570

В настоящее время основным реагентом в гидрометаллургии извлечения золота и серебра из руд коренных месторождений является цианид натрия, который применяется уже более 100 лет. Цианистый процесс обеспечивает получение порядка 80–90 % золота и серебра из руд коренных месторождений. Способ извлечения золота и серебра из руд и рудных концентратов с помощью цианидов обладает существенными технологическими и экономическими преимуществами по сравнению с прочими металлургическими технологиями. Однако, цианид относится к категории сильнодействующих ядовитых веществ (СДЯВ), и его применение сопровождается большим объемом комплексных мероприятий: обеспечение безопасности обслуживающего персонала, обезвреживание цианидов в хвостах, экологические требования при складировании отходов цианирования. Это все дополнительные затраты, ухудшающие экономику процесса.

В связи с этим во всем мире, в том числе и в России, уже много лет ведутся интенсивные работы по изучению возможностей замены цианидов другими альтернативными растворителями. В настоящее время известно около 40 альтернативных выщелачивающих систем, способных переводить золото и серебро в растворимое состояние. Наиболее известными из них являются тиомочевина, тиосульфаты натрия и аммония, галоиды (хлор, бром, йод), которые уже неоднократно испытывались для промышленного применения /1/.

Тем не менее ни один из технологических вариантов с использованием нецианистых растворителей золота и серебра пока не может претендовать на роль универсального гидрометаллургического процесса, каковым в настоящее время является цианирование.

В Китае запатентован новый экологически чистый реагент для выщелачивания золота и серебра без цианида Flotent GoldSC 570. Формула реагента не раскрывается, но указывается, что в нем содержатся  $\text{Na}_2\text{O}$ , N,  $\text{H}_2\text{O}$ ,

Ca, Fe, NH<sub>4</sub> и другие компоненты. В виде какого химического соединения золото и серебро переходит в раствор, не сообщается. Тем не менее в описании метода определения концентрации реагента Flotent GoldSC 570 в растворе указывается, что в качестве реактива используется азотнокислое серебро, которое применяется и при определении цианида. На основании этого можно предположить, что в состав нового реагента входят соединения, похожие на цианид, а для реакции растворения золота в составе этого реагента, видимо, имеются окисляющие вещества или катализаторы.

Реагент Flotent GoldSC 570 выпускается в виде порошка или гранул (шариков), почти не имеет запаха, хорошо растворим в воде. Реагент в Китае сертифицирован в качестве общего груза, 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.

Так как продукт высокочувствителен к влаге, необходимо строго соблюдать правила его хранения: для предотвращения попадания влаги упаковка должна быть плотно закрыта и храниться изолированно в прохладном и сухом месте; совместная погрузка реагента с прочими химическими веществами или съедобными продуктами строго запрещена. Реагент Flotent GoldSC 570 упаковывается в мешки с полиэтиленовым вкладышем по 25 кг либо в мешки типа Биг-Бэг массой нетто 1000 кг.

В настоящее время цена на реагент в полтора раза превышает цену на цианид. Однако, если учитывать затраты на все организационные мероприятия по обеспечению безопасности цианистого процесса, начиная с транспортировки и заканчивая операцией обезвреживания цианида в хвостах процесса сорбционного цианирования, можно с уверенностью сказать, что



использование данного бесцианидного реагента в технологии извлечения золота обойдется дешевле.

Считается, что Flotent GoldSC 570 — экологически чистый реагент для выщелачивания золота без цианида — отличная 100-процентная замена цианида натрия в процессах выщелачивания золота и серебра.

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.

По информации китайского производителя, реагент Flotent GoldSC 570 широко используется на рудниках Китая и является отличной заменой токсичного цианида натрия в процессах кучного и сорбционного выщелачивания золота. При этом приводятся примеры использования реагента на китайских предприятиях (всего 12 примеров). Большая часть предприятий, на которых применяется новый реагент, это рудники, работающие по технологии кучного выщелачивания золота из бедных руд или лежалых хвостов. Но есть и примеры использования реагента Flotent GoldSC 570 для чанового выщелачивания золота и процессе СІР (уголь в пульпе).

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 на большой пробе руды массой 3000 т. 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.

Были поставлены опыты на двух навесках отобранных из 1 пробы: первый — с применением цианида и смолы и второй параллельно — с FlotentGoldSC 570. Параметры процесса цианирования были следующие: плотность пульпы — 33 % твердого; концентрация цианида (NaCN) — 0,1 %; концентрация защитной щелочи 0,03 %; загрузка смолы — 3% от объема пульпы; время цианирования — 24 ч, крупность материала 100 % класса минус 0,1 мм. В качестве защитной щелочи использовали известь. Параметры процесса при альтернативном выщелачивании реагентом Flotent gold SC 570 были идентичны параметрам процесса цианирования за исключением сорбента. В качестве сорбента при альтернативном выщелачивании использовался активированный уголь. Результаты представлены в таблице 23.

Таблица 23 - Результаты по выщелачиванию проб исходной руды реагентом цианидом натрия и альтернативным реагентом Flotent gold SC 570

<i>Продукт</i>	Содержание золота, г/т	Извлечение золота, %	Расход реагента, кг/т
<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	

По результатам проведенных исследований видно, что извлечение золота при использовании альтернативного выщелачивающего реагента на 12,81 % выше, чем при использовании цианистого натрия. Расход реагента FlotentGoldSC 570 на 20 % ниже. Необходимо отметить тот факт, что при альтернативном выщелачивании не использовалась известь в качестве регулятора щелочности среды, рН пульпы был на уровне 9,0–9,5 в начальный период выщелачивания и 10,0–10,35 после 8 часов выщелачивания.

Приведенные выше примеры показывают, что реагент FlotentGoldSC 570 выщелачивает золото из руд, производится в промышленном масштабе и применяется на рудниках КНР. Поскольку FlotentGoldSC 570 применяется в основном на рудниках с процессом КВ, можно предположить, что он минимально влияет на экологию.

Прежде чем принимать решение о его применении, необходимо всесторонне изучить состав этого реагента, проверить его физические и химические свойства, определить область применения. Если в нем все-таки

содержится цианид, то нужно определить, какова его доля и как он воздействует на экологию. В случае, если обнаружится, что доля цианида в составе FlotentGoldSC 570 незначительная, то возможно его применение в кучном выщелачивании золота из руд с минимальным влиянием на экологию.

#### **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.

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 используется 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 .

Таблица 24 - Элементный анализ руд

Элемент	Au	Ag	Cu	Pb	Zn	S	As	Sb	Hg
Массовая доля, %	1,16	0,34	0,0048	0,018	0,0045	0,177	0,101	0,0075	0,0011
Компонент	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	FeO	Na <sub>2</sub> O	CaO	MgO	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	K <sub>2</sub> O	SiO <sub>2</sub>	LoI
Массовая доля, %	3,600	0,537	0,155	0,203	0,308	10,550	2,440	78,460	3,020

Таблица 25 - 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 26 - 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 цианамидом 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  $\text{Na}_2\text{O}$ ,  $\text{N}$ ,  $\text{H}_2\text{O}$ ,  $\text{Ca}$ ,  $\text{Fe}$ ,  $\text{NH}_4$  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.

Реагент отличается малой токсичностью, относительной безопасностью для окружающей среды, широким спектром применения, высоким уровнем выщелачивания, быстрой рециркуляцией, малым расходом, низкой стоимостью, легкостью в использовании.

По заверению «Florrea», Goldix 570 способен полностью заменить собой цианид натрия, цианид калия и цианид кальция и уже широко применяется в качестве выщелачивателя на рудниках по добыче золота и серебра при кучном выщелачивании, выщелачивании из отвалов, обогащении по методу СР.

По своим физическим характеристикам Goldix 570 представляет собой твердое кусковое, гранулированное или порошкообразное вещество практически без запаха. Реагент растворим в воде.

Goldix 570 — щелочная смесь с уровнем  $\text{pH}=11,6$ . Если  $\text{pH}$  падает ниже 10, в качестве стабилизатора используется известь ( $\text{CaO}_2$ ) или каустическая сода ( $\text{NaOH}$ ). Опыт показывает, что наибольшей эффективности выщелачивания с помощью Goldix 570 можно достичь при  $\text{pH}=11,4$ .

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.

Выщелачивающий реагент Goldix 570 является высоко-технологичным, безопасным для окружающей среды химикатом. Может быть использован путем растворения в чистой теплой воде. Применяемый в золотодобыче, продукт обладает целым рядом преимуществ: простота применения, высокая степень выщелачивания, высокая скорость реакции выщелачивания, низкая токсичность, простота хранения и транспортировки.

Goldix 570 широко используется в процессах выщелачивания при золотодобыче на золотых и серебряных рудниках в качестве заменителя высоко токсичного цианида натрия в процессе кучного выщелачивания, мокрого выщелачивания, угольного выщелачивания, в системе «уголь в пульпе» золотоносной окисленной руды в золотых и серебряных рудниках.

## 15 ЭКОНОМИЧЕСКАЯ ЧАСТЬ

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

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

Бизнес-идея дипломного проекта является появление новых экологически чистых технологий, снижающих затраты при обезвреживании хвостов обогащения.

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

### **15.1 Режим работы, графики сменности, баланс рабочего времени**

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

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

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

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

$$T_{\text{раб}} = T_{\text{кал}} - T_{\text{рем}}, \text{ дней}; \quad (31)$$

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.

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

Таблица 27 - График сменности при непрерывном режиме работы

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

Для расчёта эффективного рабочего времени  $T_{\text{эф}}$  составляется баланс рабочего времени за год (таблица 28).

Таблица 28 - Плановый баланс рабочего времени на одного рабочего

Наименование	Дни
1	2
Календарное время, $T_{\text{кал}}$	365

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

### 15.2 Производственная программа и товарная продукция фабрики

Производственная программа по сырью  $ПП_c = 600000$  т/год;

За счет роста извлечения производственная программа по концентрату  $ПП_k$  увеличивается с 1331,53 до 1440 кг/год.

Фактическая  $ПП_k = 1331,53$  кг/год, проектная  $ПП_k = 1440$  кг/год.

Товарная продукция рассчитывается по ценам предприятия на продукцию по формуле:

$$ТП = ПП_k \cdot Ц_k \cdot ХЧ / 100 \%, \text{ руб/год}; \quad (32)$$

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

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

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

Фактическая ТП:

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

Проектная ТП:

$$ТП = 1440000 \times 2100 \times 95/100 = 2872800000 \text{ руб/год.}$$

### 15.3 Численность трудящихся и заработная плата

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

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

Таблица 29 - 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>				
Узел крупного дробления				
Дробильщик	1	1	2	4
Машинист конвейера	1	1	2	4
Бункеровщик	1	1	2	4
Итого	3	3	6	12
Наземный склад дробленой руды				
Машинист погрузчика	1	1	2	4
Машинист питателя	1	1	2	4
Итого	2	2	4	8
Отделение измельчения				
Машинист мельниц	2	2	4	8
Машинист насосных установок	1	1	2	4
Итого	3	3	6	12
Отделение гравитации				
Концентраторщик	1	1	2	4
Итого	1	1	2	4
Отделение сгущения				
Аппаратчик сгустителя	1	1	2	4
Итого	1	1	2	4
Отделение цианирования и сорбции				
Аппаратчик-гидрометаллург	2	2	4	8
Машинист насосных установок	2	2	4	8
Итого	4	4	8	16
Отделение интенсивного цианирования				
Аппаратчик-гидрометаллург	2	2	4	8
Итого	2	2	4	8

Продолжение таблицы 29

1	2	3	4	5
Отделение десорбции, электролиза и регенерации Аппаратчик-гидрометаллург, занятый на автоклавах и выщелачивании Машинист сушильной установки Итого	2 1 3	2 1 3	4 2 6	8 4 12
Плавильное отделение Плавильщик-упаковщик, весовщик Кассир Итого	2 1 3	0	2 1 3	4 2 6
Компрессорная Машинист компрессорных установок Итого	1 1	1 1	2 2	4 4
Отделение обезвреживания Оператор обезвреживания Итого	2 2	2 2	4 4	8 8
Отделение приготовления реагентов Растворщик реагентов (с прим. циан. раств.) Растворщик реагентов Итого	2 4 6	2 0 2	4 4 8	8 8 16
ОТК. Экспресс-анализ Весовщик Пробоотборщик (с цианосод. растворами) Пробоотборщик (2% двуокиси кремния) Контролёр ОТК Лаборант ОТК Лаборант экспресс-анализа Итого	1 1 1 1 1 1 6	1 1 1 1 1 1 6	2 2 2 2 2 2 12	4 4 4 4 4 4 24
ШОУ Концентраторщик Итого	3 3	0 0	3 3	6 6
Ремонтная бригада ЗИФ Слесарь дежурный по ремонту оборудования Слесарь дежурный по ремонту электрооборудования Слесарь-ремонтник Электрогазосварщик Машинист крана Электрослесарь Электрослесарь КИПиА Итого	1 1 2 1 1 2 1 9	1 1 0 0 1 0 0 3	2 2 2 1 2 2 1 12	4 4 4 2 4 4 2 24
Всего рабочие по узлу переработки руды	46	33	79	154
ИТР и служащие Начальник ЗИФ Главный технолог Начальник ОТК	1 1 1		1 1 1	2 2 2

## Окончание таблицы 29

1	2	3	4	5
Мастер по ремонту	1		1	2
Мастер смены (обогащение)	1	1	2	4
Мастер смены (гидрометаллургия)	1	1	2	4
Диспетчер	1	1	2	4
Итого ИТР	7	3	10	20
Всего по переработке руды	53	36	89	174
Хвостовое хозяйство				
Рабочие				4
Рабочий карты намыва	2		2	
Машинист насосных установок	1		1	2
Итого	3	0	3	6
ИТР и служащие				
Мастер	1		1	2
Итого	1	0	1	2
Всего по хвостовому хозяйству	4	0	4	8

Таблица 30 – 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
Переработка руды					
ИТР и служащие					
Начальник ЗИФ	90000	12	1	2	2160
Главный технолог	80000	12	1	2	1920
Начальник ОТК	80000	12	1	2	1920
Мастер по ремонту	70000	12	1	2	1680
Мастер смены (обогащение)	70000	12	2	4	3360
Мастер смены (гидро-гия)	70000	12	2	4	3360
Диспетчер	60000	12	2	4	2880
Итого			10	20	17280
Рабочие					
Узел крупного дробления	60000	12	6	12	8640
Наземный склад дробленной руды	60000	12	4	8	5760
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 циан.	60000	12	4	8	5760

Продолжение таблицы 30

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

### 15.4 Производительность труда

Труд может быть производительным и менее производительный. Показателем эффективности труда является его производительность. Повышение производительности труда имеет большое экономическое и социальное значение, которое необходимо рассматривать на макро- и микро уровне.

Производительность по руде:

$$P_p = Q_{\text{год}} / Ч_{\text{сп}}, \quad (33)$$

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

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

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

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

Производительность по концентрату:

$$P_{\text{тп}} = \text{ТП} / Ч_{\text{сп}} \text{ руб/год} \cdot \text{чел}; \quad (34)$$

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

## 15.5 Основные фонды, их стоимость и амортизация

Основные фонды являются составной частью имущества предприятия. Основные средства – это основные фонды в стоимостном выражении. Основные средства – это средства труда, которые неоднократно участвуют в производственном процессе. Сохраняя при этом свою натуральную форму. А их стоимость переносится на производимую продукцию частями по мере снашивания в виде амортизационных отчислений.

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

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 31 - Основные фонды, их стоимость и амортизация переработки и хвостового хозяйства

Наименование	Количество единиц, шт.	Балансовая стоимость, тыс.руб.	Срок использования, лет	Амортизация	
				норма, %	сумма, тыс.руб.
1	2	3	4	5	6
Переработка руды					
Здания и сооружения					
Склад исходной руды	1	5000,00	25	4,0	200
Приемный бункер с узлом крупного дробления	1	3851,18	25	4,0	154,04
Конвейер подачи дробленной руды	1	5309,46	25	4,0	212,37

Продолжение таблицы 31

1	2	3	4	5	6
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
Итого:		535022,50			29368,9
Оборудование					
Основное оборудование					
Дробилка PE 600x900	2	1196,94	12	8,3	99,34
Мельница MZ 5.5x3.6	1	14743	12	8,3	1223,66
Грохот ГИСТ - 42	4	5544	12	8,3	460,15
Концентратор центробежный	4	48212	12	8,3	4001,59
Установка интенсивного цианирования	2	9620	12	8,3	798,46
Батарея гидроциклонов	2	4314	12	8,3	358,06
Мельница шаровая MQY4.0x6.0	1	11809	12	8,3	980,14
Грохот вибрационный ГВ-0,6	2	1674	12	8,3	138,94
Перемешиватель предварительного цианирования и сорбции	12	18654	12	8,3	1548,28
Чан контактный КЧР-40	3	2736	12	8,3	227,08
Колонна десорбции	2	6622	12	8,3	549,62
Автоклав электродный	1	2567	12	8,3	213,06
Электролизер ГЦН – 40М	3	2628	12	8,3	218,12
Мельница шаровая MQZC (МШР) 2,1x3,0	2	19796	12	8,3	1643,06
Спиральный классификатор FLG-1500	2	8470	12	8,3	703,01
Печь индукционная СНО 360/12	1	110	12	8,3	9,13
Печь реактивации	1	734	12	8,3	60,92
Грохот вибрационный ГИТ- 41Б	1	1134	12	8,3	94,12
Расходные емкости	10	7850	12	8,3	651,55
Колонны	12	10476	12	8,3	869,50
Вспомогательное оборудование		90675	6,5	15,4	5893,87
Прочее		86679	6,5	15,4	5634,13
Итого:					26402,79
Итого по переработке:		800591,44			55771,69



## 15.6 Оборотные фонды

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

Стоимость оборотных фондов горных работ и вспомогательных служб составляет 498281000 рублей.

Таблица 32 – Фактические материальные затраты переработки и хвостового хозяйства

Наименование	Единицы измерения	Цена за единицу, руб.	Всего	
			Количество	Сумма, тыс. руб.
Производительность: переработка	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
<b>Реагенты на обезвреживание:</b>				
Гипохлорит кальция, 65 %	т	52033,9	44	2279
Железный купорос, 57 %	т	9071,2	294	2667
Известь гашеная, 67 %	т	4600	47	217
Итого				351520
Электроэнергия	тыс.кВт.*час	4500	37073,7	166832
Всего				518352
<b>Хвостовое хозяйство</b>				
Топливо для ДЭС				
Дизельное топливо	т	35000	13	441
Смазочные масла	т	52000	0,1	5
Всего				446
Электроэнергия	тыс.кВт.*час	4500	528,1	2376
Итого				2822
Итого по переработке:				521174

Таблица 33 – Проектные материальные затраты переработки и хвостового хозяйства

Наименование	Единицы измерения	Цена за единицу, руб.	Всего	
			Количество	Сумма, тыс. руб.
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
Итого				390078
Электроэнергия	тыс.кВт.*час	4500	37073,7	166832
Всего				556910
<b>Хвостовое хозяйство</b>				
Топливо для ДЭС				
Дизельное топливо	т	35000	13	441
Смазочные масла	т	52000	0,1	5
Всего				446
Электроэнергия	тыс.кВт.*час	4500	528,1	2376
Итого				2822
Итого по переработке:				559732

### 15.7 Себестоимость продукции

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

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

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

Таблица 34 – Фактическая себестоимость переработки руды и хвостового хозяйства

Наименование	Стоимость, руб
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 35 – 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

### 15.8 Прибыль, экономический эффект и рентабельность

Прибыль валовая рассчитывается по формуле:

$$П_{в} = ТП - (C_{пр} + C_{гив}); \quad (35)$$

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

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

Фактическая:

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

Проектная:

$$\Pi_B = 2872800000 - (1010290490 + 1100652310) = 761857200 \text{ руб.}$$

Чистая прибыль рассчитывается по формуле:

$$\Pi_{\text{ч}} = \Pi_B - (\Pi_B * H_{\text{н}})/100; \quad (36)$$

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

Фактическая:

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

Проектная:

$$\Pi_{\text{ч}} = 761857200 - (761857200 * 20)/100 = 609485760 \text{ руб.}$$

Экономический эффект годовой рассчитывается по формуле:

$$\text{Э.Э.} = \Pi_{\text{ч}}(\text{проектная}) - \Pi_{\text{ч}}(\text{фактическая}), \text{ руб.} \quad (37)$$

$$\text{Э.Э.} = 609485760 - 467214040 = 142271720 \text{ руб.}$$

Рентабельность к себестоимости рассчитывается по формуле:

$$R = \Pi_{\text{ч}} / (C_{\text{пр}} + C_{\text{гив}}) * 100, \%; \quad (38)$$

Фактическая:

$$R = 467214040 / (971732490 + 1100652310) * 100 = 22,54 \%$$

Проектная:

$$R = 609485760 / (1010290490 + 1100652310) * 100 = 28,87 \%$$

### 15.9 Определение платы за размещение отходов

Общая величина платы природопользователей за размещение отходов определяется по формуле:

$$\Pi_{\text{от}} = K * C_{\text{пл}} * M_{\text{фс}}, \text{ руб;} \quad (39)$$

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

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

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

$$M_{\text{фс}} = Q_{\text{раб}} * \gamma/100 * (R + 1/\sigma); \quad (40)$$

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

$\gamma$  – выход хвостов, %;

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

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

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

### 15.10 Техничко-экономические показатели

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

Таблица 36 - 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 выпускной квалификационной работе для переработки золотосодержащих руд Соловьевского месторождения, предложена гравитационно-цианистая схема обогащения.

В технологической части были рассчитаны качественно-количественная и водно-шламовая схемы. Общее водопотребление составило 486,7 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 5.5x3.6 и шаровая мельница MQY4.0x6.0, для классификации - грохот ГИСТ-72 и батарея гидроциклонов ГЦ-250, для гравитации - центробежные концентраторы КС-ХД 30 Knelson, для обезвоживания - сгуститель NXZ-30, для электролиза - электролизеры ГЦН – 40М.

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

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

В специальной части рассматривались 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.

## СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННЫХ ИСТОЧНИКОВ

- 1 Богданов, О.С. Справочник по обогащению руд. Подготовительные процессы: учеб. для вузов / О.С. Богданов - М.: Недра. 1982. - 366 с.
- 2 Богданов, О.С. Справочник по обогащению руд. Основные процессы: учеб. для вузов / О.С. Богданов - М.: Недра. 1983. - 381с.
- 3 Донченко, А.С. Справочник механика рудообогатительной фабрики: учеб. для вузов / А.С. Донченко, В.А. Донченко - М.: Недра. 1975. – 300 с.
- 4 Отчет о НИР «Разработка технологии и проведение полупромышленных испытаний переработки руды Соловьевского месторождения с выдачей технологического регламента» /Руководитель Н.А. Дементьева, ОАО «Иргиредмет». - Иркутск, 2013. - 157 с.
- 5 Положение о составе, порядке разработки и утверждения технологических регламентов для проектирования предприятий цветной металлургии: РМП-21-80 Минцветмет СССР – М., 1989
- 6 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.
- 7 Технологический регламент для проектирования 1-й очереди переработки руды месторождения «Соловьевское»: Регламент/Руководитель Н.А. Дементьева, ОАО «Иргиредмет». - Иркутск, 2014.
- 8 Технологический регламент для проектирования 2-й очереди переработки руды месторождения «Соловьевское»: Регламент/Руководитель Н.А. Дементьева, ОАО «Иргиредмет». - Иркутск, 2014.
- 9 Типизация семи малых технологических проб золотосодержащих руд Соловьевского объекта: Информационная записка /Руководитель Н.А. Дементьева, ОАО «Иргиредмет». - Иркутск, 2010.

- 10 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.
- 11 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.
- 12 Фатьянов, А.В. Проектирование обогатительных фабрик: учеб. пособие/ А.В. Фатьянов; Чит. гос. ун-т. – Чита: Изд-во ЧитГТУ, 2003.
- 13 Технологический регламент ЗИФ. - 2016. – 653 с.
- 14 Правила охраны подземных водных объектов (утв. постановлением Правительства РФ от 11 февраля 2016 г. № 94) Москва.
- 15 ГОСТ Р 53187-2008 Акустика. Шумовой мониторинг - 2009.
- 16 Абдиязов, П.А. Отчёт о результатах поисковых и оценочных работ на рудное золото, проведённых в пределах Соловьёвской рудоперспективной площади в 2007-2010 гг. с оценкой прогнозных ресурсов на 01.12.2010 г.
- 17 ССБТ. ГОСТ 12.1.016-79. Воздух рабочей зоны. Требования к методам измерения концентраций вредных веществ - Москва.
- 18 ГОСТ Р 56929-2016. Выбросы загрязняющих веществ в атмосферу. Исследование фракционного состава пыли оптическим методом при нормировании качества атмосферного воздуха - Москва.
- 19 ГОСТ Р 54535. Очистка сточных вод. Ресурсосбережение. Осадки сточных вод. Требования при размещении и использовании на полигонах.
- 20 Федеральный закон от 10.01.2002 № 7-ФЗ «Об охране окружающей среды» (с последующими изменениями и дополнениями в ред. от 12.03.2014)
- 21 Закон о недрах от 21 фев. 1992 г. №2395-1, Собр. Законодательства РФ. - 1995. - №10. – 832 с.
- 22 ГОСТ 17.4.2.03-86 Охрана природы. Почвы. Паспорт почв. От 01.09.2013



23 СанПиН 2.2.1/2.1.1.1200-03 "Санитарно-защитные зоны и санитарная классификация предприятий, сооружений и иных объектов" // Постановление Главного государственного санитарного врача Российской Федерации от 25 сентября 2007 г. N 74 - М., 2003. - 20 с.

24 Федеральный закон от 21 июля 1997 г. № 116-ФЗ «О промышленной безопасности опасных производственных объектов» // Собр. Законодательства Российской Федерации. – 1997.

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

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

27 Федеральный закон от 22.07.2008 N 123-ФЗ « требованиях пожарной безопасности».

28 ГОСТ 12.1.004-91 ССБТ «Пожарная безопасность» Москва.

29 Федеральный закон об охране атмосферного воздуха - Москва.

30 ГОСТ 12.1.005-88 Система стандартов безопасности труда. – М. Госстандарт СССР, 1988. – 50 с.

31 ПЭУ ГОСТ Р 12.1.019-2009 «Электробезопасность» Москва.

32 ГОСТ 17.5.1.02-85 «Инструкция о порядке работ по рекультивации земель» - М.стандарт.