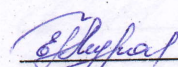


Министерство образования и науки Российской Федерации
Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение
высшего образования
АМУРСКИЙ ГОСУДАРСТВЕННЫЙ УНИВЕРСИТЕТ
(ФГБОУ ВО «АмГУ»)

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

ДОПУСТИТЬ К ЗАЩИТЕ

И.о. зав. кафедрой

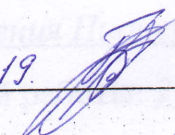
 Е.Г. Мурашова

« 14 » 02 2019г

ДИПЛОМНЫЙ ПРОЕКТ

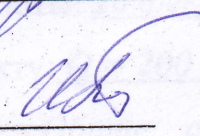
на тему: Проект обогатительной фабрики на базе золотосодержащих руд
месторождения Пионер

Исполнитель
студент группы 315-ос/2

11.02.19 

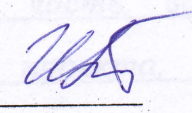
Ю.С. Богров

Руководитель
д.г.-м.н., профессор

11.02.19 

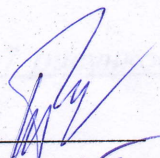
И.В. Бучко

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

11.02.19 

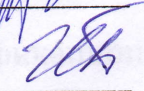
И.В. Бучко

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

12.02.19 

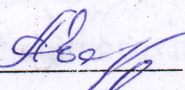
Т.В. Кезина

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

12.02.19 

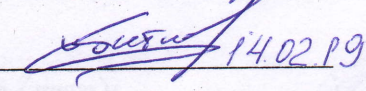
И.В. Бучко

Нормоконтроль
ст. преподаватель

12.02.19 

С.М. Авраменко

Рецензент

14.02.19 

Е.С. Сбитнев

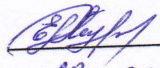
Благовещенск 2019

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

Факультет Инженерно-физический
Кафедра Геологии и природопользования

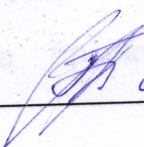
УТВЕРЖДАЮ

И.о. зав. кафедрой

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

ЗАДАНИЕ

К выпускному квалификационному проекту студента группы 315-ос/2 Богрову
Юрию Сергеевичу

1. Тема дипломного проекта: Проект обогатительной фабрики на базе золотосодержащих руд месторождения Пионер
 2. Срок сдачи студентом законченной работы: 20 февраля 2019 г.
 3. Исходные данные к дипломному проекту: $Q = 200 \text{ т/ч.}$, $\alpha = 1,04 \text{ г/т.}$
 4. Содержание дипломного проекта: Общие сведения о предприятии, геологическая часть, технологическая часть, вспомогательные службы, специальная часть, безопасность проекта, экономическая часть, экологичность проекта
 5. Перечень материалов: 125 страниц, 17 рисунков, 38 таблиц, 80 формул, 46 источников, 1 приложение
 6. Консультанты к выпускному квалификационному проекту: Бучко И.В., Кезина Т.В.
 7. Дата выдачи задания: 28 сентября 2018 г.
- Руководитель выпускного квалификационного проекта: Инна Владимировна Бучко д.г.-м.н., профессор
- Задание принял к исполнению (дата):  28 сентября 2018 г.

РЕФЕРАТ

Дипломный проект содержит 125 страниц, 17 рисунков, 38 таблиц, 80 формул, 46 литературных источников, 1 приложение

Объектом разработки является золотосодержащие руды Пионерского месторождения расположенного на границе Магдачинского и Зейского районов Амурской области.

МЕСТОРОЖДЕНИЕ, ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩИЕ РУДЫ, ФАБРИКА, ПУЛЬПА, ДРОБЛЕНИЕ, ИЗМЕЛЬЧЕНИЕ, КЛАССИФИКАЦИЯ, ГИДРОМЕТАЛЛУРГИЯ

Основной задачей дипломного проекта является обеспечение эффективной переработки золотосодержащих руд на фоне снижения потерь ценного компонента – золота и минимизации различного рода издержек – материальных, финансовых, энергетических и т.п.

Задачи дипломного проектирования:

- в области геологии – описание минерального и вещественного состава Пионерского месторождения исследуемых руд, выявление форм нахождения золотосодержащего компонента и его связей с вмещающими породами и компонентами – примесями;

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

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

- в области экономики – разработка проекта рентабельного и конкурентоспособного предприятия.

Дипломный проект основан на следующих фактических материалах: технологическая инструкция Пионерской ЗИФ, регламент Пионерской ЗИФ, проекты рекультивации, программа мониторинга, проектирование горно-обогатительного производства (охрана окружающей среды), проектирование обогатительных фабрик (К. А. Разумов).

Все технологические процессы золота совершенствовались в течение некоторого периода времени. В дипломном проекте большое внимание уделяется процессам гидрометаллургии. Руды обогащаются с применением гидрометаллургических методов обогащения. К металлургической переработке руд и концентратов относятся цианирование или другие методы выщелачивания, обжиг, сорбционные методы извлечения золота.

Технологический прогресс в горнодобывающей промышленности невозможен без всестороннего знания геолого-технологических особенностей руд полезных ископаемых, требований промышленности и потребителей, предъявляемых к качеству минерального сырья и экономике его производства. Эффективность применяемых технологий добычи и переработки полезных ископаемых с учетом особенностей вещественного состава в значительной степени предопределяет качество получаемой продукции на горнодобывающих предприятиях. При этом основное требование, предъявляемое к продуктам обогащения минерального сырья добывающего комплекса на протяжении всей стадии жизненного цикла, заключается, прежде всего, в наиболее полном переводе ценного компонента в продуктивную фракцию, и получении высококачественных концентратов, эффективно используемых в металлургическом производстве. Тема специальной части: «Процесс рудоподготовки с использованием мельниц мокрого полусамойзмелчения».

СОДЕРЖАНИЕ

Введение	8
1 Основные сведения о районе работ	11
1.1 Физико – географическая характеристика района	11
1.2 Геология месторождения	13
1.3 Вещественный состав руд	15
2 Технологическая часть	22
2.1 Выбор и обоснование технологической схемы	22
2.2 Отделение дробления и измельчения	23
2.3 Отделение гидрометаллургии	24
2.3.1 Отделение сорбции	24
2.3.4 Отделение приготовления растворов реагентов	24
2.4 Расчёт качественно – количественной схемы обогащения	26
2.5 Расчёт водно – шламовой схемы обогащения	31
2.6 Баланс воды	35
2.7 Выбор и расчёт основного оборудования	36
2.7.1 Выбор и расчёт оборудования для крупного дробления	37
2.7.2 Выбор и расчёт мельниц измельчения	39
2.7.3 Выбор оборудования для классификации	47
2.7.4 Выбор и расчёт гидроциклонов	51
2.7.5 Выбор и расчёт оборудования для сорбции	54
2.7.6 Выбор и расчёт оборудования для грохочения	56
2.7.7 Выбор и расчёт бункера	58
2.7.8 Выбор насосов	60
2.7.9 Выбор питателей	61
2.7.10 Выбор и расчёт конвейеров	61
2.7.11 Выбор грузоподъемного оборудования	62
3 Вспомогательные службы	63
3.1 Электроснабжение	63
3.2 Теплоснабжение	63
3.3 Водоснабжение и канализация	65

3.4 Хвостовое хозяйство	65
3.5 Реагентное хозяйство	67
3.6 Ремонтно - техничекая служба	71
4 Специальная часть. Процесс рудоподготовки с использованием мельниц мокрого полусамоизмельчения	73
4.1 Характеристика мельницы МПСИ и особенности процессов измельчения	73
4.2 Описание работы мельницы ММПС типа «Каскад»	75
5 Безопасность проекта	77
5.1 Электробезопасность	77
5.2 Пожарная безопасность	79
5.3 Охрана труда	80
5.4 Освещенность	83
5.5 Шум и вибрация	84
5.6 Опасности механического характера	85
6 Экономическая часть	88
6.1 Маркетинг металлов	88
6.2 Режим работы, графики сменности, баланс рабочего времени	89
6.3 Производственная мощность, производственная программа и товарная продукция фабрики	90
6.4 Численность трудящихся	92
6.5 Производительность труда	94
6.6 Заработная плата трудящихся	94
6.7 Основные фонды, их стоимость и амортизация	98
6.8 Структура промышленно – производственных фондов	100
6.9 Эффективность использования основных фондов	100
6.10 Оборотные фонды	101
6.11 Себестоимость	102
6.12 Прибыль и рентабельность	102
6.13 Определение платы за загрязнение окружающей среды	103
6.14 Показатели экономической эффективности	104
7 Охрана окружающей среды	107

7.1 Охрана атмосферного воздуха	107
7.2 Воздействие отходов на состояние окружающей среды	109
7.3 Охрана почв	110
7.4 Охрана поверхностных и подземных вод	113
7.5 Охрана животного и растительного мира	114
8 Контроль и опробывание	116
8.1 Контроль и опробование технологического процесса	116
Заключение	120
Библиографический список	121
Спецификация	

ВВЕДЕНИЕ

Золото – это металл, пребывающий в природе в самородном состоянии. Обломки и крупницы этого металла, отличающиеся характерным цветом, блеском и высокой плотностью, издавна привлекали внимание людей.

Обогащение желтого металла началась еще в периоде IV—III тысячелетия до н. э. Египет выступил в роли первого золотодобывающего государства в мире. Золотоносное месторождение, находящееся в Нубии, считается старейшим. Всего там было добыто около 6000 тонн золота. В Древнем Египте первое золото добывалось из россыпей, промывкой золотоносных песков через лоскуты ткани и шкур. После развития золотоносного промысла, стали применяться и более затратные методы добычи, такие как – сортировка породы и руды и ее измельчение.

Бурное развитие промышленности в XIX веке, интенсивные торговые отношения между странами повысили спрос на драгоценные металлы, особенно на золото, что привело к поиску и открытию новых россыпных и рудных месторождений по всему миру.

Золотопромышленность наиболее активно развивалась в 90-е годы 19-го столетия, когда были открыты и стали разрабатываться месторождения коренных золотосодержащих руд в Южной Африке, которые и в настоящее время обеспечивают около 80% мировой добычи золота. В это же время были открыты месторождения золота в Индии и на Аляске [2].

В России золото начали добывать примерно в восемнадцатом веке. Этот факт историки связывают с происшествием, которое произошло в Екатеринбургском округе, когда один из вольнодумцев официально заявил о том, что нашёл, на первый взгляд, самый обыкновенный камешек. О своей находке старовер доложил в Канцелярию главного завода Екатеринбурга, после чего принял решение продолжить поиски в месте обнаружения камешка. Там раскольник смог найти ещё некоторое количество похожих камней, в составе которых были крупницы, внешне напоминающие золото. По прошествии

некоторого времени на этом месте был заложен золотодобывающий рудник, получивший название Первоначальный.

В 1812 году наступала в России золотая болезнь, причиной которой сенатский указ. В документе было написано о том, что любой россиянин имеет право добывать благородный металл, если он будет выплачивать налог в российскую казну. Многочисленные искатели золота собрались на поиски желтого металла.

Важнейший прорыв для золотодобычи внёс П.Р. Багратион когда в 1843 году попробовал цианировать золото. Его разработки стали основой современных технологий переработки драгоценного металла. Благодаря его работе современные промышленники знают о таких методах как кучное выщелачивание, сорбционное цианирование и др. методы в основе которых лежит обогащение золота цианидом.

В 1834 году начались поиски и добыча металла в Западной Сибири. Здесь началась добыча рассыпного золота, которое образовывается в результате выветривания горных пород. Легкодоступность золота в Сибири, вызвала низкий интерес к рудникам у российских золотоискателей. И в то время пока во всем мире велись работы над усовершенствованием процесса обогащения, в России велась гонка за рассыпным золотом [2].

Изменения пришли в 1897 году. В результате промышленного подъема, активных торговых отношений, увеличения золотого запаса в России было введено золотое денежное обращение. А с 1900 года в добывающую промышленность начал быстро поступать зарубежный капитал, ранее недозволенный. Месторождения золота выявлены в 40 субъектах РФ. Основная масса сосредоточена в Сибири, на Востоке и Центральном Уральском регионе.

Последнее время наблюдается существенный подъём в золотодобывающей промышленности. Большинство объёма золота в России добывается в 15 регионах (Саха (Республика Якутия) Республика Бурятия; Забайкальский край; Чукотский АО; Иркутская область; Красноярский край; Амурская область; Магаданская область;; Свердловская область; Республика

Тыва; Хабаровский край; Республика Хакасия; Камчатский край; Челябинская область) [5].

Целью разрабатываемого проекта является: найти наиболее экономичный способ обогащения полезного ископаемого, обеспечивающий получение высоких технологических показателей при наименьших эксплуатационных расходах и наибольшей эффективности капитальных вложений.

Основные задачи дипломного проектирования:

- в области геологии – описание минерального и вещественного состава Пионерского месторождения исследуемых руд.

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

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

- в области экономики – разработка проекта рентабельного и конкурентоспособного предприятия.

Дипломный проект основан на следующих фактических материалах: технологическая инструкция Пионерской ЗИФ, регламент Пионерской ЗИФ, проекты рекультивации, программа мониторинга, проектирование горно-обогатительного производства (охрана окружающей среды), проектирование обогатительных фабрик (К. А. Разумов).

1 ОСНОВНЫЕ СВЕДЕНИЯ О РАЙОНЕ РАБОТ

1.1 Физико – географическая характеристика района

Золотоизвлекательная фабрика «Пионер» расположена на границе Магдачинского и Зейского районов Амурской области, в 430 км севернее города Благовещенска.

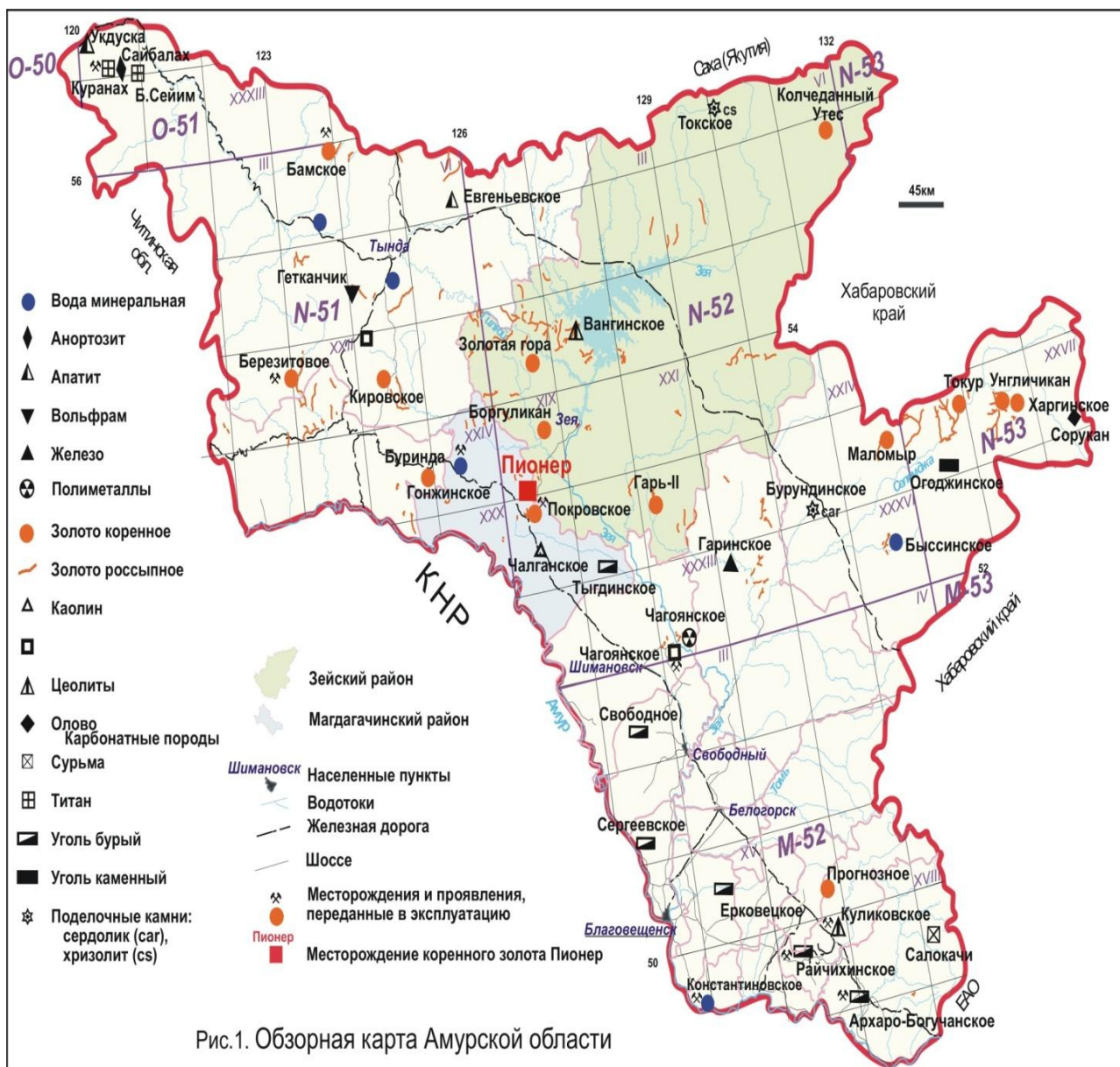


Рисунок 1- Местоположение месторождения «Пионер»

Наиболее крупными населенными пунктами района являются поселок Тында с одноименной железнодорожной станцией Транссибирской

железнодорожной магистрали, расположенный в 40 км южнее и г. Зея – в 55 км северо-восточнее от предприятия [38].

Ближайший населенный пункт поселок Пионер расположен в 3 км на запад от площадки месторождения.

Для влажного континентального климата с теплым летом количество осадков 707 мм.

По данным метеостанции Тыгда в период с 1976 – 2005 гг. наблюдались следующие метеорологические показатели:

- среднемесячная температура воздуха января $-24,5^{\circ}\text{C}$
- абсолютный минимум температуры $-48,7^{\circ}\text{C}$ мороза (наблюдался в 1996г);
- среднемесячная температура июля $19,7^{\circ}\text{C}$ при абсолютном максимуме $37,5^{\circ}\text{C}$ (наблюдался в 2004 г.).

Продолжительность периода с положительными среднесуточными температурами воздуха – 184 дня [40].

Преобладающие ветры зимнего периода года: западные, северо-западные. В летний период незначительно преобладают ветры восточного направления.

В гидрографическом отношении месторождение расположено в верховье реки Улунга. Ширина реки 5 – 10 м, ширина мелких водотоков 1 -3 м. В зимнее время реки полностью перемерзают. Долины рек и ручьев заболочены. От реки установлена 100 метровая водоохранная зона.

Рельеф района полого-увалистый с абсолютными отметками 290 – 350 м.

Мощность делювиальных отложений составляет 2-4 м, на пониженных участках достигает 5-6 м.

Аллювиальные песчано-галечные отложения, слагающие русла и поймы водотоков, представлены глинами, суглинками, супесями мощностью 1 – 6 м.

Развита сезонная и многолетняя мерзлота. Многолетняя мерзлота локализуется преимущественно в низинах, на заболоченных участках [39]

Район месторождения относится к зоне редколесной тайги с густым подлеском. Преобладают лиственные и хвойные леса. Залесенность составляет 60-70% территории.

1.2 Геология месторождения

Рудопоявление Пионер расположено в 4-х километрах восточнее пос. Пионер, в бассейне р. Улунга, и занимает площадь около 4,0 км², протягиваясь с юга на север и далее на северо-восток на 3,5 км. С юга и северо-востока месторождение не оконтурено. Границы его условные и проходят на юге по профилю 39, на северо-востоке – 363.

Месторождение локализуется в единой Пионерной структуре и включает три рудных зоны Южную, Промежуточную и Бахмут, представленных крутопадающими плитообразными и линзообразными штокверковыми золоторудными залежами. В пределах зоны Бахмут в самостоятельную зону выделена Апофиза 1, переходящая в Рудный столб в зоне сопряжения.

Зона Южная имеет субмеридиональное простирание и залегает среди верхнеюрских отложений аякской свиты (песчаников, алевролитов) и раннемеловых образований (гранит-порфиров, диоритовых порфиритов) буриндинского комплекса раннего мела. В тоже время, зоны Промежуточная, Бахмут и Апофиза 1 имеют северо-восточное до широтного простирание и локализуются среди гранодиоритов и диоритов верхнеамурского комплекса раннего мела

В структурном плане месторождение Пионер приурочено к западному флангу Умлекано-Огонджинского вулканно – плутонического пояса (УО ВПП). УО ВПП представляет собой структуру мезозойской тектоно-магматической активизации, сформировавшуюся на северной окраине Амурского геоблока. Вулкано-плутонический пояс слагают магматогенные образования, сгруппированные в ассоциации, сменяющие друг друга во времени и пространстве. Позднеюрско-раннемеловая плутоническая ассоциация представлена в западной ветви УО ВПП гранит-гранодиоритовой (верхнеамурский комплекс), а в восточной – габбродиоритовой формациями.

В металлогеническом плане месторождение Пионер находится в Тыгда – Улунгинском рудном узле, который приурочен к вулканно – плутоническому сводовому поднятию центрального типа [39].

В пределах узла закартированы стратифицированные образования широкого возрастного диапазона, но наибольшим развитием пользуются отложения мезозойского возраста. Среди них выделены терригенные толщи юрского возраста и вулканиты мелового периода. Отложения осежинской, депской и молчанской свит юрского периода (песчаники, алевроиты и аргиллиты с прослоями гравелитов, конгломератов и углей) развиты преимущественно в пределах опущенных блоков на северо- восточном и южном флангах узла. Вулканогенно-осадочные образования мелового возраста несогласно перекрывают более древние образования. В их основании залегают конгломераты перемыкинской свиты. Выше расположены туфы и лавы преимущественно среднего состава (талданская свита). Их сменяют вверх по разрезу вулканиты кислого и умеренно-кислого состава керакской свиты. Заканчивает разрез пачка контрастных эффузивов от риолитов до базальтов галькинской свиты. Меловые образования выполняют восточный и, частично, западный опущенные блоки рудного узла.

Среди интрузивных образований, занимающих значительную часть площади узла, преимущественным развитием пользуются гранитоиды. Граниты и гранодиориты верхнеамурского комплекса слагают ряд крупных массивов в сводовой части поднятия. Спорадически встречаются штоки монцодиоритов буриндинского комплекса. Дайковые и жильные образования представлены гранит - порфирами, диоритовыми порфиритами и спессартитами. Значительную роль в рудообразовании играют субвулканические интрузии талданского, керакского и галькинского комплексов, слагающие небольшие штоки, дайки и силлы анезибазальтового, андезитового, дацитового и риолитового состава.

В пределах узла преобладает золотое оруденение, представленное месторождениями золота Покровское, Пионер рудопроявлениями

Водораздельное, Базовое, Верхне-Базовое, Анатолевское, Желтунак, Пролетарское, Куликан, Сосновое, Апрельское, Дактуй и точками минерализации. Встречаются немногочисленные рудопроявления и точки минерализации меди (в том числе золотоносное рудопроявление Верхне-Тыгдинское), а также точки минерализации молибдена, свинца, вольфрама, висмута. Рудные тела месторождений Покровское, Пионер, рудопроявления Апрельского приурочены к гранитоидам, другие рудопроявления (Желтунак, Базовое и др.) - к эффузивам покровных фаций или к терригенным осадкам (Водораздельное, Куликан, Верхне-Базовое и др.) [40].

1.3 Вещественный состав руд

При изучении вещественного состава руд также был проведен мокрый ситовой анализ. Гранулометрический состав по фракциям также представлен в таблице 1.

Таблица 1 – Ситовая характеристика руды месторождения «Пионер» с фиксацией золота и серебра по классам крупности

Класс крупности, мм	Выход класса, %	Содержание, г/т		Распределение по классам, %	
		Au	Ag	Au	Ag
-80	1,90	0,51	0,15	0,81	0,10
-80+40	10,26	1,14	0,95	9,80	3,54
-40+20	9,77	2,32	0,67	18,97	2,38
-20+10	8,44	1,89	2,97	13,36	9,11
-10+5	8,14	1,59	5,22	10,84	15,45
-5+2	6,79	1,01	5,17	5,75	12,77
-2+1	7,54	1,28	5,23	8,09	14,34
-1+0,63	2,96	0,72	5,21	1,78	5,60
-0,63+0,315	5,16	0,76	5,16	3,29	9,69
-0,315+0,16	3,86	0,43	5,14	1,39	7,21
-0,16+0	35,18	0,88	1,55	25,93	19,82
Итого	100	1,19	2,75	100,00	100,00

Из полученных данных видно, что в основном золото и серебро находятся в кристаллической фракции (класс плюс 0,315мм) и составляет 72,68% и 72,97% соответственно.

Физико – механические свойства

Из общей массы пробы руды, присланной в ОАО «Иргиредмет» для исследований, были отобраны образцы для определения крепости руды. Крепость определялась методом ударного дробления на получение готового класса крупности минус 0,5мм с переходом на коэффициент крепости по шкале профессора Протодьяконова [8,17].

Расчет объёмной массы, плотности и пористости пород проводился на материале крупностью минус 0,074 мм. Результаты приведены в таблице 2.

Таблица 2 – Показатели физико-механических свойств руды

Физико-механические свойства			
Объёмная масса (Δ), г/см ³	Плотность (δ), г/см ³	Пористость (В)	Кэф. крепости (f)
1,35	2,53	0,47	6

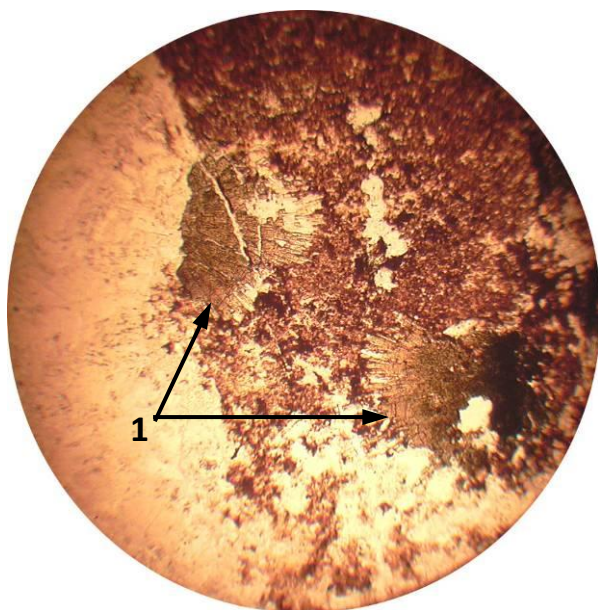
Описание руды

Проба состоит из рыхлой землистой массы рыжего и молочно-белого цвета с небольшим количеством обломков (визуально, не более 30 %), представленных интенсивно аргилизированными диорит-порфиритами.

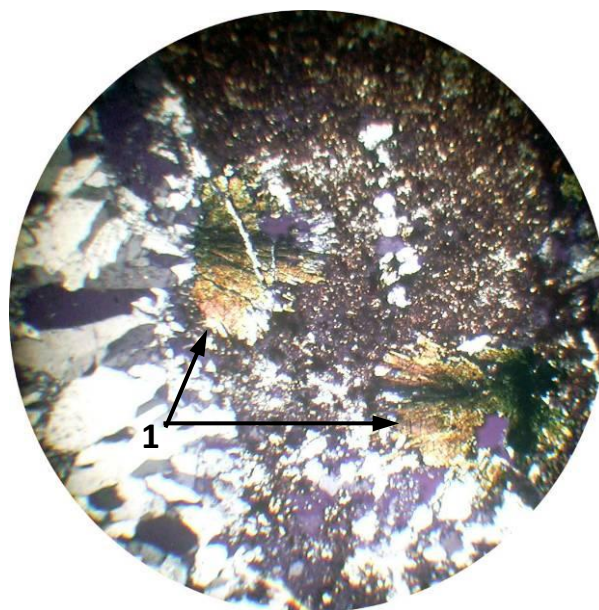


Рисунок 2 – Штуфной образец. Аргилизированный диорит-порфирит.

Цементная часть обломков сложена тонким неравномерно зернистым хаотично расположенным кварцем. Кварц пропитан гидроксидами железа и тончайшими пилитовыми частицами. Иногда между зерен кварца трещины заполняют достаточно крупные листочки слюды. Порфиры выполнены кварцевыми обломками более крупнозернистого кварца [8,16].



а



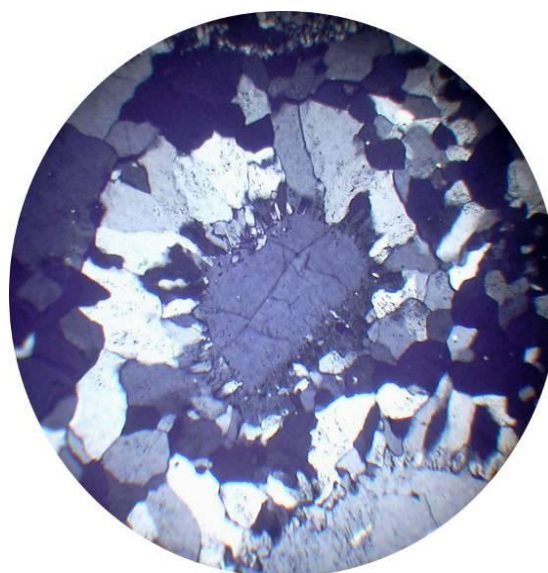
б

Рисунок 3 – Выделения листочков слюды 1 в основной массе разнозернистого кварца. Диорит порфирит. Прозрачный шлиф: а - // николи, б – Х николи. Увеличение $50\times$.

Местами мелкие зерна кварца образуют ореолы вокруг крупных зерен.



а



б

Рисунок 4 – Крупное зерно кварца 1 в ореоле мелких остrokонечных зерен. Диорит-порфирит. Прозрачный шлиф: а - // николи, б – Х николи. Увеличение $50\times$.

Редко между крупными зернами кварца «прорастают» тонкие вытянутые листоватые кварцевые зерна расположенные как деревца, проросшие между скалами.

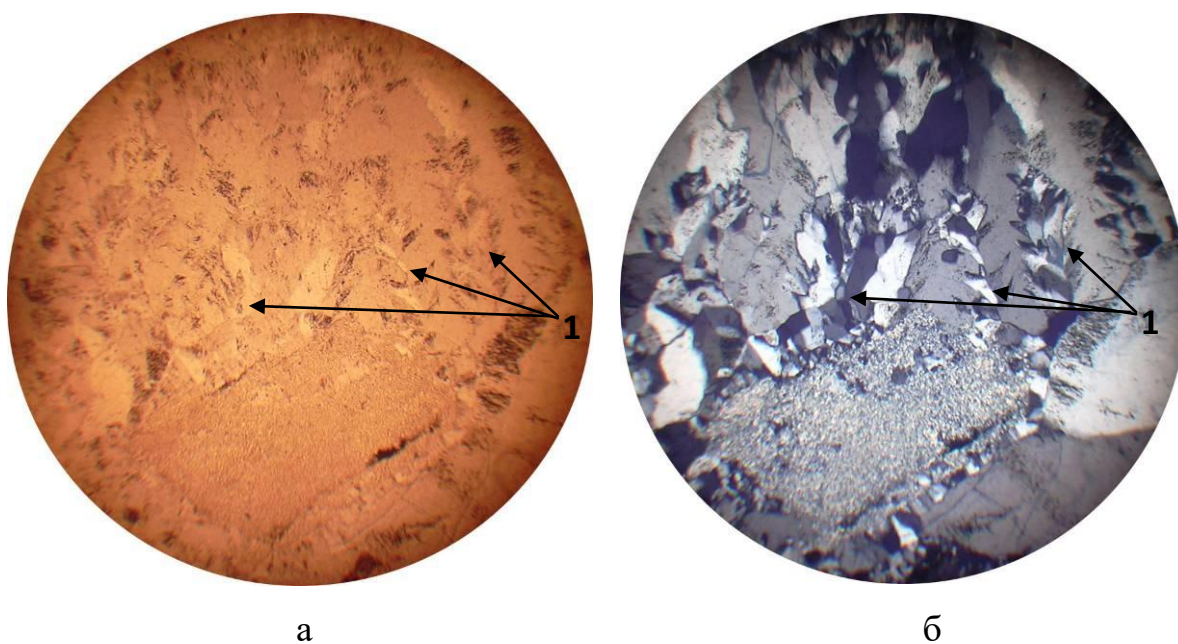


Рисунок 5 – вытянутые листоватые зерна кварца 1 между крупными зернами. Диорит-порфирит. Прозрачный шлиф: а - // николи, б – Х николи. Увеличение $50\times$.

Иногда обломки диорит-порфиритов пересекают кварцевые прожилки мощностью 1-3 мм. Зерна кварца в прожилках равномернозернистые и равнонаправленные [8,16,17].

Химический состав пробы руды

При определении химического состава пробы руды, представленного в таблице 3, использованы спектральный полуколичественный, рентгенофлуоресцентный, атомно-абсорбционный анализы. Массовая доля углерода в органической форме определялась методом Кнопа. Содержание золота и серебра определялось методом пробирного анализа [21,24].

Основным элементом, составляющим рудную часть пробы, является железо, количество которого 1,83 %. Оно практически полностью находится в оксидной форме за исключением 0,06 %. Доля серы в пробе менее 0,1 %.

Таблица 3 - Химический состав пробы руды

Компоненты	Массовая доля, %	Компоненты	Массовая доля, %
SiO ₂	67,9	Fe _{окисл}	1,77
Al ₂ O ₃	20,7	S _{общ}	<0,10
CaO	1,8	S _{окисл}	<0,10
Na ₂ O	0,3	As	0,033
K ₂ O	3,1	Cu	0,008
TiO ₂	0,40	Pb	<0,001
MnO	0,03	Zn	0,007
P ₂ O ₅	0,11	Sb	0,008
Fe _{общ}	1,83	Au, г/т	1,2
Fe _(s)	0,06	Ag, г/т	2,8

Из таблицы 3 видно, что основным компонентом в пробе является кремнезем – 67,9 %. Помимо этого, следует отметить долю глинозема: в пробе 20,7 %. Группа оксидов щелочноземельных металлов в пробе составляет 3,4 %, причем K₂O практически в 10 раз преобладает над Na₂O.

По степени окисления руда относится к окисленному типу руд.

Содержание золота в пробе 1,2 г/т, серебра 2,8. Ценным элементом, представляющим промышленный интерес, является золото, серебро извлекается попутно [17,24].

Минеральный состав пробы руды

Для определения минерального состава проб руды выполнен рентгеновский количественный фазовый анализ (РКФА). Количественный минералогический анализ производился на исходном материале крупностью минус 2 мм. Минеральный состав проб представлен в таблице 4.

Таблица 4 – Минеральный состав пробы руды

Минералы, группы минералов	Массовая доля, %
Кварц, халцедоновидный кварц, аморфный кремнезем	35,0
Калиевые полевые шпаты	6,5
Гидролюда	27,0
Каолинит	28,0
Карбонаты (кальцит, доломит)	1,5
Гетит, лимонит, магнетит, скородит	2,0
Сульфиды (пирит, арсенопирит, пирротин)	Ед.зн.
Рутил, анатаз, сфен, гранат, циркон	Ед.зн.
Итого:	100,0

По данным таблицы 4 видно, что проба на 98 % представлена породообразующими минералами. Основными из них являются кварц (35 %) и глинисто-гидрослюдистые минералы (гидрослюда – 27 %, каолинит – 28 %).

Состав рудных минералов не отличается разнообразием и представлен оксидами и гидроксидами железа – 2 %, и сульфидами (пирит, арсенопирит) в виде единичных зерен. По количеству сульфидов проба характеризуется как убого сульфидный тип руды.

Характеристика золота

Золото в пробе находится в самородном виде, других форм не обнаружено, основной примесью золота является серебро. Содержание золота в пробе составляет 1,04 г/т. [17,24].

Гранулометрия золота изучалась на продуктах гравитации и представлена в таблице 5. В пробе золота гравитационной крупности практически нет, основная его масса находится в классе крупности минус 0,074 мм (99,5 %).

Таблица 5 – Гранулометрия золота в пробе

Класс крупности, мм	-1,0 +0,5	-0,5 +0,25	-0,25 +0,15	-0,15 +0,10	-0,10 +0,074	-0,074	Итого:
Массовая доля, %	-	-	-	0,3	0,2	99,5	100,0

Для определения количества тонкодисперсного золота крупностью менее 25 мкм, на пробах руды выполнен сцинтилляционный анализ, показывающий распределение золотин по классам крупности 25 мкм и менее.

Таблица 6 – Распределение тонкого золота по классам крупности

Размер золотин, мкм	25-15	15-10	10-6	6-3	Менее 3	Всего
Кол-во золотин, шт	0	1	1	13	37	52
Массовая доля золота, %	-	5,6	1,4	10,2	5,3	22,5

Данные таблицы 6 показывают массовую долю благородного металла крупностью минус 25 мкм по отношению ко всей массе золота, а так же количество зерен определенной крупности [8,24].

Форма драгоценного металла в пробе пластинчатая, золото раскатано в тонкие лепешки, реже окатано в виде «колбасок». Встречаются золотинки неправильной формы, изогнутые, с небольшими ответвлениями.

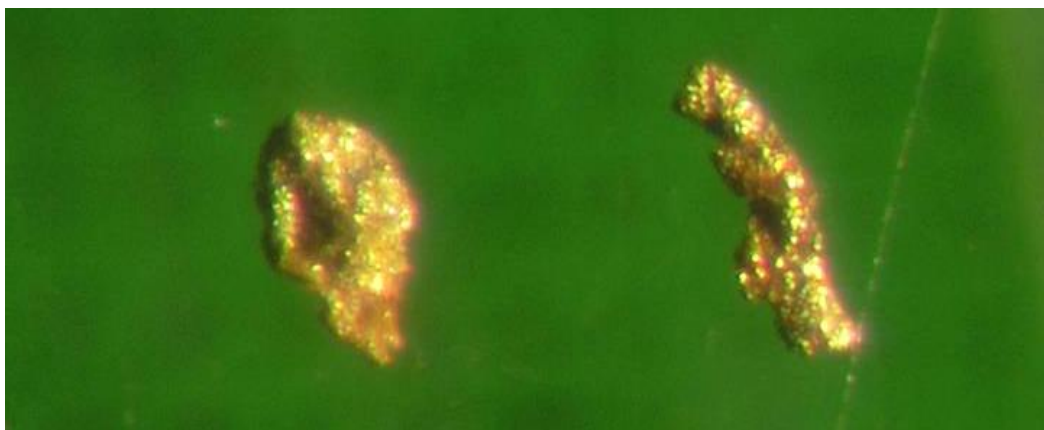


Рисунок 6 – Морфология мелкого золота.

По цвету золото с чистой поверхностью, яркое медно-желтое.

Пробность золота в пробе колеблется на уровне от 769 до 879. Это характеризует благородный металл как относительно низкопробный и средней пробы. Основной примесью в золоте является серебро [16,17].

Выводы:

1. Проба характеризуется как окисленный золото кварцевый тип руды.
2. Основным полезным компонентом является золото, серебро промышленного значения не имеет, а будет извлекаться попутно.
3. Рудные минералы представлены оксидами и гидроксидами железа. По количеству сульфидов проба характеризуется как убого сульфидный тип руды.
4. Основные потери золота при цианировании обусловлены его ассоциацией с комплексом минералов, растворимых в серной кислоте (оксидами и гидроксидами железа, карбонатами и др.) – 6,1%.
5. Наличие в руде до 28% каолинита характеризует её как высокоглинистую.

2 ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ ЧАСТЬ

2.1 Обоснование технологической схемы и её описание

Окисленная руда месторождения «Пионер» отличается низким содержанием золота - 1,04 г/т. Особенностью вещественного состава руды является высокое содержание глины, которая обуславливает низкую скорость просачивания растворов через слой рудного материала и требует окомкования руды в технологии кучного выщелачивания при высоком расходе связующего (цемента) - до 12 кг/т руды. Переработка руды по фабричной технологии требует крупности измельчения руды 80-85 % класса минус 0,074 мм, что приводит к высокому расходу электроэнергии в цикле измельчения и при низком содержании металла в руде делает технологию ее переработки убыточной. В связи с этим с целью снижения капитальных и эксплуатационных затрат принята комбинированная технология с дроблением и дезинтеграцией руды, переработкой песковой фракции кучным выщелачиванием, а иловой фракции – по фабричной технологии. Такая технологическая схема позволяет уйти от операции окомкования, снижает затраты на измельчение материала и позволяет получить приемлемое извлечение золота.

При использовании растворов кучного выщелачивания в голове процесса (на рудоподготовке) реализуется измельчение руды в цианистой среде, которое позволяет на стадии измельчения и классификации извлечь в раствор 20-30 % золота и сократить продолжительность предварительного цианирования. Кроме того, поступление в цикл рудоподготовки золотосодержащих растворов КВ позволяет повысить емкость насыщенного сорбента в сравнении с отдельным извлечением золота из растворов кучного выщелачивания и из пульпы иловой фракции по фабричной технологии [2,3,11].

Т.к. цианирование окисленной руды месторождения «Пионер» протекает при сравнительно низких концентрациях цианида натрия и защитной щелочи, а

ионный состав растворов достаточно простой, в качестве сорбента для реализации сорбционной технологии выбрана смола АМ-2Б.

Анионит АМ-2Б – макропористая ионообменная смола на основе сополимера стирола с дивинилбензолом, содержащая в своей структуре сильно- и слабоосновные функциональные группы. Наличие бифункциональных активных групп в сочетании с высокой обменной емкостью и хорошей кинетикой обмена позволяет селективно извлекать цианистые анионные комплексы золота. Макропористая структура и повышенный размер зерен рабочей фракции придают аниониту АМ-2Б уникальные свойства при использовании в гидрометаллургии для разделения цианистых комплексов благородных металлов при сорбции из рудных пульп. Максимальная температура 70 С.

Технология извлечения золота включает следующие операции: крупное дробление руды, измельчение руды, переработки песковой фракции по технологии кучного выщелачивания, иловой фракции – по сорбционной технологии. Хвосты сорбции поступают на обезвреживание и далее в хвостохранилище. Для обезвреживания хвостов гидрометаллургической переработки иловой фракции проектом предусмотрена технология обезвреживания формальдегидом [6,10].

2.2 Отделение дробления и измельчения

Руда из карьера доставляется автосамосвалами и разгружается в приемный бункер, на котором установлена решетка с ячейкой 500×500 мм. Минусовой продукт неподвижного грохота пластинчатым питателем направляется в щековую дробилку PE 900×1200 дроблёный материал питателем подается на питающий мельницу конвейер, который для регулирования и учета подачи материала снабжены конвейерными весами ВК-2м. Дезинтегрированная руда после мельницы МШЦ 3600х5500 поступает на первую стадию отмывки в спиральный классификатор, пески первой стадии отмывки поступают на вторую стадию отмывки в спиральном классификаторе, пески после второй стадии отмывки ленточным конвейером направляются на участок кучного

выщелачивания, где отвалообразователем «стакером» укладываются в рудный штабель.

Слив второй стадии отмывки направляется в зумпф, откуда насосом перекачивается на первую стадию отмывки в спиральный классификатор, слив первой стадии отмывки направляется в зумпф и насосом подается на гидроциклоны, пески гидроциклонов направляются в спиральный классификатор на вторую стадию отмывки [1,5].

Слив гидроциклонов после грохочения в барабанном грохоте направляется на предварительное цианирования и сорбцию.

2.3 Отделение гидromеталлургии

2.3.1 Отделение сорбции

Слив гидроциклонов после грохочения поступает на предварительное цианирование в два пачука соединенных последовательно. После цианирования пульпа поступает в сорбционные пачуки. Сорбционная цепочка состоит из восьми ступеней. Сорбент передвигаются по ступеням противотоком движению пульпы. Насыщенный сорбент выводят из головного пачука сорбции, а обеззолоченная хвостовая пульпа после контрольного грохочения обезвреживается и самотеком подается в хвостохранилище. При использовании смолы АМ-2Б насыщенный сорбент после отмывки закачивается в смоловоз и транспортируется на Покровскую ЗИФ, где создаются дополнительные мощности в отделении регенерации [10].

2.3.2 Отделение приготовления реагентов

В технологии переработки руды применяются реагенты, наименование и расход которых представлен в таблице 7.

Таблица 7 - Расход реагентов.

Наименование реагентов	Расход на тонну руды, кг
Цианид натрия (98 %)	0,36
Каустическая сода	0,16*
Известь (100%)	1,5
Смола АМ-2Б	0,015
Тиомочевина	0,08*
Серная кислота (35 %)	0,3*

Приготовление растворов реагентов производится каждого в своем отделении, оборудованном приточно-вытяжной вентиляцией [7].

Поставка цианида осуществляется в стальных барабанах. Раскупорка барабанов с цианидом производится в аппарате для вскрытия барабанов. Вымывание реагента производится водой из емкости при помощи насоса. Из емкости приготовления растворов, готовый раствор насосами подается в расходные емкости. Откуда через дозаторы происходит подача цианида, представлена на рисунке 8.

Известь применяется в технологическом процессе в качестве защитной щелочи. Известь на ЗИФ доставляется в контейнерах.

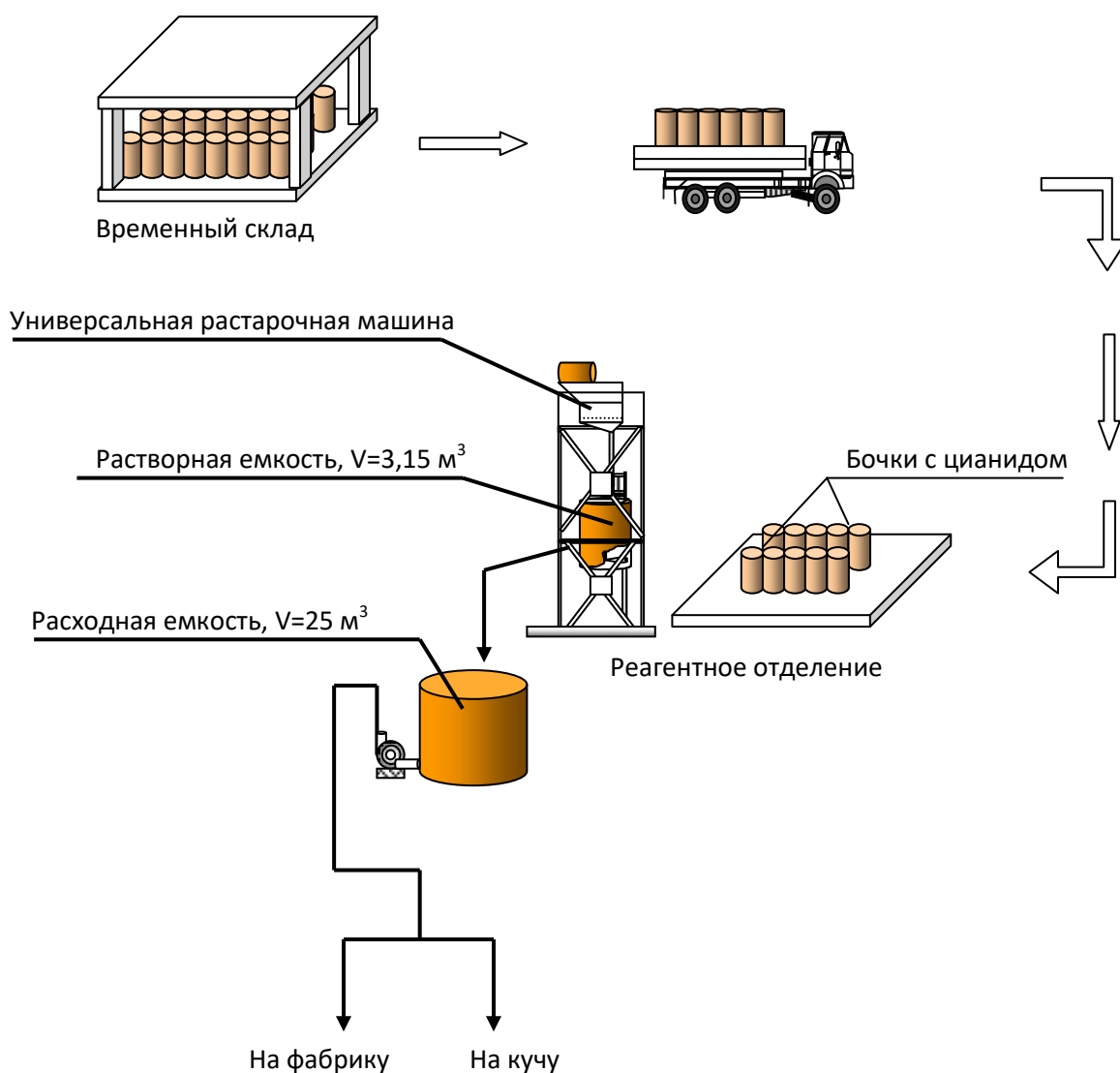


Рисунок 8 - Приготовление цианида

Известь при помощи крана разгружается в бункер, откуда она подается на приготовление известкового молока в шаровую мельницу, работающую в замкнутом цикле с классификатором. Слив классификатора поступает в контактный чан, откуда насосом готовый раствор подается в технологический цикл и на обезвреживание в хвостовой пульпопровод.

Смола на складах хранится в герметичных полиэтиленовых мешках массой 25-50 кг на поддонах.

Серная кислота поступает на фабрику в гуммированных (пластиковых) бочках. Из бочек кислота насосами перекачивается в расходные емкости на десорбцию угля, где разбавляется до 2 % и поступает в технологический цикл.

Реагентное отделение золотодобывающего комплекса планируется из расчета четырех запаса реагентов. Поставка реагентов из временного склада осуществляется раз в три дня.

Организация складов осуществляется в соответствии с «Едиными правилами безопасности при дроблении, сортировке, обогащении полезных ископаемых и окусковании руд и концентратов».

2.4 Расчёт качественно – количественной схемы

Целью расчета является определение для всех видов продуктов и операций схемы ряда показателей, характеризующих технологический процесс качественно и количественно. Такими показателями являются: производительность (Q), выход продуктов (γ), содержания (β) и извлечения (ε) полезных компонентов, которые рассчитываются по формулам [3].

Расчет качественно-количественной схемы обогащения сначала производится в относительных показателях, а затем вычисляются абсолютные показатели.

Исходные показатели по содержанию ценных компонентов в исходном питании и всех продуктов обогащения установлены на основании результатов практики работы обогатительной фабрики, перерабатывающей аналогичные руды.

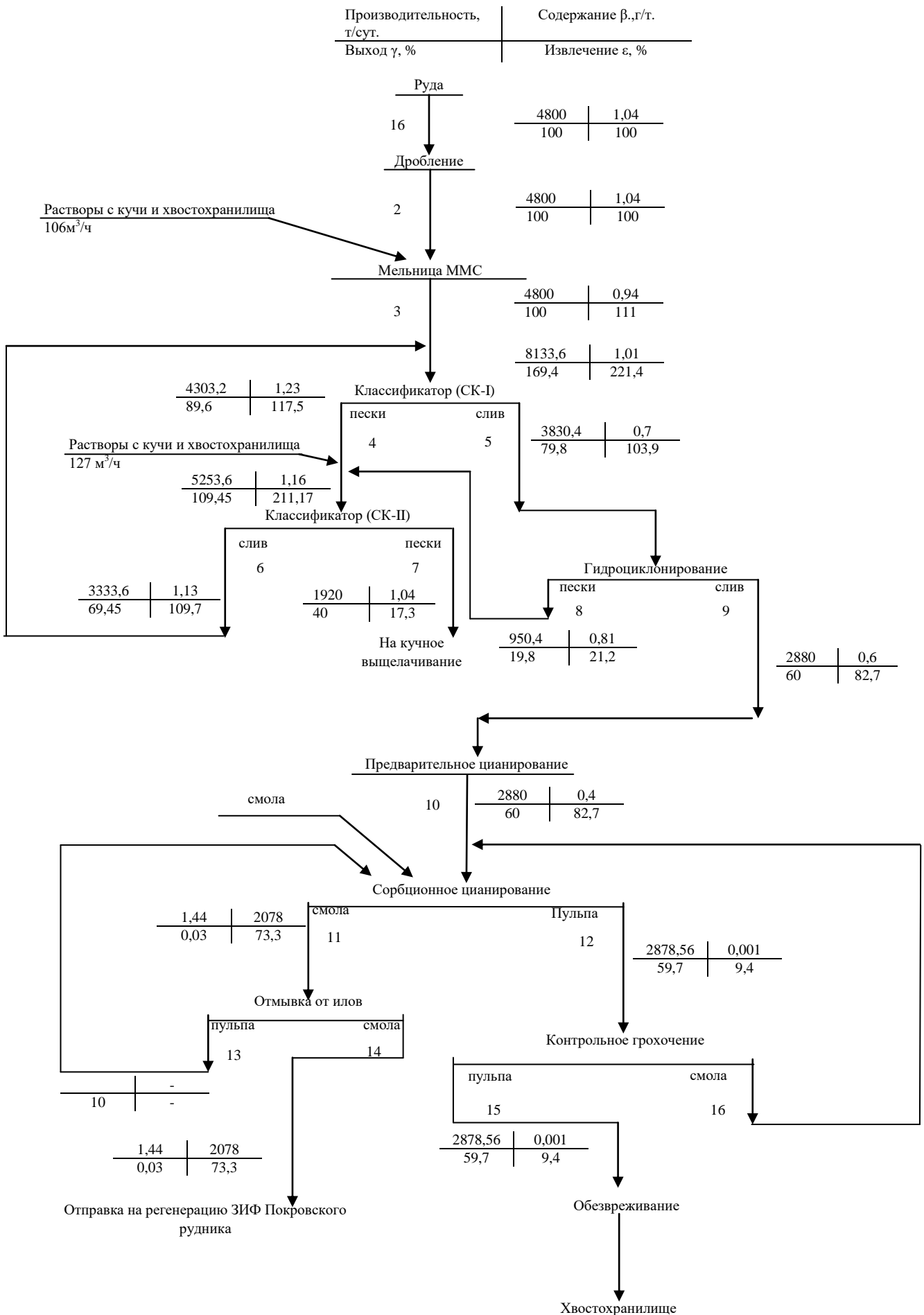


Рисунок 9 – Основная схема обогащения

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

$$Q = \frac{\gamma_n Q_1}{100} \quad (1)$$

где Q_n – производительность цеха обогащения, т/сут;

γ_n – выход продуктов, %;

Q_1 – производительность о.ф., т/сут.

Расчет извлечений

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

где ε_n – извлечение металла в продукт, %;

β_n – содержание металла в продукте, %;

α – содержание металла в исходной руде, %.

Содержание флюорита в исходной руде $\alpha = 1,42\%$,

Производительность по исходному сырью $Q = 2500$ т/с.

Схему представляем в виде упрощенной схемы представленной на рисунке 10.

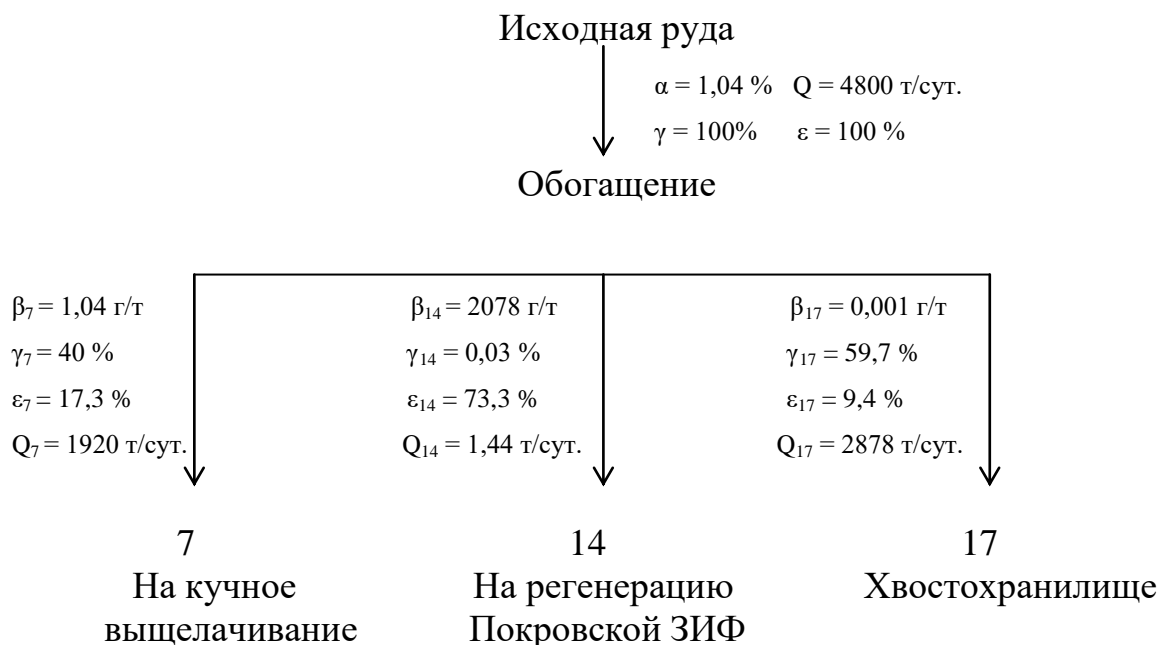


Рисунок 10 – Технологическая схема для расчета основного баланса

металлов

Баланс выходов:

$$\gamma_1 \alpha = \gamma_7 \beta_7 + \gamma_{14} \beta_{14} + \gamma_{17} \beta_{17} \quad (3)$$

$$\text{Баланс по металлу: } 100 \times 1,04 = 40 \times 1,04 + 0,03 \times 2078 + 0,599 \times 0,1$$

$$104 = 104$$

Баланс извлечений:

$$\varepsilon_1 = \varepsilon_7 + \varepsilon_{14} + \varepsilon_{17} \quad (4)$$

$$100 = 17,3 + 73,3 + 9,4$$

$$100 = 100$$

Таблица 8 – Баланс металлов

Наименование продукта	γ , %	β , г/т	$\gamma\beta$	ε , %
Руда на хвостохранилище	40	1,04	41,6	17,3
Концентрат золота № 1	0,03	2078	62,34	73,3
Хвосты	59,7	0,001	0,0599	9,4
Исходная руда	100			100

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

1) уравнения равенства суммы выходов поступивших и вышедших продуктов обогащения для данной операции:

$$\sum \gamma_{\text{пос}} = \sum \gamma_{\text{вых}} \quad (5)$$

2) уравнения «баланса металла» - равенства суммы масс полезного ископаемого (суммы произведений Q и β или суммы произведений γ и β) поступивших и вышедших продуктов обогащения для данной операции:

$$\sum (\beta_n \times \gamma_n)_{\text{пос}} = \sum (\beta_n \times \gamma_n)_{\text{вых}} \quad (6)$$

Порядок решения следующий:

Составляем рисунок схемы данной операции с нанесением на него заданных значений и обозначение неизвестных технологических показателей.

Расчет технологической схемы проводится снизу вверх, начиная с операции в которой есть один из конечных продуктов обогащения. Неизвестные значения части продуктов определяются по разности или сумме выходящих и поступающих в операцию составлением уравнений [3].

Подобным образом составляем и решаем системы уравнений для нахождения неизвестных значений показателей по всем операциям технологической схемы. Неизвестные значения части продуктов определяем по

разности или сумме выходящих и поступающих количеств материалов в данную операцию составлением и решением уравнений [3].

Таблица 9 - Качественно – количественная схема

№ поз.	Наименование операции и продуктов	Производительность, т/сут.	Выход, %	Содержание г/т	Извлечение, %
1	2	3	4	5	6
	<u>Дробление</u>				
1	Поступает:				
	Руда	4800	100	1,04	100
	Итого:	4800	100	1,04	100
2	Выходит:				
	Дробленный продукт	4800	100	1,04	100
	Итого:	4800	100	1,04	100
	<u>Измельчение</u>				
2	Поступает:				
	Дробленный продукт	4800	100	1,04	100
	Итого:	4800	100	1,04	100
3	Выходит:				
	Измельчённый продукт	4800	100	0,94	111
	Итого:	4800	100	0,94	111
	<u>Классификация 1</u>				
3	Поступает:				
	Измельчённый продукт	4800	100	0,94	111
6	Слив СК 2	3333,6	69,45	1,13	109,7
	Итого:	8133,6	169,45	2,07	221,4
5	Выходит:				
	Слив СК 1	3830,4	79,8	0,7	103,9
4	Пески СК 1	4303,2	89,3	1,23	117,5
	Итого:	8133,6	169,45	1,93	221,4
	<u>Классификация 2</u>				
4	Поступает:				
	Пески СК 1	4303,2	89,3	1,23	117,5
8	Пески гидроциклонов	950,4	19,8	0,81	21,2
	Итого:	5232	109,45	2,04	138,7
	Выходит:				
6	Слив СК 2	3333,6	69,45	1,13	109,7
7	Пески на к.в.	1920	40	1,04	17,3
	Итого:	5232	109,45	2,17	138,7
	<u>Гидроциклонирование</u>				
5	Поступает:				
	Слив СК 1	3830,4	79,8	0,7	103,9
	Итого:	3830,4	79,8	0,7	103,9
	Выходит:				
9	Слив гидроциклонов	2880	60	0,6	82,7
8	Пески гидроциклонов	950,4	19,8	0,81	21,2
	Итого:	3830,4	79,8	1,41	103,9

Продолжение таблицы 9

1	2	3	4	5	6
	<u>Предварительное цианирование</u>				
	Поступает:				
9	Слив гидроциклонов	2880	60	0,6	82,7
	Итого:	2880	60	0,6	82,7
	Выходит:				
10	Продукт предварительного цианирования	2800	60	0,4	82,7
	Итого:	2880	60	0,4	82,7
	<u>Сорбционное цианирование</u>				
	Поступает:				
10	Продукт предварительного цианирования	2880	60	0,4	82,7
	Итого:	2880	60	0,4	82,7
11	Выходит:				
12	Смола	1,44	0,03	2078	73,3
	Пульпа	2878,56	59,7	0,001	9,4
	Итого:	2880	60	2078	82,7
	<u>Отмывка от илов</u>				
	Поступает:				
11	Смола	1,44	0,03	2078	73,3
	Итого:	1,44	0,03	2078	73,3
	Выходит:				
14	Смола на регенерацию	1,44	0,03	2078	73,3
	Итого:	1,44	0,03	2078	73,3
	<u>Контрольное грохочение</u>				
	Поступает:				
12	Пульпа с сорбционного цианирования	2878,56	59,7	0,001	9,4
	Итого:	2878,56	59,7	0,001	9,4
	Выходит:				
15	Пульпа на обезвреживание	2878,56	59,7	0,001	9,4
	Итого:	2878,56	59,7	0,001	9,4

2.5 Расчет водно-шламовой схемы

В результате расчета водно-шламовой схемы в каждом продукте и в каждой операции определяются: весовое отношение Ж:Т, количество воды в операции или продукте; объем пульпы; количество воды, добавляемой в процессе или выводимой из него [2].

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

С помощью формулы

$$W_n = Q_n \cdot R_n \quad (7)$$

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

По уравнению баланса определяется количество воды, добавляемой в отдельные операции и в отдельные продукты [2].

Показатели связаны между собой:

$$V_n = Q_n \cdot (R_n + 1/\delta_n) \quad (8)$$

где $\delta = 3,5$;

$$R_n = W_n/Q_n \quad (9)$$

$$T_n = 100/(R_n + 1) \quad (10)$$

где n – номер продукта в схеме;

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

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

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

S_n – влажность продукта, %;

T_n – содержание твердого, %;

ρ_n – плотность твердого в продукте, $\text{т}/\text{м}^3$;

V_n – производительность по объему пульпы, м^3 в единицу времени;

l_n – удельный расход свежей воды, добавляемой к отдельным продуктам, $\text{м}^3/\text{т}$.

Цель 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 [2].

Порядок расчета шламовой схемы:

По таблице 10 [1] устанавливаем содержание твердого T_n и нормы расхода воды для отдельных продуктов обогащения и операций схемы. Весовое отношение жидкого к твердому по массе определяем по формуле:

$$R_n = 100 - T_n/T_n \quad (11)$$

По формуле 11 подсчитываем количество воды в продуктах и операциях с известными значениями R_n . По формулам 9-10 определяем отношение Ж:Т и содержание твердого в операциях и продуктах, для которых значения Т и R не были приняты. Результаты расчетов каждой операции водно – шламовой схемы заносим в таблицу 11.

Таблица 11 – Результаты расчета водно-шламовой схемы

№ поз.	Наименование операции и продуктов обогащения	Производительность Q, т/сутки	Плотность пульпы Т, %	Разбавление R, %	Количество воды W, м ³ /сут	Объем пульпы V, м ³
1	2	3	4	5	6	7
	<u>Дробление</u>					
	Поступает:					
1	Руда	4800	88,1	0,135	648	2019,43
	Итого:	4800	88,1	0,135	648	2019,43
	Выходит:					
2	Дробленный продукт	4800	88,1	0,135	648	2019,43
	Итого:	4800	88,1	0,135	648	2019,43
	<u>Измельчение</u>					
	Поступает:					
2	Дробленный продукт	4800	88,1	0,135	648	2019,43
	Растворы с к.в.	-	-	-	2544	2544
	Итого:	4800	60,06	0,665	3192	4563,43
	Выходит:					
3	Измельченный продукт	4800	60,06	0,665	3192	4563,43
	Итого:	4800	60,06	0,665	3192	4563,43
	<u>Классификация 1</u>					
	Поступает:					
3	Измельченный продукт	4800	60,06	0,665	3192	4563,43
	Слив СК 2	3333,6	42,19	1,37	4588,08	5540,53
	Итого:	8133,6	51,09	0,956	7780,08	10103,96

Продолжение таблицы 11

1	2	3	4	5	6	7
4	Выходит: Пески СК 1	4303,2	75,19	0,33	1420,08	2649,56
5	Слив СК1	3830,4	37,59	1,66	6360	7464,4
	Итого:	8133,6	51,09	0,956	7780,08	10103,96
	<u>Классификация 2</u>					
	Поступает					
4	Пески СК 1	4303,2	75,19	0,33	1420,08	2649,56
8	Пески гидроциклонов	950,4	61,35	0,63	600	871,54
	Растворы с к.в.	-	-	-	3048	3048
	Итого:	5253,6	51,02	0,96	5068,08	6569,1
	Выходит:					
6	Слив СК 2	3333,6	42,19	1,37	4588,08	5540,53
7	Пески на к.в.	1920	80	0,25	480	1028,57
	Итого:	5253,6	51,02	0,96	5068,08	6569,1
	<u>Гидроциклонирование</u>					
	Поступает:					
5	Слив СК 1	3830,4	37,59	1,66	6360	7464,4
	Итого:	3830,4	37,59	1,66	6360	7464,4
	Выходит:					
9	Слив гидроциклонов	2880	33,3	2	5760	6582,85
8	Пески гидроциклонов	950,4	61,35	0,63	600	871,54
	Итого:	3830,4	37,59	1,66	6360	7464,4
	<u>Предварительное цианирование</u>					
	Поступает:					
9	Слив Гидроциклонов	2880	33,3	2	5760	6582,86
	Итого:	2880	33,3	2	5760	6582,86
	Выходит:					
10	Продукт предварительного цианирования	2880	33,3	2	5760	6582,86
	Итого:	2880	33,3	2	5760	6582,86
	<u>Сорбционное цианирование</u>					
	Поступает:					
19	Продукт предварительного цианирования	2880	33,3	2	5760	6582,86
	Вода	-	-	-	480	480
	Итого:	2880			6240	7062,86
	Выходит:					
11	Смола на отмывку от илов	1,44	-	-	-	-
12	Пульпа на контрольное грохочение	2878,56	31,5	2,17	6240	7062,86
	Итого:	2880	31,6	2,16	6240	7062,86

1	2	3	4	5	6	7
	<u>Контрольное грохочение</u>					
	Поступает:					
12	Пульпа с сорбционного цианирования	2878,56	31,64	2,16	6240	7062, 86
	Вода	-	-	-	480	480
	Итого:	2878,56	30,03	2,33	6720	7542, 86
	Выходит:					
15	Пульпа на обезвреживание	2878,56	30,03	2,33	6720	7542, 86
	Итого:	2878,56	30,03	2,33	6720	7542, 86

2.6 Баланс воды по обогатительной фабрике

Водно-шламовая схема дает возможность составить баланс общей и свежей воды по обогатительной фабрике. Суммарное количество воды, поступающей в процесс, должно равняться суммарному количеству, уходящему из процесса с конечными продуктами. Поэтому баланс общей воды выразится равенством

$$W_1 + \sum L = \sum W_k \quad (12)$$

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

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

$\sum W_k$ - суммарное количество воды, уходящие из процесса с конечными продуктами.

$$W_1 = Q_1 \cdot R_1;$$

$$4800 \cdot 0,135 = 648 \text{ м}^3/\text{сут.};$$

Количество воды, поступающее в операции и уходящее из процесса, приведено в таблице 12

Таблица 12 – Баланс общей воды

Поступает воды в процесс	м ³ /сутки	Уходит воды из процесса	м ³ /сутки
С исходным питанием W	648	На кучное	
С к.в. и хвостохранилища 1	2544	выщелачивание	480
С к.в и хвостохранилища 2	3048	На обезвреживание	
На сорбционное	480	хвостов	6720
цианирование	480		
На контрольное грохочение			
Итого: $W_1 + \sum L_n$	7200	Итого: $\sum W_k$	7200

Расход общей воды в цехе обогащения для технологических целей составит

$$\sum L = \sum W_k - W_1 \quad (13)$$

$$\sum L = 7200 - 648 = 6552 \text{ м}^3/\text{сутки}$$

Чтобы определить общую потребность воды для цеха, необходимо учесть также расход воды на смывку полов, промывку аппаратов и другие нужды. Обычно при проектировании принимают, что общее потребление воды на 10 – 15 % выше, чем расход воды для технологических целей.

$$L_{\text{доп}} = \sum L \cdot 10/100 \quad (14)$$

$$L_{\text{доп}} = 6552 \cdot 0,10 = 655,2 \text{ м}^3/\text{сут.}$$

Тогда общий расход воды будет равен:

$$L_{\text{общ}} = 6552 + 655,2 = 7207,2 \text{ м}^3/\text{сут.}$$

На смыв полов и промывку аппаратов расходуется 80% от оборотной воды:

$$L_{\text{об}} = \sum L \cdot 80/100 \quad (15)$$

$$L_{\text{обор}} = 6552 \cdot 80/100 = 5241,6 \text{ м}^3/\text{сут.}$$

Тогда свежий расход воды:

$$L_{\text{св}} = \sum L - L_{\text{об}} \quad (16)$$

$$L_{\text{св}} = 6552 - 5241,6 = 1310,4 \text{ м}^3/\text{сут.}$$

Расход воды с учетом на смыв полов, промывку аппаратов и т.д. равен 10-15% от расхода воды для технологических целей:

$$L_{\text{св}} \cdot 0,1 = 1310,4 \cdot 0,1 = 131,04 \text{ м}^3/\text{сут.}$$

$$L_{\text{св}} = 1310,4 + 131,04 = 1441,44 \text{ м}^3/\text{сут.}$$

$$L = L_{\text{св}} / Q_1 \quad (17)$$

$$L = 1441,44 / 4800 = 0,3 \text{ м}^3/\text{т.}$$

2.7 Выбор и расчет основного оборудования

При выборе обогатительного оборудования приходится решать три основных вопроса — выбор типа аппарата, определение его производительности, выбор оптимального и в технико-экономическом

отношении размера аппарата и в связи с этим потребного количества устанавливаемых аппаратов.

Расчет установочной и потребляемой мощности, числа оборотов и других показателей при выборе оборудования обычно не производится, так как эти данные берутся из каталогов заводов-изготовителей. Исключением является транспортное оборудование, где расход мощности может меняться в широких пределах в зависимости от производительности, высоты подъема, длины транспортирования и других условий.

В ряде случаев для проектируемых условий может быть применен только один тип аппарата. Однако часто для осуществления одной и той же операции могут быть применены аппараты разных типов. Правильный выбор в этом случае может быть сделан только на основании технико-экономического сравнения отдельных типов аппаратов. Решающую роль в вопросе о выборе типа аппарата играет учет накопленных практических данных по эксплуатации подобных аппаратов, работающих в условиях, аналогичных условиям проектируемой обогатительной фабрики [10].

2.7.1 Выбор и расчет оборудования для дробления

Требования, которым должна соответствовать дробилка, согласно результатам предварительного расчета схемы дробления, сведем в таблицу 13.

Таблица 13 - Требования, которым должна соответствовать дробилка

Требования	Стадии дробления
	Первая
Крупность наибольших кусков в питании, мм.	500
Ширина разгрузочной щели, мм.	160
Требуемая производительность, т/ч.	200
Размер загрузочной щели, мм.	550
Объемная производительность, м ³ /ч	133,3

$$Q_0 = Q / \gamma_n, \quad (18)$$

где Q_0 – объемная производительность, м³/ч;

Q – производительность, т/ч;

γ_n – насыпной вес руды, т/м³ ;

$\gamma_n = 1.5 \text{ т/м}^3$ – по данным действующей обогатительной фабрики.

$$Q_0=200/1,5= 133,3$$

Требованиям, указанным в таблице удовлетворяет дробилка - PE 900x1200

Выбор типа и размера дробилок для крупного дробления зависит от физических свойств полезного ископаемого (твердость, вязкость, наличие глин, влажность, размер максимальных кусков), требуемой производительности дробилки, конечной крупности дробленого продукта.

Для первого приема крупного дробления твердых полезных ископаемых применяют конусные и щековые дробилки крупного дробления. Ширина приемного отверстия дробилки должна быть на 10-15% больше размера наибольших кусков в питании. При выборе необходимо сравнивать дробилки по установочной мощности, массе, стоимости, занимаемой площади и объему здания.

Выбор типа дробилки предопределяется соотношением между размером наибольших кусков в питании и необходимой производительностью. Производительность конусной дробилки в 2,5-3 раза выше производительности щековой дробилки, имеющей такую же ширину приемного отверстия. Поэтому при крупной руде и небольшой производительности конусная дробилка может быть не догружена. Принимаем в проекте по аналогии с действующей обогатительной фабрикой установку щековых дробилок [1].

Предварительно выбранный тип дробилки принимаем за основу с последующим расчетом ее производительности по формуле:

$$Q=Q_k \cdot K_{др} \cdot K_{\delta} \cdot K_{кр}, \quad (19)$$

где Q_k – производительность дробилки по каталогу, т/ч;

$K_{др}$ – коэффициент на дробимость руды

$$K_{др}=0,95$$

$K_{кр}$ – поправочный коэффициент на крупность питания $K_{кр}=1$

K_{δ} – поправочный коэффициент на насыпной вес руды

$$K_{\delta}=\delta_n/1,6, \quad (20)$$

где δ_n – насыпной вес руды; $\delta_n=1,5 \text{ т/м}^3$

$$K_{\delta}=1,5/1,6=0,94$$

Для стадии дробления

$$Q=300 \cdot 0,95 \cdot 0,94 \cdot 1,0=267,9 \text{ м}^3/\text{ч} \approx 268 \text{ м}^3/\text{ч}$$

Коэффициенты загрузки дробилок определяются по результатам расчета

$$K = Q_{\text{треб}} / Q_{\text{расч}} \quad (21)$$

$$K=133,3/206=0,49$$

Технические характеристики выбранной к установке дробилки приведены в таблице 14

Таблица 14 - Технические характеристики щековой дробилки

Параметры	PE 900x1200
Размер приемного отверстия, мм: ширина	900
длина	1200
Наибольший размер кусков исходного материала, мм	750
Ширина выходной щели в фазе раскрытия, мм: номинальная	150
диапазон регулирования, не менее	±55
Производительность при номинальной выходной щели на руде средней крепости с насыпной плотностью 1,6 т/м ³ , м ³ /ч	300
Мощность двигателя, кВт	130
Габариты, мм: длина	3789
ширина	2826
высота	3025
Масса дробилки, т	50

2.7.2 Выбор оборудования для измельчения

Тип применяемой мельницы предопределяется крупностью исходной руды, требуемым размером измельченного материала, его твердостью, наличием шламов, влажностью, содержанием глин.

Все мельницы разделены на две основные разновидности: аэродинамические, или струйные, планетарные мельницы (без мелющих тел) и механические мельницы (с мелющими телами). На обогатительных фабриках для измельчения применяются барабанные мельницы. Отдельные конструктивные типы барабанных мельниц различаются по роду измельчающих тел, форме барабана, способу измельчения и разгрузки готового продукта. В качестве измельчающей среды применяются стальные шары, стержни, куски руды, естественная галька [1].

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

Стержневые мельницы (МСЦ) применяют на первой стадии измельчения. Лучшие результаты получают при питании мельниц продуктом дробилок мелкого дробления крупностью до 20 мм, но можно измельчать и более крупный материал (с кусками до 40 мм), отличающийся пониженной плотностью и твердостью. Максимальная крупность измельченного продукта 6-0,5 мм. Применяют при измельчении руд, обогащаемых гравитационными, магнитными методами, а также на первой стадии измельчения полиметаллических руд (медных, свинцово-цинковых, медно-молибденовых и др.).

Шаровые мельницы с центральной разгрузкой (МШЦ) используют для получения тонкоизмельченного продукта с максимальной крупностью частиц 0,2 мм. Применяют чаще во второй, третьей стадии измельчения или для доизмельчения промежуточных продуктов схемы. Лучшее питание этих мельниц — продукт стержневых мельниц крупностью 10 мм и менее или пески классификации. Недостаток мельниц с центральной разгрузкой (МШЦ) — низкая удельная производительность и угроза ошламования [1].

Шаровые мельницы с разгрузкой через решетку (МШР) применяют для получения продукта с максимальной крупностью частиц 0,4 мм. При одностадиальном измельчении в замкнутом цикле с классификацией МШР выдает продукт измельчения крупностью до 60 % класса -0,074 мм. У этих мельниц выше удельная производительность и уменьшен риск переизмельчения. К недостаткам этого типа мельниц стоит отнести более сложную конструкцию. Крупность питания шаровых мельниц 10—15 мм.

Мельницы мокрого самоизмельчения с центральной разгрузкой (ММС) получили распространение при переработке руд средней твердости, не

шламуемых, с минимальным содержанием глин. Внедрение процессов рудного самоизмельчения позволяет отказаться от операций среднего и мелкого дробления. При этом режиме в мельницу чаще загружают неклассифицированную руду и измельчающими телами в этом случае служат как наиболее крупные куски, так и куски промежуточных классов. Типовой состав питания мельниц самоизмельчения при обработке плотных руд:

Класс, мм.....	+200	-200+50	-50+22	-22+0
Выход, %	32,0	31,0	11,0	26,0

При рудном самоизмельчении руды подвергаются крупному дроблению, так как в случае разработки месторождения открытым способом максимальный размер кусков руды достигает 500-600 мм и более. Максимальная крупность измельченного материала -20-25 мм, примерно 30-40 % руды измельчается до 0,5 мм.

Вариантом процесса самоизмельчения является полусамоизмельчение, когда в мельницу добавляют крупные (диаметром 100-120 мм) стальные шары в количестве, соответствующем 5-10 % объема мельницы. Этот прием используют для разрушения гали критической крупности, в результате чего снижается удельная производительность мельницы. Для сухого самоизмельчения принимают мельницы типа «Аэрофол», для мокрого — мельницы типа «Каскад».

Сухое самоизмельчение требует сложной системы пневматической классификации, обеспыливания, применимо для специфического сырья (каолины, асбест и др.).

Грубое рудно-галечное измельчение проводят в мельницах МРГ с центральной разгрузкой. В мельницы подается руда 15-25 мм и одновременно дробящая среда крупностью 100-120 мм, состоящая из кусков руды [1].

Рудно-галечное измельчение в мельницах (РГ) обычно устанавливается во второй, третьей стадии измельчения. При этом первая стадия измельчения может производиться в шаровых, стержневых мельницах или мельницах гру-

блого самоизмельчения (ММС). Условная максимальная крупность питания мельницы РГ менее 2-3 мм, крупность дробящей гали 80-100 мм.

Для эффективной работы шаровых и стержневых мельниц важен гранулометрический состав измельчающей среды. Если самые крупные шары в мельнице будут диаметром меньше 0,012-0,01 диаметра мельницы, снизится мощность, потребляемая мельницей, и, как следствие, значительно снизится удельная производительность.

Для мельниц самоизмельчения на некоторых фабриках осуществляется шихтовка руды, поступающей на измельчение, с целью создания оптимальной гранулометрической характеристики. Такая характеристика руды обеспечивает высокую удельную производительность мельницы и препятствует накоплению гали критической крупности.

Производительность мельниц зависит от многих факторов: крупности исходной руды и конечного продукта, типа и размера мельницы, степени заполнения мельницы дробящей средой и пульпой, соотношения Ж:Т в питании мельницы, величины циркулирующей нагрузки при работе мельницы в замкнутом цикле с классифицирующим аппаратом, эффективности работы классифицирующего устройства [1].

Расчет стержневых и шаровых мельниц рекомендуется производить по удельной производительности и эффективности измельчения. Удельную производительность определяют по исходной руде или по вновь образованному расчетному классу (обычно класс -0,074 мм) на единицу рабочего объема барабана ($\text{т}/(\text{м}^3 \cdot \text{ч})$).

Эффективность измельчения определяют в тоннах готового продукта или в тоннах вновь образованного расчетного класса ($\text{т}/(\text{кВт} \cdot \text{ч})$).

При определении удельной производительности и эффективности измельчения проектируемой мельницы используют практические показатели, полученные на действующем предприятии, где мельницы работают в условиях, близких к проектным, или по результатам исследований.

На первой, стадии измельчения по аналогии с действующей обогатительной фабрикой принимаем мельницы мокрого самоизмельчения.

Расчет оборудования для I стадии измельчения

В первую стадию измельчения поступает руда крупностью 300 мм, для этой стадии выбираем мельницу мокрого самоизмельчения. В первой стадии измельчения за эталонную принимаем мельницу самоизмельчения ММС 5,5х1,8, установленную на действующей обогатительной фабрике. Определяем для нее удельную производительность по вновь образованному классу минус 0,074 мм по формуле:

$$q_{эм} = \frac{Q(\beta_k - \beta_n) \times 4}{\pi(D - 0,15)^2 L}, \quad (22)$$

где $q_{эм}$ - удельная производительность, т/м³час;

Q – производительность цеха, т/час;

β_k и β_n – содержание расчетного класса соответственно в конечном исходном продуктах, дол.ед.

β_k – принимаем по данным действующей фабрики,

β_n – принимаем по таблице 3.10 и 3.11 [1];

D – диаметр барабана, м;

L – длина мельницы, м.

$$q_{эм} = \frac{200 \times (0,65 - 0,1) \times 4}{3,14 \times (5,5 - 0,15)^2 \times 1,8} = \frac{440}{161,77} = 2,72 \text{ т/м}^3\text{час}$$

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

МСЦ-3200х4500, МШЦ 3600х5500, МШР 3600х4000 по формуле:

$$q_{пр} = q_{эм} \times K_u \times K_k \times K_D \times K_m \times K_L \times K_y \times K_\phi, \quad (23)$$

где $q_{пр}$ - удельная производительность проектируемой мельницы, т/м³час;

$q_{эм}$ - удельная производительность эталонной мельницы, т/м³час;

K_u - коэффициент, учитывающий различия в измельчаемости проектируемой и эталонной мельниц, принимаем $K_u = 1$;

K_k - коэффициент, учитывающий различие в крупности исходного и конечного продуктов измельчения, для проектируемой и эталонной мельниц, определяем по формуле:

$$K_k = \frac{m}{m_{эм}}, \quad (24)$$

где m – относительная производительность проектируемой мельницы при проектируемой крупности исходного и конечного продуктов [1];

$m_{эм}$ – то же для эталонной мельницы, работающей в промышленных условиях.

а) Для мельницы МСЦ 3200х4500

K_D – коэффициент, учитывающий различия в диаметрах проектируемой и эталонной мельниц, рассчитывается по формуле:

$$K_D = \sqrt{\left(\frac{D - 0,15}{D_{эм} - 0,15} \right)}, \quad (25)$$

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

$$K_{D1} = \sqrt{\left(\frac{3,2 - 0,15}{5,5 - 0,15} \right)} = 0,75 ;$$

K_m – коэффициент, учитывающий различие в типах мельниц, принимаем по таблице 4.5 [1], $K_m = 1$;

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

$$K_L = \left(\frac{L}{L_{эм}} \right)^{0.15} \quad (26)$$

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

$$K_{L1} = 1,15;$$

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

$$K_\psi = \psi / \psi_{эт}, \quad (27)$$

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

K_φ – коэффициент, учитывающий различие объемного заполнения измельчающей средой проектируемой и эталонной мельниц, определяем по формуле:

$$K_\varphi = \frac{\varphi}{\varphi_{эт}}, \quad (28)$$

где φ и $\varphi_{эт}$ – соответственно степень заполнения измельчающей средой проектируемой и эталонной мельниц, принимаем $K_\varphi = 1$.

3. Определяем удельную производительность по формуле 23

$$q_1 = 2,72 \cdot 1 \cdot 1 \cdot 0,75 \cdot 1 \cdot 1,15 \cdot 1 \cdot 1 = 2,35 \text{ т/м}^3\text{час};$$

б) Для мельницы МШЦ 3600x5500

$$K_{д2} = \sqrt{\left(\frac{3,6 - 0,15}{5,5 - 0,15}\right)} = 0,8,$$

$$K_{L2} = \left(\frac{5,5}{1,8}\right)^{0,15} = 1,18;$$

$$q_2 = 2,72 \cdot 1 \cdot 1 \cdot 0,8 \cdot 1 \cdot 1,18 \cdot 1 \cdot 1 = 2,57 \text{ т/м}^3\text{час};$$

в) Для мельницы МШР 3600x4000

$$K_{д3} = 0,8;$$

$$K_{L3} = \left(\frac{4,0}{1,8}\right)^{0,15} = 1,13;$$

$$q_3 = 2,72 \cdot 1 \cdot 1 \cdot 0,8 \cdot 1 \cdot 1,13 \cdot 1 \cdot 1 = 2,45 \text{ т/м}^3\text{час};$$

4. Определяем производительность мельниц по руде т/час, по формуле:

$$Q_n = \frac{q_n V_n}{\beta_k - \beta_{и}}, \quad (29)$$

где V_n – объемы сравниваемых мельниц, м³; принимаем по техническим характеристикам мельниц;

а) Для мельницы МСЦ 3200х4500

$$Q_1 = \frac{2,35 \cdot 32}{0,55} = 136,73 \frac{\text{т}}{\text{час}};$$

б) Для мельницы МШЦ 3600х5500

$$Q_2 = \frac{2,57 \cdot 49}{0,55} = 228,96 \frac{\text{т}}{\text{час}};$$

в) Для мельницы МШР 3600х4000

$$Q_3 = \frac{2,45 \cdot 36}{0,55} = 169,36 \frac{\text{т}}{\text{час}}.$$

5. Определяем число мельниц по формуле:

$$n = \frac{Q_{\text{исх}}}{Q_{\text{расч}}}, \quad (30)$$

а) Для мельницы МСЦ 3200х4500

$$n = \frac{200}{136,73} = 1,46 \approx 2;$$

б) Для мельницы МШЦ 3600х5500

$$n = \frac{200}{228,96} = 0,87 \approx 1;$$

в) Для мельницы МШР 3200х3800

$$n = \frac{200}{169,36} = 1,18 \approx 2.$$

Таблица 15 – Сравнение установки мельниц по основным показателям

Размеры барабанов мельниц, мм	Число мельниц	Масса мельниц, т	Установочная мощность, кВт	Коэффициент запаса
3200х4500	2	90	630	1,36
3600х5500	1	170	1250	1,14
3200х3800	2	110	800	1,69

При сравнении по массе и мощности, вариант установки одной мельницы МШЦ 3600х5500 является наиболее выгодным. Поэтому выбираем для установки одну мельницу МШЦ 3600х5500, технические характеристики которой приведены в таблице 16

Таблица 16 – Технические характеристики мельницы МШЦ 3600х5500

Параметры	МШЦ 3600х5500
Внутренний размер барабана, мм: длина, диаметр	5500, 3600
Номинальный объем барабана, м ³	49
Мощность электродвигателя, кВт	1250
Габариты, мм: длина ширина, высота	15100,7600,5700
Масса, т	170

2.7.3 Выбор оборудования для классификации

Классификация — процесс разделения материала на классы различной крупности в жидкой (водной) или пневматической (воздушной) среде. На рудообогатительных фабриках чаще используют гидравлические классификаторы. Пневматические классификаторы применяют в схемах сухого измельчения. Все классифицирующие устройства делятся на две основные разновидности: классификаторы с гравитационным разделением и классификаторы с разделением в поле центробежных сил. Классифицирующие устройства с гравитационным разделением материала и механической разгрузкой песков — механические классификаторы (спиральные классификаторы типа КСН и КСП). К центробежным классификаторам с самотечной разгрузкой относятся гидроциклоны (ГЦ), с механической разгрузкой — центрифуги [1].

Многокамерные гидравлические классификаторы (КГ) применяют для разделения исходного материала на фракции, различающиеся по скорости падения в горизонтальной или вертикальной струе воды. Четырех-шестисекционные гидравлические классификаторы применяют для мокрой классификации измельченной руды перед ее поступлением на концентрационные столы.

При промывке нерудных полезных ископаемых применяют прямо- и противоточные гидравлические классификаторы.

Для обесшламливания продуктов на гравитационных фабриках применяют конические классификаторы песковые (ККП). В них разделение идет на два продукта (пески и слив), исходная крупность материала,

поступающего на разделение, не более 1,6-1,8 мм. Для мокрой классификации на два класса материала крупностью не более 0,7 мм применяют конический классификатор шламовый (ККШ) [1].

На обогатительных фабриках, перерабатывающих руды цветных, редких, благородных металлов, применяются спиральные классификаторы с непогруженной спиралью (с высоким порогом) и с погруженной спиралью. Применение спиральных классификаторов позволяет поднять пески на высоту, обеспечивающую их подачу в мельницу без использования дополнительных аппаратов.

Недостатком спиральных классификаторов является их высокая стоимость, большие габариты. Чтобы уменьшить размеры механического классификатора, слив следует получать по возможности грубым (-1; -2 мм) при плотности, соответствующей максимальной производительности классификатора по руде.

На машиностроительных заводах выпускаются классификаторы с непогруженной спиралью, диаметром спирали $D = 1,2-3,0$ м, одно-, двухспиральные, оснащенные резиновыми футеровками, с установленной номинальной крупностью слива -0,83 мм и номинальной крупностью песков 1,6-8 мм.

Спиральные классификаторы в последнее время практически полностью перестали применять, заменив их на гидроциклоны, либо батареи гидроциклонов [1].

Механические классификаторы по сравнению с гидроциклонами меньше расходуют электроэнергии, могут классифицировать более крупный материал и имеют более длительные межремонтные периоды.

В проекте по аналогии с действующей обогатительной фабрикой принимаем к установке на первой стадии спиральные классификаторы, на второй стадии гидроциклон.

Расчёт спирального классификатора

По сопряжению с мельницей 1 стадии МШС 3600x5500 выбираем спиральный классификатор 2КСН-30

Выход мельницы плотностью 55-60% твердого направляется на классификацию в спиральный классификатор. Для обеспечения необходимой плотности в разгрузку мельницы подается слив второго классификатора.

Плотность слива классификатора должна выдерживаться в пределах 39-41% и для обеспечения этого показателя устанавливается автоматическая система регулирования плотности. Пески первого классификатора направляются на отмывку во второй спиральный классификатор, а слив - на классификацию в гидроциклонах, слив гидроциклонов направляется на сорбционное цианирование, пески направляются на обезвоживание и отмывку вместе с песками первого классификатора во второй спиральный классификатор.

Пески второго спирального классификатора направляются на кучное выщелачивание, а слив идет на разбавление выхода мельницы [10].

Производительность классификатора (т/час) определяем с использованием эмпирических формул:

$$\text{по сливу: } Q_c = 4,56mK_\beta K_p K_c K_\alpha D^{1,765}, \quad (31)$$

$$\text{по пескам: } Q_n = 5,45mK_p K_\alpha D^3 n, \quad (32)$$

где m – число спиралей;

$$m = 2;$$

K_β , K_p , K_c , K_α – коэффициенты, учитывающие соответственно крупность слива, плотность руды, разжижение и угол наклона ванны классификатора;

$$K_p = 1,3;$$

$$K_\alpha = 1, \text{ угол наклона } 18^\circ;$$

$$K_c = 1;$$

D – диаметр спирали, м;

$$n – \text{частота вращения спирали, мин}^{-1}.$$

Если принимаем производительность по сливу двухспирального классификатора с диаметром D , работающего на руде 3,5 т/м³ при заданной

крупности 1,5 мм за базисную $Q_{\text{баз}}$, то производительность проектируемого классификатора рассчитываем по формуле

$$Q_c = Q_{\text{баз}} m K_p K_\alpha K_c, \quad (33)$$

где $Q_{\text{баз}} = 4,56 K_\beta \text{ Д}$.

значение $Q_{\text{баз}}$ принимаем из таблицы

Значение $Q_{\text{баз}} = 82,1 \text{ т/час}$.

K_p – коэффициент плотности руды определяем по формуле

$$K_p = \rho / 2,7, \quad (34)$$

где ρ - объемная плотность руд, $\rho = 2,9, \text{ т/м}^3$;

K_α - коэффициент угла наклона ванны классификатора принимаем равным $18^\circ, =1$;

K_c – коэффициент разжижения слива – учитывает различия между фактическим (расчётным) разбавлением R_T , необходимым по технологическим требованиям, и базисным. Значения базисного разбавления и коэффициента K_c в зависимости от отношения R_T : $R_{2.7} R_T=1,66$ $R_{2.7}=1,3$, $R_T:R_{2.7}=1.66/1,3=1,27$

$$K_c=1,27$$

$$Q_{\text{треб}}^c = 3830,4 \text{ т/сут} = 159,6 \text{ т/час};$$

$$Q_{\text{треб}}^n = 4303,25 \text{ т/сут} = 179,3 \text{ т/сут}$$

По формуле (33) определим производительность классификатора по сливу с двумя спиралями:

$$Q_c = 82,1 \cdot 2 \cdot 1,3 \cdot 1 \cdot 1,27 = 271 \text{ т/час};$$

По формуле (34) определим производительность классификатора по пескам с двумя спиралями:

$$Q_n = 5,45 \times 2 \times 1,3 \times 1 \times 3^3 \times 3,6 = 459,11 \text{ т/час}.$$

Выбранный классификатор подходит по производительности, исходя из этого, принимаем к установке два спиральных классификатора типа 2КСН – 30.

Техническая характеристика спирального классификатора представлена в таблице 17

Таблица 17 – Технические характеристики спирального классификатора

Параметры	2 КСН-30
Диаметр спирали, мм	3000
Длина ванны, мм	12500
Угол наклона ванны, градус	18
Число спиралей	2
Частота вращения спирали, мин ⁻¹	3,6
Мощность электродвигателя привода спирали, кВт	22
Габариты, мм:	
длина	15050
ширина	5600
высота	4000
Масса, т	68,9

2.7.4 Выбор и расчет гидроциклонов

На обогатительных фабриках используют, в основном, цилиндрикоконические гидроциклоны с углом конусности 20° и малых типоразмеров с углом конусности 10°.

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

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

Объёмная производительность гидроциклона с углом конусности 20° определяется по формуле

$$W = 0,93 \cdot 10^4 K_d d_s d_c, \quad (35)$$

где W – объёмная производительность по питанию гидроциклона пульпой с учетом циркулирующих песков (при работе гидроциклона в замкнутом цикле), м³/час;

K_д – поправочный коэффициент и диаметр гидроциклона:

D_м.....0,15 0,25 0,36 0,5 0,71 1,0 1,4 2,0

K_д.....1,28 1,14 1,06 1,0 0,95 0,91 0,88 0,86

d_3 – размер эквивалентного питающего патрубка, м. Определяется из выражения $d_3 = \sqrt{4bh/\pi}$, где b и h – размеры питающего отверстия, мм. Численные значения d_3 принимаются по данным технической характеристики гидроциклонов;

d_c – диаметр сливного патрубка гидроциклона, м.

Для гидроциклонов со стандартными размерами эквивалентного и сливного патрубков указанная формула преобразуется в зависимость

$$W = A \cdot D^2 \sqrt{P}, \quad (36)$$

где A – коэффициент, определяемый по значению в зависимости от диаметра гидроциклона:

$D, \text{ м} \dots\dots\dots$	0,15	0,26	0,36	0,5	0,71	1,0	1,4
$A \dots\dots\dots$	3180	2790	2490	2290	2660	1410	1510

P – давление на входе в гидроциклон.

При выборе гидроциклона определяем его типоразмер исходя из требуемой производительности по питанию, с учётом крупности получаемого слива.

Номинальную крупность частиц слива d_n (мкм) определяют по формуле

$$d_n = 15 \sqrt{D d_c \beta / [K_d d_n \sqrt{P} (\rho - 1)]}, \quad (37)$$

где D – диаметр гидроциклона, м;

d_c – диаметр сливного патрубка гидроциклона, м;

d_n – диаметр пескового патрубка гидроциклона, м;

β – содержание твёрдого в питании гидроциклона, %;

ρ – объёмная плотность твёрдой фазы, т/м³;

Проверка гидроциклона по пескам проводится по формуле

$$q_n = Q_g / (0,785 d_n^2), \quad (38)$$

где q_n – удельная производительность гидроциклона по пескам, т/час;

Q – производительность по пескам, т/час;

D_n – диаметр песковой насадки, м.

Нормируемая удельная производительность гидроциклона составляет $5 \cdot 10^3 - 2,5 \cdot 10^4$ т/(м² час).

Если удельная производительность не входит в указанный интервал значений, следует принять новую насадку и проверить номинальную крупность слива при новом диаметре насадки d_n .

Определяем число гидроциклонов к установке по формуле:

$$n = V_{\text{тр}} / W \quad (39)$$

1. Расчёт гидроциклона классификации слива 2КСН-30

$$V = 311 \text{ м}^3/\text{час},$$

Принимаем для расчётов гидроциклон типа ГЦ –500. По формуле (42) (используем эту формулу) так как указаны стандартные размеры. Определяем объёмную производительность по питанию

$$W = 2290 \times 0,5^2 \times 0,25^{0,5} = 286,25 \text{ м}^3/\text{час}$$

Определяем номинальную крупность частиц слива

$$d_n = 15 \sqrt{0,5 \cdot 0,170 \cdot 85 / [1,0 \cdot 0,06 \sqrt{0,25(2,9 - 1)}]} = 201,59 \text{ мкм},$$

$$d_n = 201 \text{ мкм}$$

Крупность получаемого слива 201 мкм.

Производительность по пескам:

$$Q = 39,6 \text{ т/час},$$

Проверка гидроциклона по пескам:

$$q_n = 39,6 / (0,785 \cdot 0,06^2)$$

$$q_n = 14012 \text{ т/(м}^2\text{час)}$$

Определяем число гидроциклонов

$$n = 311 / 286,25 = 1,09 \approx 2$$

Принимаем к установке шесть гидроциклонов ГЦ – 500: 1 рабочий и 1 в резерве.

Техническая характеристика представлена в таблице 18

Таблица 18 – Техническая характеристика гидроциклона ГЦ-500

Параметры	Типоразмер
	ГЦ-500
Диаметр гидроциклона, мм	500
угол конусности, градус	20
эквивалентный диаметр питающего отверстия, мм	170
диаметр сливного отверстия, мм	60
диаметр пескового отверстия, мм	34-96
давление на вводе, Мпа	0,03-0,02
габариты, мм, не более:	
длина	900
ширина	850
высота	1850
масса, кг	800

2.7.5 Выбор оборудования для предварительного и сорбционного цианирования

Слив гидроциклонов после грохочения поступает на предварительное цианирование в два пачука соединенных последовательно. Цианирование руды осуществляется в пневматических аппаратах типа «Пачук», вместимостью 220 м³ каждый (2 шт.). Транспортировка пульпы между аппаратами – при помощи эрлифтов. Несмотря на то, что цианирование руды начинается на операциях рудоподготовки за счет подачи в цикл измельчения растворов кучного выщелачивания, следует предусмотреть магистраль подачи известкового молока и крепкого раствора цианида натрия в 1 пачук цианирования.

После предварительного цианирования пульпа поступает на сорбцию в восемь последовательно установленных пачуков (2-1 – 2-8) объемом 220м³ каждый (d=6м, h=10,8м) снабженных дренажной надстройкой для отделения сорбента от пульпы при её перекачке и регулирования потока сорбента, который передвигается противотоком пульпе.

Передвижка пульпы осуществляется эрлифтами. При использовании активированных углей на дренажах устанавливается сетка с размером ячейки 0,9мм, а при работе на смоле - 0,63мм.

Обезолоченная пульпа из хвостового пачука подается на контрольный барабанный грохот (3) ГБ-3715 с площадью грохочения $7,2\text{м}^2$ и сеткой с ячейкой $0,63\text{мм}$. Надрешетный продукт контрольных грохотов при использовании смолы возвращается в хвостовой пачук. Хвостовая пульпа после контрольного грохочения обезвреживается и самотеком направляется в хвостохранилище.

Насыщенный сорбент выводится эрлифтом из головного пачука.

Пульпа с сорбентом поступает на вибрационный грохот типа ГВ-0,6 с сеткой размером ячейки $0,63\text{мм}$, подрешетный продукт возвращается в головной пачук, а смола поступает в колонну напорного типа (СНК) диаметром 3м и высотой $11,25\text{м}$ для отмывки от илов. Отмытая смола периодически перекачивается в бункер объемом 20м^3 из которого загружается в смоловоз и отвозится на Покровскую ЗИФ для регенерации. Ила возвращается на сорбцию.

Отрегенерированная смола из смоловоза подается в ёмкость далее в эрлифтную трубу и эрлифтом перекачивается в хвостовой пачук сорбции. Насыщенная смола закачивается в смоловоз и транспортируется на Покровскую ЗИФ, где создаются дополнительные мощности в отделении регенерации [11].

Основные исходные данные для проектирования цианирования иловой фракции руды и сорбции представлены в таблице 19.

Таблица 19 - Рекомендуемые параметры и режимные условия процесса сорбции

Наименование операций, показателей	Значение показателей
Предварительное цианирование	
1	2
Производительность по твердому, т/ч не менее	120,0
Производительность по пульпе, $\text{м}^3/\text{ч}$	290,0
Массовая доля класса $-0,3\text{ мм}$ в питании сорбции, % не менее	95
Массовая доля твердого в питании сорбции, %	33
Концентрация NaCN в жидкой фазе пульпы, г/л	0,2-0,3
Значение pH в жидкой фазе пульпы	10,2-11,0
Тип аппаратов цианирования	пачук
Количество аппаратов цианирования, шт	2
Объем одного аппарата, м^3	220
Время цианирования, час	1,5
Содержание золота в жидкой фазе на выходе второго пачука, $\text{г}/\text{м}^3$	0,51

1	2
Сорбция из иловой фракции руды на смолу АМ-2Б	
Производительность по твердому, т/ч не менее	120,0
Производительность по пульпе, м ³ /ч	290,0
Массовая доля класса -0,3 мм в питании сорбции, % не менее	95
Массовая доля твердого в питании сорбции, %	33
Содержание золота в питании в твердом, г/т	0,4
Содержание золота в питании в жидком, г/м ³	0,51
Концентрация NaCN в жидкой фазе пульпы, г/л	0,2-0,3
Значение рН в жидкой фазе пульпы	10,2-11,0
Количество ступеней сорбции, шт.	8
Количество линий сорбции, шт.	1
Объем одного сорбционного аппарата, м ³	220
Продолжительность сорбции, ч не менее	6
Концентрация смолы в пульпе, мл/л	15-25
Единовременная загрузка смолы в процессе, т	15,0
Продолжительность нахождения смолы в процессе сорбции, ч не менее	84
Концентрация золота в жидкой фазе хвостов сорбции, г/м ³	0,03
Содержание золота в твердой фазе хвостов сорбции, г/т	0,1
Общие потери золота с хвостами сорбции, г/т	0,16
Емкость смолы по золоту, г/кг	2,5
Удельная нагрузка по пульпе на 1м ² дренажной сетки, м ³ /ч	36
Размер ячейки дренажной сетки, мм	0,63

2.7.6 Выбор и расчёт оборудования для грохочения

По технологическому назначению различают четыре вида операций грохочения.

Вспомогательное грохочение, применяется в схемах дробления исходного материала. В том числе предварительное — для сокращения количества материала, поступающего в дробление (за счет отсева мелочи), и поверочное; его назначение — возврат в дробилку избыточного продукта (крупных кусков в дробленом продукте, размер которых больше ширины выходной щели дробилки).

Подготовительное грохочение — для разделения материала на несколько классов крупности, предназначенных для последующей отдельной обработки.

Самостоятельное грохочение, или механическая сортировка, — для выделения классов, представляющих собой готовые, отправляемые потребителю продукты.

Обезвоживающее грохочение — для удаления на грохотах основной массы воды или для удаления суспензии.

В качестве просеивающих поверхностей применяются колосниковые решетки, листовые решетки, стержневые, струнные решета, проволочные, полиуретановые, резиновые сетки и др.

В соответствии с формой рабочей поверхности различают плоские, барабанные, дуговые грохоты. По расположению просеивающей поверхности — наклонные и горизонтальные [5].

По характеру движения рабочего органа грохоты разделены на четыре основные группы: 1) неподвижные; 2) грохоты с движением отдельных элементов просеивающей поверхности; 3) подвижные грохоты с вращательным движением просеивающей поверхности; 4) подвижные грохоты с возвратно-поступательным (колебательным) движением.

Выбор и расчёт грохотов после гидроциклонирования

После гидроциклонов принимаем барабанный грохот. Объем пульпы, поступающей на грохочение $V=7464,4 \text{ м}^3/\text{сут}$, тогда объем пульпы поступающей в час равен:

$$V=7464,4 \text{ м}^3/\text{сут}/24\text{ч}=311,02 \text{ м}^3/\text{ч}$$

Количество грохотов найдем по формуле

$$n=V_{\text{треб}}/V_{\text{кат}} \quad (40)$$

$$n=311,02/85 =4 \text{ грохота,}$$

где $V_{\text{треб}}$ - это объем пульпы поступающей на операцию;

$V_{\text{кат}}$ - объем барабанного грохота по каталогу.

Подрешетный продукт грохота поступает на предварительное цианирование, надрешетный (щепа) – собирается и выкидывается.

Техническая характеристика барабанного грохота КМ ГБ-1800 приведена в таблице 20

Таблица 20 – Технические характеристики грохота

Параметры	
Длина барабана, мм	4000
Диаметр барабана, мм	1800
Производительность, м ³ /ч	85
Размер ячейки сита, мм	0,9
Установочная мощность, кВт	22

Выбор и расчет грохотов в схеме гидрометаллургии

После сорбционного цианирования принимаем барабанный грохот. Объем пульпы, поступающей на грохочение $V=7542,44 \text{ м}^3/\text{сут}$, тогда объем пульпы поступающей в час равен:

$$V=7542,44 \text{ м}^3/\text{сут}/24\text{ч}=314,27 \text{ м}^3/\text{ч}$$

Количество грохотов найдем по формуле

$$n=V_{\text{треб}}/V_{\text{кат}} \quad (41)$$

$$n=314,27/85 =4 \text{ грохота,}$$

где $V_{\text{треб}}$ - это объем пульпы поступающей на операцию;

$V_{\text{кат}}$ - объем барабанного грохота по каталогу.

Для отмывки от илов берём вибрационный грохот ГВ – 0,6.

Техническая характеристика барабанного грохота КМ ГБ 1800 приведена в таблице 21.

Таблица 21 – Технические характеристики грохота

Параметры	
Длина барабана, мм	4000
Диаметр барабана, мм	1800
Производительность, м ³ /ч	85
Размер ячейки сита, мм	0,63
Установочная мощность, кВт	22

2.7.7 Выбор и расчет бункера

Конструктивно – компоновочное решение сооружения для создания запаса руды перед процессом измельчения может быть осуществлено в виде бункеров, полубункеров или напольного склада. Выбор должен в максимальной степени обеспечивать условия для равномерного питания мельниц и автоматизации процессов измельчения, т.е. обеспечивать

необходимую полезную вместимость, равномерную разгрузку руды, усреднение её по качеству и гранулометрическому составу для компенсации сегрегации, возникающей при прохождении руды через бункер и склады рудоподготовительного комплекса.

Длина бункера или склада дроблёной руды обычно принимается равной длине цеха измельчения, и бункер должен иметь необходимый запас руды при конструктивно - приемлемых размерах поперечного его сечения [5].

Общий запас дроблённой руды на обогатительной фабрике в складах и бункерах должен иметь:

- при семидневной недели подачи руды на обогатительную фабрику – не менее полуторасуточной её производительности;

- при пятидневной недели подачи руды на обогатительную фабрику и непрерывной работе корпуса обогащения – не менее трёхсуточной производительности фабрики.

Выбор конструкции бункера обосновывается с учетом всех факторов, влияющих на это решение. Основными категориями являются физико-механические свойства, требуемый запас руды, соотношение фронтов складирования и измельчения.

Перед бункером устанавливаем световой сигнал, по мере опустошения бункера, производим его догрузку.

Достоинства небольшие размеры бункера и меньше затрат на строительство и эксплуатацию.

Руда на фабрику поступает с карьера Пионер непрерывно в приемный бункер вместимостью 2400 т на котором установлена решетка с ячейкой 500×500мм.

При заполнении бункера руда складывается рядом с бункером, и в дальнейшем бульдозером загребается в бункер

Из приемных бункеров руда ленточным питателем КМ ПП-2-12- 90 направляется в щековую дробилку РЕ 900×1200 дроблёный материал

конвейером на мельницу, который для регулирования и учета подачи материала снабжены конвейерными весами ВК-2м [11].

Бункер служит для равномерного распределения руды в процессе.

В данном проекте к установке принимаем аккумулярующий бункер.

Объем бункера определяется по формуле

$$V=Q \cdot t / g_n , \quad (42)$$

где Q – производительность цеха по руде, т/ч;

t - запас по времени, равный полусуточной работы цеха;

g_n – насыпной вес руды, т/м³;

$$V=200 \cdot 12 / 3,5 = 686 \text{ м}^3$$

Определяем высоту бункера по формуле

$$h=V / (L \cdot B) , \quad (43)$$

где L – длина пролета измельчения, м;

B – ширина пролета, м;

$$h=686 / (12 \cdot 9) = 6,4 \text{ м}$$

2.7.8 Выбор насосов

Широко используются центробежные насосы, осевые и диагональные.

По аналогии с действующей обогатительной фабрикой принимаем к установке насосы Warman 8/6 АН/TLS фирмы Weir Warman для откачки дренажных стоков в гидроциклоны, для перекачки золотосодержащих растворов в пачуки сорбции, для перекачки воды из пруда отстойника воду в напорную колонну.

Технические характеристики приведены в таблице 22

Таблица 22- Технические характеристики насоса

Параметры	8/6 АН/TLS
Производительность, м ³ /ч	280-315
Мощность электродвигателя, кВт	90
Напор, м	38,2
Частота вращения рабочего колеса, мин ⁻¹	879
Расход уплотняющей воды, л/мин	4

2.7.9 Выбор питателя

Выбираем ленточный питатель КМ ПП-2-12-90 для подачи руды из бункера в дробилку.

Технические характеристики приведены в таблице 23

Таблица 23 – Технические характеристики питателя

Параметры	КМ ПП-2-12-90
Производительность, т/ч	215
Мощность электродвигателя, кВт	15
Макс. Крупность кусков питания мм	720
Ширина полотна мм	1200

2.7.10 Выбор и расчет конвейеров

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

В проекте принимаем ленточный конвейер для подачи дробленой руды в шаровую мельницу и ленточный питатель с классификации на кучное выщелачивание.

Основные параметры ленточных конвейеров рассчитываем по следующим формулам:

Ширина конвейерной ленты на измельчение:

$$B=1,1(Q/kc\rho v)^{0,5}+0,95, \text{ м} \quad (44)$$

где k - коэффициент площади поперечного сечения груза на ленте, зависящий от угла наклона роликов и угла естественного откоса транспортируемого материала, $k=470$, $\alpha=20^\circ$;

c - коэффициент, учитывающий уменьшение сечения груза на наклон-ном конвейере, $c=0,97$;

ρ - плотность транспортируемого материала, т/м^3 ; $\rho=2,9 \text{ т/м}^3$;

v - скорость движения ленты; $v=1,7 \text{ м/с}$.

$$B=1,1(200/470 \cdot 0,97 \cdot 2,9 \cdot 1,7)^{0,5} + 0,95 = 1,04 \text{ м}$$

Ленту выбранной ширины проверим по кусковатости транспортируемого материала:

Для рядового материала:

$$d_{\max} = 20 = 0,02$$

$$B > 2d_{\max} = + 0,2 \text{ м}$$

$$B > 0,6$$

$$d_{\max} = 350 = 0,35 \text{ м}$$

$$B > 2d_{\max} + 0,2 \text{ м};$$

$$B > 0,9.$$

Принимаем к установке два конвейера марки 140100 Техническая характеристика представлена в таблице 24

Таблица 24– Техническая характеристика конвейеров 140100

Показатели	140100
Ширина ленты, мм	1400
Длина конвейера, м	77
Угол наклона конвейера, градус	12
Скорость ленты, м/сек	1,7
Мощность электродвигателя, кВт	45

2.7.11 Выбор грузоподъемного оборудования

К установке в цехе дробления принимаем кран грузоподъемностью 30 тонн.

Грузоподъемность крана в цехе измельчения определяется выбранным методом ремонта. Принимаем сменно-узловой метод ремонта. К установке принимаем мостовой кран грузоподъемностью 50/30 тонн.

Грузоподъемность крана в цехе гидрометаллургии определяется массой оборудования. К установке в цехе гидрометаллургии принимаем 2 крана грузоподъемностью 10 тонн.

3 ВСПОМОГАТЕЛЬНЫЕ СЛУЖБЫ

3.1 Электроснабжение

Электроснабжение ЗИФ осуществляется от КРУ-6кВ подстанции «Пионер-2» 110/35/6, по кабельным линиям 6кВ кабелем АПВВнг(В)-LS-(6) 2(3)х85(на одну секцию РУ). КЛ уложены на кабельной эстакаде отрезками длиной до 600м. Распределение электроэнергии по объектам ЗИФ производится через пять распределительных устройств 6кВ РУ – 1(2,3,4,5), (кроме РУ-5)соответствующих нумерации блоков фабрики.

Основными потребителями на блоках мельницы, дробильные комплексы, насосы, установленные на напряжение 6кВ [10].

Блочные потребители и общефабричные потребители на напряжение 0,4кВ питаются от трансформаторных подстанций ТП -1. Подстанции секционированы, каждая секция питается от соответствующего РУ через понижающий трансформатор типа ТМГ – 1000 – 6/0,4.

Часть электрооборудования первого блока, запитаны через КТП киоскового типа, расположенные рядом со зданиями:

КТП 42 (1000КВА) питание электрооборудования сорбции 1; КТП 41(100КВА) КТП 58 (630КВА) питание электрооборудования Измельчения 1;

Электрооборудование склада шихты и участка кучного выщелачивания запитано по ВЛ №3 (СИП 120х3) от яч.5 КРУ6кВ п/ст «Пионер-2», питающие КТП, расположенные на местах базирования оборудования:

Участок хвостового хозяйства питается по двум ВЛ 6кВ. ВЛ№7 яч.3 КРУ6кВ п/ст «Пионер-2»и ВЛ№15 яч.36 КРУ6кВ п/ст «Пионер-2».

3.2 Теплоснабжение

Источником теплоснабжения систем отопления и вентиляции являются котельные, работающие на дизельном топливе:

- котельная вахтового поселка - 4,4 МВт;
- котельная промплощадки ГТК – 3,8 МВт;
- котельная обогатительной фабрики – 10,4 МВт;

Теплоноситель: для сооружений вахтового поселка – вода; для зданий обогатительной фабрики – вода; для сооружений промплощадки ГТК – вода. Температурный график систем отопления – 95/70⁰С.

Для ЗИФ предусмотрена надземная прокладка тепловых сетей по эстакадам и низким опорам и внутренняя прокладка по корпусам и галереям комплекса. На участке от корпуса измельчения №1 до корпуса сорбции применена совмещенная прокладка тепловых сетей с трубопроводом воды питьевого качества и технологическими трубопроводами по единой проходной эстакаде. На участке АБК – проходная трубопроводы отопления совместно с трубопроводом воды питьевого качества проложены под проезжей частью в непроходном сборном ж/б канале с устройством разгрузочных плит [11].

Трубопроводы тепловых сетей выполнены из труб стальных бесшовных горячедеформированных по ГОСТ 8732-78, сталь марки 09Г2С ГОСТ 19282-81.

Трубопроводы систем отопления, теплоснабжения воздухонагревателей систем вентиляции и воздушно-тепловых завес зданий и сооружений проложены открыто по стенам, по полу, с огибанием колонн, ворот, дверных проемов.

В местах пересечения трубопроводами перекрытий, внутренних стен и перегородок предусмотрены гильзы из негорючих материалов.

В качестве трубопроводов систем отопления и теплоснабжения приточных установок и завес приняты:

- трубы стальные водогазопроводные по ГОСТ 3262-75 для систем отопления и теплоснабжения приточных установок до $D_y=50$ мм (включительно);

- трубы стальные электросварные прямошовные по ГОСТ 10704-91 для систем теплоснабжения приточных установок и отопления при диаметрах трубы более 50мм.

Изоляция подающих трубопроводов и узлов управления осуществляется Термафлексом толщиной 13мм. Перед изоляцией трубопроводы покрыты двойным слоем краски БТ-177 по ГОСТ 5631-79.

3.3 Водоснабжение и канализация

Водогрейная котельная ЗИФ

-отопление ЗИФ: котел «Vitomax»-суммарная производительность-3,2 Мг. Температурный режим-95/70.

-горячее водоснабжение: котел «Vitoplex»-производительность-0,4 Мг.

Паровая котельная для технологических нужд в реагентное, насосную.

Установлены 2 котла «Vitoplex»-100-LS-SXD

Производительность-0,9 т/ч. 0,58Гкал/ч.

Один в работе, один в резерве.

Избыточное давление-0,7 кг/см².

3.4 Хвостовое хозяйство

Складирование хвостов переработки цианируемых руд месторождения «Пионер» рекомендуется проводить в хвостохранилище наливного или намывного типа, где происходит разделение твердой и жидкой фазы пульпы.

Способ складирования в хвостохранилище наливного типа в настоящее время реализован на многих золотоизвлекательных фабриках. При должной организации природоохранных мероприятий негативное воздействие на окружающую среду будет минимальным.

Организация хранения отработанных хвостов в хвостохранилище с использованием жидкой фазы этого гидротехнического сооружения в системе оборотного водоснабжения или проведение ее обезвреживания и регулируемого вывода в основное хвостохранилище обеспечивает защиту поверхностных и подземных вод при работе в обычном режиме [9].

Для предотвращения загрязнения подземных вод дренажами жидкой фазы из хранилища отходов в ответственных случаях (хвостохранилище необезвреженных хвостов цианирования) рекомендуется устройство противодиффузионного экрана, который сооружается из слоя уплотненной

водоупорной глины или (в случае отсутствия местных водоупорных строительных материалов – глин) из полимерных материалов.

Для сооружения противofильтрационного полимерного экрана необходима организация выровненной и утрамбованной поверхности ложа хвостохранилища. Наиболее оптимальным является строительство основания экрана из мелкой песчаной или супесчаной фракции.

Выполнение гидроизоляционных работ в настоящее время регламентируется инструкцией СН 551-82 «Инструкция по проектированию и строительству противofильтрационных устройств из полиэтиленовой пленки для искусственных водоемов» от 1982г. В соответствии с рекомендациями этого документа для создания подстилающего слоя следует применять песчаные грунты с максимальной крупностью частиц до 5 мм.

Полимерные пленки для противofильтрационных экранов выпускаются как российскими, так и зарубежными производителями.

Хвостовое хозяйство принимает пульпу (хвосты), осуществляет их безопасное складирование, подаёт оборотную и техническую воду на фабрику. В состав хвостового хозяйства предприятия входят следующие производственные объекты:

Технологическая емкость №1 с дамбами для хвостов цианирования;

Пруд-накопитель с дамбой на р.Улунга.

В технологических емкостях продолжается процесс доцианирования руды растворами низкой концентрации. Поступающая в чашу хвостохранилища пульпа, даже при малых концентрациях циана в воде продолжает «отдавать» золото, которое вместе с осветлённой водой поступает обратно на ЗИФ №2 для доизвлечения [10].

На период доизвлечения золота из хвостовой пульпы, технологическая емкость ЗИФ не является объектом складирования отходов перерабатывающего комплекса.

Для рационального использования водных ресурсов и снижения использования в технологии цианистого натрия на предприятии применена

система оборотного водоснабжения. Для технологического водоснабжения ЗИФ используется обратная вода технологических емкостей. На ЗИФ рабочие растворы доукрепляются NaCN, а не создаются заново, что позволяет значительно экономить расход цианистого натрия и воды, это значительно снижает нагрузку на все компоненты окружающей среды [10].

Гидротранспорт хвостов сорбции осуществляется по трассе пульповода, проходящей по дамбе от фабрики до хвостохранилища на расстояние 3 км. По этой же дамбе проложен трубопровод оборотного снабжения фабрики от станции оборотного водоснабжения до фабрики.

3.5 Реагентное хозяйство

В технологии переработки руды применяются реагенты, наименование и расход которых представлен в таблице 25.

Таблица 25 - Расход реагентов.

Наименование реагентов	Расход на тонну руды, кг
Цианид натрия (98 %)	0,36
Каустическая сода	0,16*
Известь (100%)	1,5
Смола АМ-2Б	0,015
Тиомочевина	0,08*
Серная кислота (35 %)	0,3*

Приготовление растворов реагентов производится каждого в своем отделении, оборудованном приточно-вытяжной вентиляцией.

Поставка цианида осуществляется в стальных барабанах. Раскупорка барабанов с цианидом производится в аппарате для вскрытия барабанов. Вымывание реагента производится водой из емкости при помощи насоса. Из емкости приготовления растворов, готовый раствор насосами подается в расходные емкости. Откуда через дозаторы происходит подача цианида, которая представлена на рисунке 11.

Известь применяется в технологическом процессе в качестве защитной щелочи. Известь на ЗИФ доставляется в контейнерах.

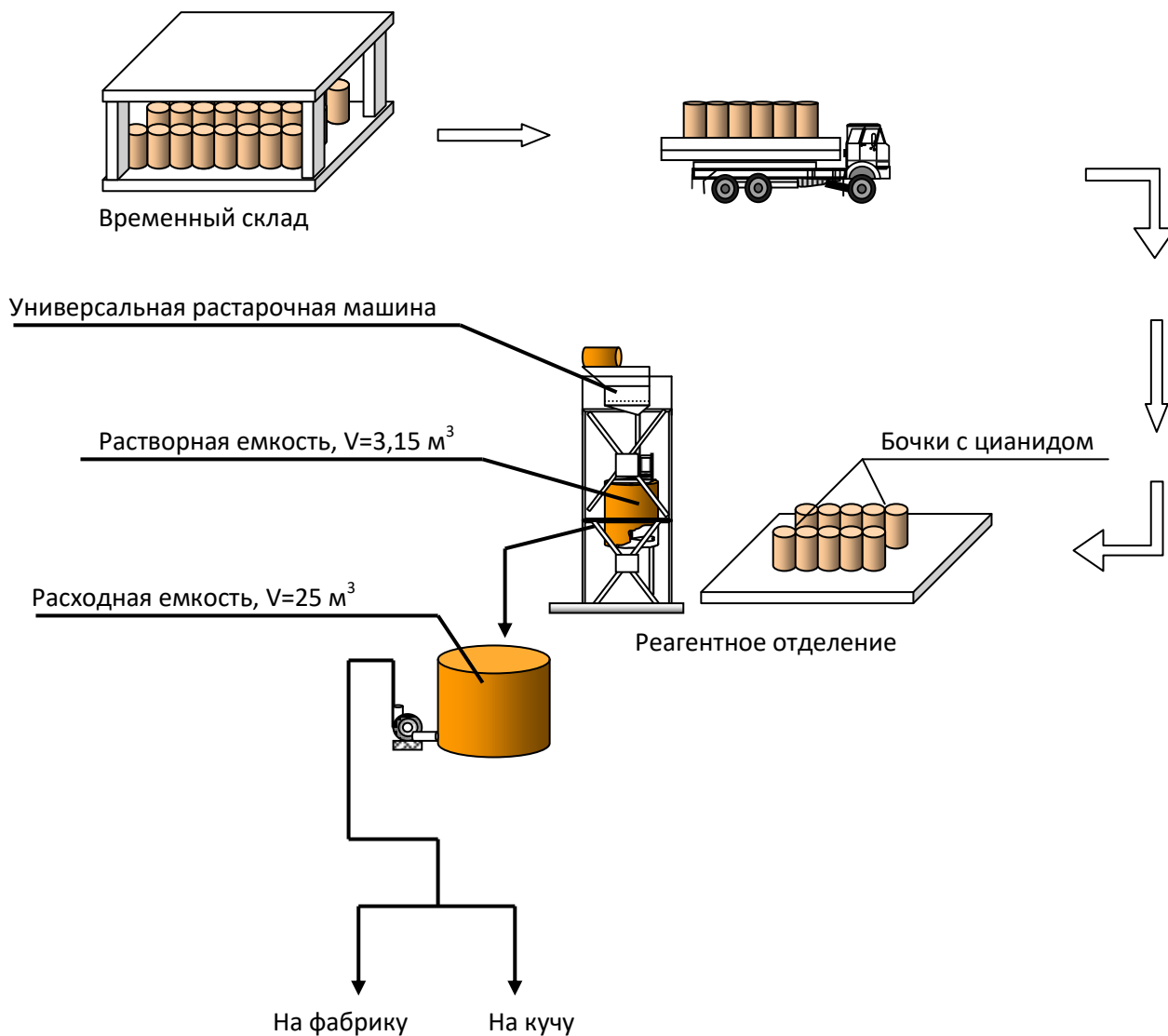


Рисунок 11 - Приготовление цианида

Известь при помощи крана разгружается в бункер, откуда она подается на приготовление известкового молока в шаровую мельницу, работающую в замкнутом цикле с классификатором. Согласно рисунку 12 слив классификатора поступает в контактный чан, откуда насосом готовый раствор подается в технологический цикл и на обезвреживание в хвостовой пульпопровод.

Смола на складах хранится в герметичных полиэтиленовых мешках массой 25-50 кг на поддонах. В главный корпус ЗИФ в отделение сорбции уголь доставляется на автомобилях или ручных тележках, засыпается в промежуточную колонну, а затем перекачивается на сорбционное выщелачивание.

Активированный уголь на складах хранится в полиэтиленовых мешках массой 25-30 кг на поддонах. В главный корпус ЗИФ в отделение сорбции уголь доставляется на автомобилях или ручных тележках, засыпается в накопительную колонну для замачивания, а затем на сорбционное выщелачивание.

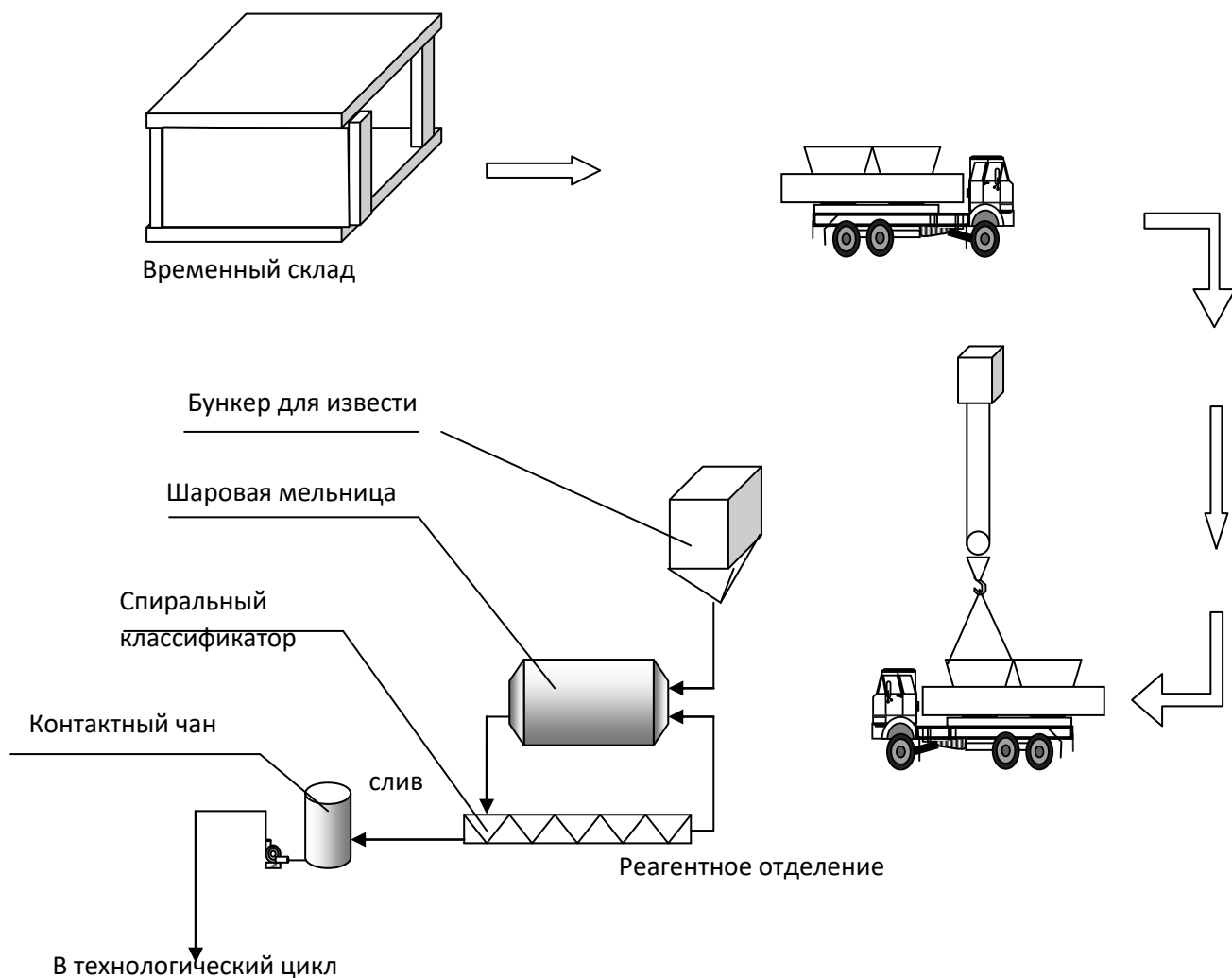


Рисунок 12 - Приготовление извести

Поставка щелочи производится в стальных барабанах. Согласно рисунку 13 вымывание щелочи из барабана производится в аппарате для вскрытия барабанов водой в емкости приготовления щелочи насосом. Готовый раствор поступает порционно в отделение десорбции, где разбавляется до концентрации 0,4-0,6 %, а затем подается в технологический процесс.

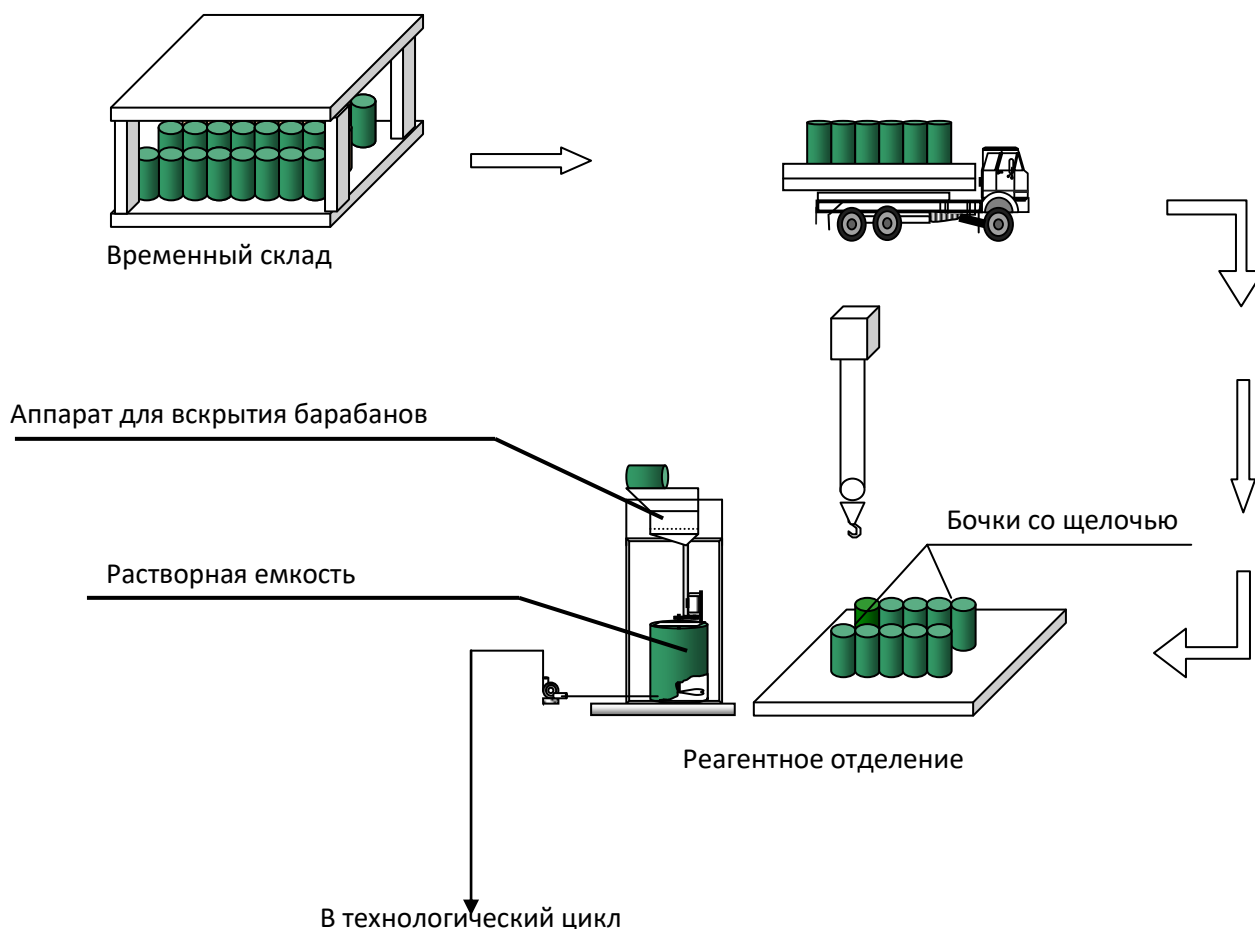


Рисунок 13 - Приготовление щелочи

Согласно рисунку 14 серная кислота поступает на фабрику в гуммированных (пластиковых) бочках. Из бочек кислота насосами перекачивается в расходные емкости на десорбцию угля, где разбавляется до 2 % и поступает в технологический цикл

Реагентное отделение золотодобывающего комплекса планируется из расчета четырех запасов реагентов. Поставка реагентов из временного склада осуществляется раз в три дня.

Организация складов осуществляется в соответствии с «Едиными правилами безопасности при дроблении, сортировке, обогащении полезных ископаемых и окусковании руд и концентратов». Размеры временных складов и реагентных отделений фабрики, количество и тип используемой аппаратуры отделений будет подробно расписан на стадии проектирования предприятия.

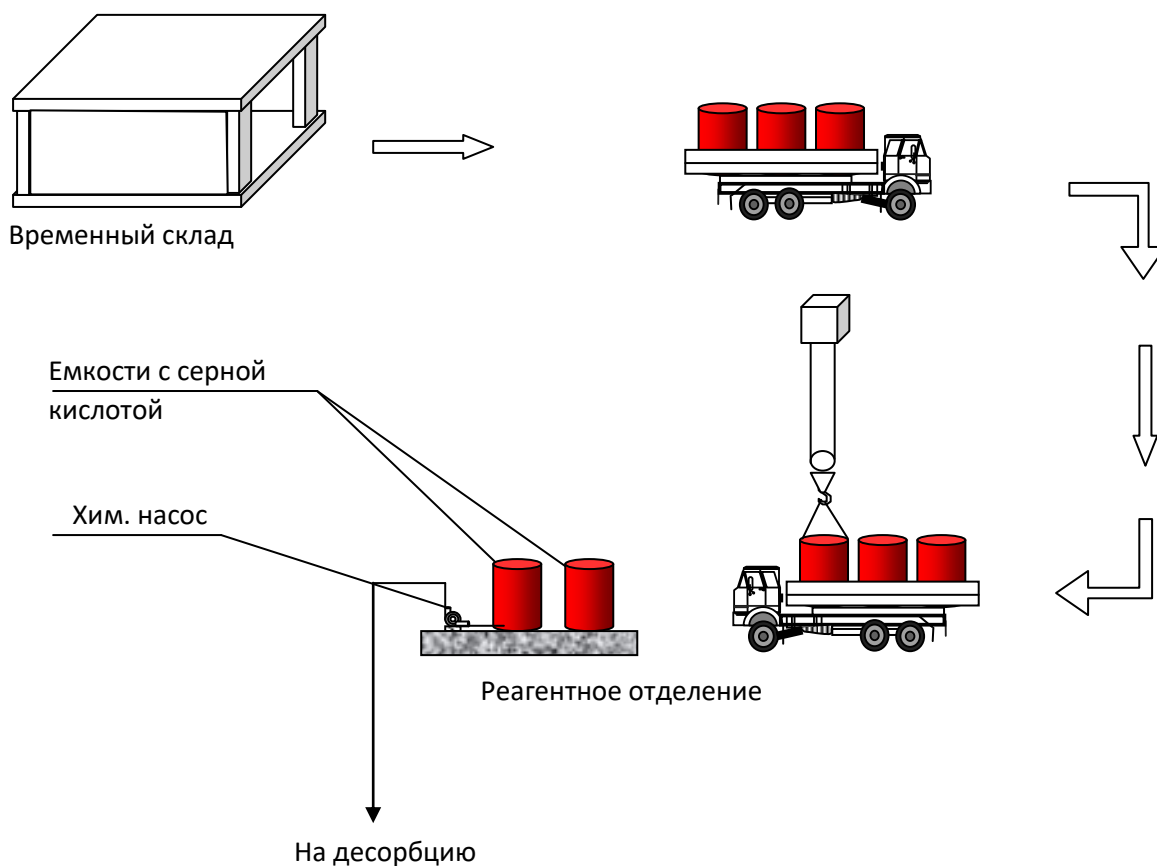


Рисунок 14 - Подача кислоты.

3.6 Ремонтно-механическая служба

Существующее вспомогательное хозяйство Пионерского месторождения представлено следующими объектами:

- центральные ремонтные мастерские горного оборудования (ЦРГО);
- цех материально-технического снабжения;
- автобаза со службами ремонта.

Центральные ремонтно-мастерские представлены токарными, кузнечно-сварочным отделением и административно – бытовым комбинатом.

Центральные ремонтные мастерские предназначены для выполнения текущих и капитальных ремонтов узлов и агрегатов, электродвигателей, изготовления запасных частей, не стандартизированного оборудования.

Автобаза имеет в своем составе несколько гаражных боксов, бокс для авторемонтных дорог, административные здания и автозаправочную станцию [10].

Существующее ремонтно-гаражное и складское хозяйство рудника находятся в удовлетворительном состоянии и проектом его реконструкция не предусмотрена.

Для обеспечения нового производства обогащения и гидromеталлургической переработки, руды проектом предусматривается строительство расходных складов реагентов в следующем составе:

- склад для хранения цианидов (NaCN);
- склад для хранения извести;
- склад для хранения серной кислоты;
- склад для хранения тары серной кислоты;
- площадки складирования и раздавливания отходов тары, твердых отходов с контейнерами.

4 СПЕЦИАЛЬНАЯ ЧАСТЬ. ПРОЦЕСС РУДОПОДГОТОВКИ С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ МЕЛЬНИЦ МОКРОГО ПОЛУСАМОИЗМЕЛЬЧЕНИЯ

Главная задача проектируемой ЗИФ является наиболее полное извлечение золота из руд месторождения Пионер. Поскольку руды месторождения упорные, процесс надлежащего измельчения при обогащении имеет большое значение.

Использование мельниц полусамоизмельчения (ПСИ) в циклах подготовки руд чёрных и цветных металлов к обогащению обусловлено тенденцией укрупнения единичной мощности и повышения производительности применяемого оборудования. Очевидными преимуществами такого направления является уменьшение занимаемых производственных площадей, снижение расходов на обслуживание, упрощение систем автоматического регулирования технологическими процессами при установившихся режимах. Наряду с отмечаемыми достоинствами есть и существенный недостаток – это снижение производительности отделений измельчения по сравнению с расчётной, в сочетании с повышенными удельными энергетическими затратами [1].

4.1 Характеристика мельницы МПСИ и особенности процессов измельчения

Измельчение в мельницах на обогатительных фабриках осуществляется в одну или в две стадии главным образом мокрым способом. Мельницы обычно работают в замкнутом цикле с классификаторами или гидроциклонами [1].

Одностадиальные схемы измельчения применяются в основном на обогатительных фабриках небольшой производительности (до 200 *т/сутки*), а также на фабриках большой производительности, но при относительно крупном конечном помоле (до 0,2 *мм*). При измельчении в одну стадию мельницы на фабрике устанавливают параллельно. Каждая мельница работает в

замкнутом цикле с классификатором и измельчает материал до конечной крупности. Данные схемы измельчения представлены на рисунке 15

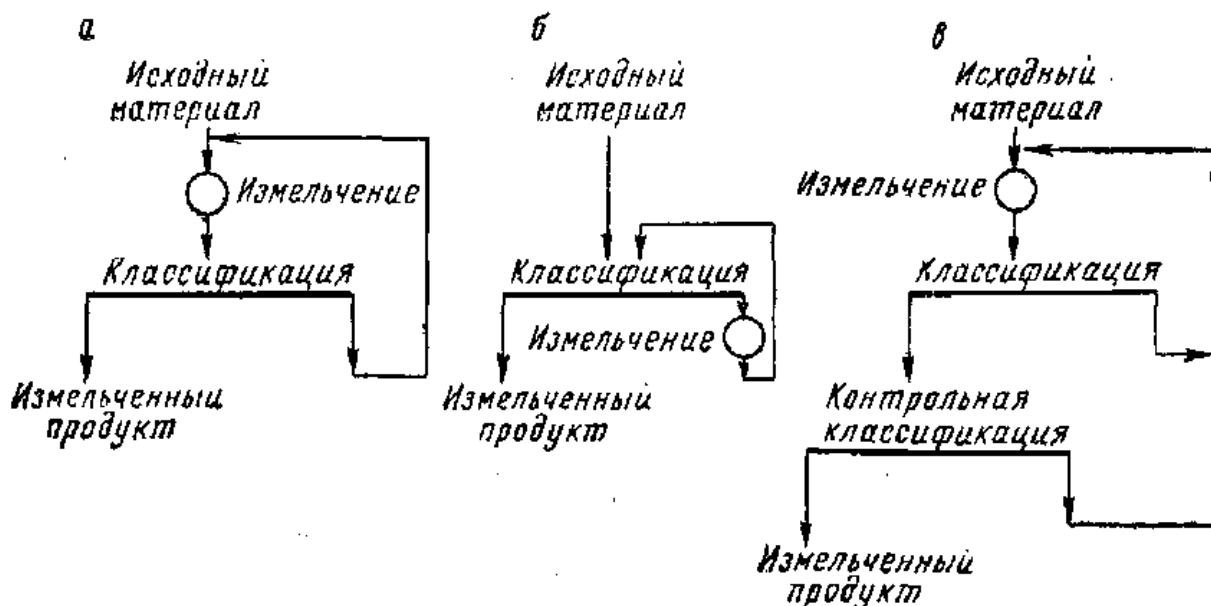


Рисунок 15 - Одностадиальные схемы измельчения в замкнутом цикле с классификацией: а - исходный материал загружается в мельницу; б - исходный материал загружается в классификатор; в - схема с контрольной классификацией.

В последнее время в практике все больше применяются мельницы самоизмельчения. Метод бесшарового измельчения отличается от обычного измельчения тем, что в качестве дробящей среды применяются не стальные шары или стержни, а масса руды, находящаяся в мельнице.

Мельница мокрого самоизмельчения типа «Каскад» имеет свои особенности. Так, отношение длины барабана L к диаметру D равно 0,3. Дробимая руда подается в откатную загрузочную воронку, что позволяет упростить эксплуатацию и ремонт мельницы. Загрузочная цапфа имеет спиральные лифтеры для транспортировки руды в барабан. Корпус барабана 1 сварной. Его футеровка по цилиндрической образующей выполнена в виде плит с лифтерами (вычерпывателями) для подъема руды, Набоковых конических крышках 2 плиты снабжены отражателями. Разгрузочная сторона имеет решетку, через которую измельченный продукт с помощью лопастей (вычерпывателей) 7 попадает в разгрузочную цапфу с лифтерами 3. К лифтерам

примыкает бутара 6, не дающая неизмельченному продукту переместиться из мельницы. На торце разгрузочной цапфы 5 крепится зубчатый венец, которому передается крутящий момент от электродвигателя.

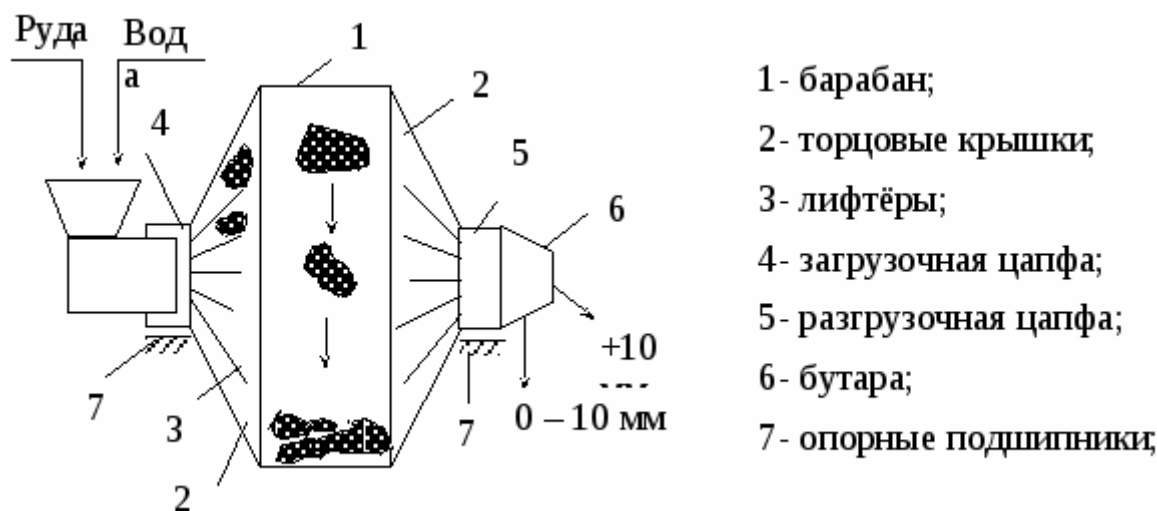


Рисунок 16 – Схема мельницы самоизмельчения ММС

Самоизмельчение и полусамоизмельчение по сравнению с измельчением в шаровых и стержневых мельницах обладает рядом преимуществ:

- резко сокращаются капитальные затраты и эксплуатационные расходы на операции дробления и измельчения;
- улучшаются условия измельчения руды, так как раскрытие полезных минералов происходит преимущественно между зёрнами по наиболее слабым плоскостям спайности;
- благоприятные условия измельчения позволяют повысить технологические показатели обогащения;
- значительно увеличивается производительность труда.

4.2 Описание работы мельницы ММПС типа «Каскад»

Дробленая руда с помощью ленточного конвейера вместе с комовой негашеной известью подается на I стадию измельчения в мельницу мокрого полусамоизмельчения типа «Каскад» ММПС 55×18, которая работает в замкнутом цикле с батареей гидроциклонов CAVEX 500 CVX. Вместе с рудой в мельницу подаются пески гидроциклонов и обратная вода из сгустителя для

поддержания 70÷75%-ого содержания твердого в измельчаемом материале. Поскольку слив сгустителя представляет собой раствор, содержащие цианид натрия NaCN, в мельнице «Каскад» начинается цианирование (выщелачивание) золота и серебра по следующей химической реакции:



где Me – Au, Ag.

Поступающая вместе с рудой негашеная известь CaO в присутствии воды превращается в гашеную известь Ca(OH)₂ по реакции:



которая в водной среде диссоциирует с образованием гидроксил-ионов OH⁻:



создающих щелочную среду (так называемая защитная щелочь) с pH ≥ 10 для предотвращения образования летучей синильной кислоты HCN, являющейся сильным ядом, т.е. для подавления реакции гидролиза цианида натрия NaCN:



Разгрузка (измельченный материал) мельницы «Каскад» крупностью 20 мм с содержанием твердого 70÷75% поступает в зумпф.

Пески гидроциклонов с содержанием твердого около 80% разгружаются в мельницу «Каскад» ММПС 55×18 и являются циркулирующей нагрузкой [10].

Слив гидроциклонов, содержащий 60÷75% твердого поступает в зумпфы. В эти зумпфы поступает также разгрузка соответствующей шаровой мельницы МШЦ 32×54, а также часть слива гидроциклонов и обратная вода для поддержания уровня в зумпфах. Пульпа из зумпфа с помощью насоса подается на одну из четырех батарей гидроциклонов, каждая из которых состоит из 5-и гидроциклонов CAVEX-250. Пески гидроциклонов с содержанием твердого 70÷75% самотеком поступают на II стадию измельчения в шаровую мельницу МШЦ 32×54. Разгрузка шаровой мельницы МШЦ 32×54 поступает в зумпф [11].

5 БЕЗОПАСНОСТЬ ПРОЕКТА

Успешная работа любого производственного объекта складывается из производственной безопасности, охраны труда и охраны окружающей среды.

Негативными факторами производственной среды являются:

-физические: шум и вибрация, запыленность воздуха рабочей зоны, электрический ток, движение машин и механизмов;

-химические: загазованность рабочей зоны.

Проектирование, строительство и эксплуатация обогатительной фабрики будут осуществляться с учетом требований и норм в области промышленной безопасности, «Правил безопасности при ведении горных работ и переработке твердых полезных ископаемых» [5], "Единых правил безопасности при разработке месторождений полезных ископаемых открытым способом" ПБ 03-498-02, "Правил устройства электроустановок", "Правил техники безопасности при эксплуатации электроустановок потребителей" ПОТ РМ-016-2001 (с изм. 2003) и др.

5.1 Электробезопасность

Электро - и газосварка.

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

Для предотвращения повреждений оборудования и работников сварка выполняется в соответствии с требованиями, санитарными правилами при сварке, наплавке и резке металлов, утвержденными Министерством здравоохранения РФ, правилами пожарной безопасности при проведении сварочных и других огневых работ на объектах народного хозяйства, утвержденными ГУПО МВД РФ [44].

Концентрации вредных веществ в воздухе рабочей зоны при выполнении различных видов сварки не должны превышать предельно допустимых концентраций, регламентированных ГОСТ 12.1.005-88 [41].

В соответствии с нормами и правилами безопасности для распределения электроэнергии проектом приняты распределительные пункты ПР 8522 навесного исполнения с степенью защиты IP21. Для защиты от перегрузок и токов КЗ, в качестве выключателей распределителей приняты автоматические выключатели.

Для защиты обслуживающего персонала от поражения электрическим током в случае повреждения изоляции все доступные к прикосновению открытые проводящие части электрооборудования, а также сторонние части (металлоконструкции, трубопроводы, вентиляционные короба, металлические оболочки панелей здания, подкрановые пути) заземлены [46].

Проектом предусмотрена TN-S система заземления. Молниезащита выполняется путем присоединения металлических панелей кровли к общему заземляющему устройству.

Основные элементы системы электрической защиты на обогатительной фабрике сводятся к применению защиты от прикосновения к токоведущим частям, защитного заземления, защитного отключения, электрозащитных средств. Проектом предусмотрено применение электрической защиты, которая не допускает поражения людей, возникновения пожаров, взрывов газа от электрического тока.

Эксплуатация и ремонт электроустановок (электрооборудования, сетей электроснабжения) осуществляется в соответствии с действующими нормативными требованиями по безопасной эксплуатации электроустановок [46].

В электрических схемах предусмотрена защита потребителей от перегрузок и коротких замыканий, все электроустановки и всё электрооборудование заземлены. На каждом пусковом аппарате нанесена четкая надпись, указывающая включаемую им установку.

При обслуживании электроустановок применяются электрозащитные средства (диэлектрические перчатки, боты и ковры, указатели напряжения, изолирующие штанги, переносные заземления и др.) и индивидуальные средства защиты (защитные очки, монтерские пояса и когти и др.).

Защитные средства удовлетворяют действующим требованиям правил применения и испытания средств защиты, используемых в электроустановках, и подвергаются обязательным периодическим электрическим испытаниям в установленные сроки.

Перед каждым применением средств защиты проверяется их исправность, отсутствие внешних повреждений, загрязнений, срок годности по штампу.

Включать и отключать отдельные производственные машины и механизмы с помощью пусковой аппаратуры могут лица, получившие разрешение на обслуживание этих машин и механизмов, прошедшие соответствующий инструктаж и имеющие право на самостоятельное их обслуживание. На пусковые устройства на время отключения вывешивается плакат: «Не включать! Работают люди». На электродвигатели и приводимые ими в движение механизмы нанесены стрелки, указывающие направление вращения механизма и электродвигателя. Коробки выводов электрических машин и пускорегулирующей аппаратуры надежно уплотнены и закрыты крышкой [46].

5.2 Пожарная безопасность

На проектируемой обогатительной фабрике наиболее опасными цехами являются являются: бытовые помещения, отделения маслостанции, электротрансформаторное отделение и др. Неисправное оборудование, неправильное устройство эксплуатации электрических сетей и электрооборудования, курение в неположенных местах, нарушение правил безопасности при проведении огнеопасных работ, неправильное использование сырья - все это может привести к пожару на фабрике. На случай возникновения пожара проектом предусмотрен выход из здания и его помещений через эвакуационный выход. В цехах, диспетчерской предусмотрены огнетушители.

Общая система пожаротушения обеспечивается пожарными гидрантами, которые расположены как внутри фабрики, так и за ее пределами. Проектом также предусматривается установка пожарных щитов, на которых расположены углекислотные огнетушители; ведра, лопаты, ящики с сухим песком устанавливаются в цехах с большим количеством электрооборудования. Предусмотрены мероприятия по пожаробезопасности вентиляционных систем, согласно СНиП 2.04.05 - 91. Пожарная безопасность на обогатительной фабрике относится к категории Д [44].

Строительные конструкции галерей и эстакад выполняются из негорючих материалов. В бытовых помещениях обогатительной фабрики установлены средства автоматического пожаротушения и пожарной сигнализации.

Все работы при строительстве и производстве производятся с соблюдением требований действующих правил пожарной безопасности [44].

Все производственные и подсобные помещения, установки, сооружения и склады обеспечены первичными средствами пожаротушения и пожарным инвентарем, количество этих средств и их содержание соответствуют требованиям действующих норм пожарной безопасности [44].

5.3 Охрана труда

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 ГОСТ;
- иметь соответствующую квалификацию;
- быть обученным безопасным приемам работы;
- перед допуском непосредственно к работе получить инструктаж по технике безопасности на рабочем месте; быть ознакомлены с сертификатом обогатительной фабрики.

Для каждого рабочего места разработаны инструкции по безопасному ведению работ.

Основным нормативным документом, который определяет параметры микроклимата производственных помещений обогатительной фабрики, является ГОСТ 12.1.005-88 [41]. Указанные параметры нормируются для рабочей зоны - пространства, ограниченного по высоте 2 м над уровнем пола или площадки, на которых находятся рабочие места постоянного или временного пребывания работников. В соответствии с ГОСТ 12.1.005-88 температура должна составлять 17-25°C, относительная влажность воздуха 15-75 %, подвижность воздуха не должна превышать 0,5 м/сек [41].

В основу принципов нормирования параметров микроклимата положена дифференциальная оценка оптимальных и допустимых метеорологических условий в рабочей зоне в зависимости от тепловой характеристики производственного помещения, категории работ по степени тяжести и периода года. Для соблюдения требований нормированного микроклимата планируются:

- рациональное размещение технологического оборудования;
- вентиляция, отопление и кондиционирование воздуха;
- создание воздушных и водовоздушных душей;
- использование средств индивидуальной защиты рабочих.

Загазованность и запыленность.

На проектируемой обогатительной фабрике основными вредными веществами являются пыль, образующаяся в результате транспортировки и перегрузки сухого рудного материала, пыль сухих реагентов и пары реагентов.

Размер пылевых частиц, представляющих опасность, менее 10 мкм, такая пыль легко проникает в легкие.

Вредность производственной пыли обусловлена содержанием в ней кварца (SiO_2 10-30 % ПДК 4 мг/м³) и ее способностью вызывать профессиональные заболевания легких, в первую очередь пневмокониозы.

К цехам обогатительной фабрики с повышенной загазованностью относятся цех флотации и приготовления реагентов. На проектируемой

обогащительной фабрике вредное влияние на организм человека оказывают применяемые реагенты: ксантогенаты, аэрофлоты, сульфит натрия, цианиды и известь, попадая на кожу или слизистые оболочки, вызывают ожоги, дерматиты и язвы. Вдыхание известковой пыли может вызвать воспаление легких. Пары соснового масла и ксантогената вредно действуют на центральную нервную систему. При контакте с кожным покровом аэрофлот вызывает раздражение. Во флотационном отделении основную опасность и вредность для организма человека представляют летучие пары синильной кислоты, которые выделяются из пульпы и растворов, содержащих цианистый натрий [31].

Защита от производственной пыли и вредных газов на обогащительной фабрике обеспечена за счет внедрения мероприятий и средств по предупреждению загрязнения воздушной среды на обогащительной фабрике и защиты рабочих, включающие:

- герметизация производственного оборудования, работа технологического оборудования в вентилируемых укрытиях, локализация вредных выделений за счет местной вентиляции, аспирационных установок;

- нормальное функционирование систем отопления, вентиляции, кондиционирования воздуха, очистки выбросов в атмосферу;

- предварительные и периодические медицинские осмотры работающих, во вредных условиях, профилактическое питание, соблюдение правил личной гигиены;

- контроль за содержанием вредных веществ в воздухе рабочей зоны;

- использование средств индивидуальной защиты.

К работе по обслуживанию технологических процессов допускаются только лица, ознакомленные с правилами, соблюдение которых обеспечивает безопасность работы [29,41]. Для обеспечения на рабочих местах полного удаления паров, предусмотрена вентиляция как местная, так и приточно-вытяжная. Местная вентиляция устроена для отсоса вредных газов, образующихся в аппаратуре при проведении технологического процесса, непосредственно из оборудования. Приточно-вытяжная вентиляция

предусмотрена для удаления газов из производственных помещений. При этом одновременно в помещение непрерывно подается свежий воздух, который принудительно нагнетается приточными вентиляторами. Оборудование приточно-вытяжной вентиляционной системы располагается в отдельном помещении (венткамера), которое связано с рабочими местами системой воздуховодных трубопроводов (воздуховодов) [31].

До начала работы работник обязан проверить работу вентиляции, проверить комплектность противопожарного щита и средств противопожарной защиты принять смену и расписаться в журнале приема-сдачи смены.

Склады реагентов имеют:

- звуковую и световую сигнализацию, оповещающую о прекращении работы общеобменной и местной вытяжной вентиляции;
- прямую телефонную связь с первыми лицами фабрики, пожарной охраной и медицинским пунктом или через оператора (диспетчера) фабрики;
- уровнемеры на стационарных емкостях для хранения жидких реагентов.

5.4 Освещенность

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

Освещенность является важным фактором безопасности, влияющим на процесс выполнения производственного процесса обслуживающим персоналом, и определяется категорией зрительных работ. Работы неточные или средней точности, эти работы связанные с наблюдением, регулировкой технологических параметров и ремонтом. Недостаточная освещенность снижает зрительное восприятие человека (рабочего), что приводит к ошибкам выполнения производственного процесса, утомляемости, а иногда и к несчастным случаям на производстве, а возможно и к авариям. На обогатительной фабрике используют естественное, искусственное и комбинированное, включающее искусственное и естественное освещение [42].

Места производственных работ должны быть хорошо освещены в соответствии с действующими санитарными нормами. Для осветительных

сетей применяется электрическая система с изолированной нейтралью при линейном напряжении не выше 220 В.

Во всех производственных, а также подсобных помещениях, непосредственно связанных с ведением технологического процесса, светильники необходимо предусматривать в закрытом исполнении. Для питания светильников местного стационарного освещения с лампами накаливания должно применяться напряжение не выше: 220 В в помещениях без повышенной опасности и 36 В в помещениях повышенной опасности (около питателей и бункеров). Питание светильников напряжением 36 В и ниже производится от трансформаторов с электрическими отдельными обмотками первичного и вторичного напряжения. Запрещается применение открытых (незащищенных) люминесцентных ламп в производственных помещениях, за исключением помещений, не предназначенных для длительного пребывания людей. Металлическая арматура светильников напряжением питания выше 36 В должна быть надежно защищена. Для переносного освещения допускается использование светильников с питающим напряжением не выше 12 В.

Проектирование естественного и искусственного освещения на обогатительной фабрике регламентировано [42]. Для естественного освещения проектом предусмотрено устройство оконных проемов во всех цехах фабрики, а также искусственного освещения - установка люминесцентных электроламп освещения [42].

5.5 Шум и вибрация

В связи с переработкой больших объемов руды, использованием ряда машин и механизмов опасными производственными факторами будут являться шум и вибрация.

Вибрация вызывает в организме человека функциональные изменения: ухудшение зрения, изменение реакции вестибулярного аппарата, возникновение галлюцинаций, быстрая утомляемость.

Следствием вредного действия производственного шума на обогатительной фабрике обслуживающий персонал подвержен

профессиональным заболеваниям: снижение сопротивляемости организма, снижение работоспособности, повышение степени риска травм и несчастных случаев, связанных с нарушением восприятия предупредительных сигналов, нарушение слухового контроля функционирования технологического оборудования, снижение производительности труда.

Источниками шума являются соударения металлических частей машин с перерабатываемыми материалами при грохочении, измельчении, а также соударениями металлических частей машин (шары в мельницах), падение материалов при перегрузке, колебание воздуха при его движении и др. Для уменьшения уровня производственных шумов применяют шумопоглощающие материалы, из которых делают прокладки [43].

Одним из наиболее эффективных способов защиты от шума являются введение перерывов (один из двух работников следит за технологическим процессом другой в это время имеет возможность уйти на перерыв), а также использование наушников (бируши).

При проектировании производственных зданий и сооружений, а также при организации рабочего места применена защита от шума, воздействующего на человека на рабочих местах, в соответствии с ГОСТ 12.1.029-80, ГОСТ 12.4.051-78 применение средств и методов коллективной и индивидуальной защиты [43].

Уровень шума на рабочих местах в отделении измельчения и других в соответствии с ГОСТ 12.1.003-86 не превышает 80 дБА это достигнуто за счет звукоизоляции (отдельный фундамент, виброкожухи, удаление оборудования от рабочих мест, вынос пультов управления в отдельное помещение).

Для предотвращения вибрации устройства-источники вибрации устанавливаются на вибропоглощающих подошвах [43].

5.6 Опасности механического характера

К опасностям механического характера, на проектируемой обогатительной фабрике следует отнести перемещение грузов автотранспортом, бульдозерным транспортом, конвейерным и другим

вспомогательным оборудованием, а также перемещение различных грузов различной массы, сырья, вращающиеся и движущиеся части машин и механизмов [5].

Исходя из «Правил безопасности при ведении горных работ и переработке твердых полезных ископаемых», в проекте выполнены следующие требования:

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

-лестницы к рабочим площадкам и механизмам имеют угол наклона:

а) постоянно эксплуатируемые - 45 град.;

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

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

-ширина лестниц 0,7 м, высота ступеней - 0,3 м, ширина ступеней - 0,25 м. Металлические ступени лестниц площадки выполнены из рифленого металла;

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

Технические устройства оснащены сигнальными средствами, необходимой контрольно-измерительной аппаратурой. Движущиеся части механизмов (муфт, передач, шкивов и т.п.) и рабочие площадки имеют исправные ограждения. Рабочие места имеют освещение, комплект исправного инструмента, приспособлений, защитных средств от поражения электрическим током, оснащены противопожарными средствами. На промплощадке предусмотрено устройство противопожарного водопровода [5].

Эксплуатация, обслуживание технических устройств, а также их монтаж, демонтаж производятся в соответствии с руководством по эксплуатации,

техническими паспортами и другими нормативными документами заводо-изготовителей.

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

Пусковые устройства мельниц и классификаторов расположены таким образом, чтобы работник, включающий мельницу и классификатор, мог наблюдать за их работой. Работать внутри мельницы разрешается только по наряду-допуску после выполнения всех установленных в нем требований безопасности согласно технологической карты (проекту производства работ).

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

Подъемно-транспортные работы.

На проектируемой обогатительной фабрике для ремонта и обслуживания машин и механизмов, а также для перемещения тяжелого оборудования, узлов и деталей предусмотрены необходимые грузоподъемные средства и приспособления (мостовые краны, кран-балки, тельферы, тали и др.) различной грузоподъемности.

Эксплуатация грузоподъемных средств отвечает требованиям действующих правил устройства и безопасной эксплуатации грузоподъемных кранов [5].

В соответствии с «Правилами безопасности при ведении горных работ и переработке твердых полезных ископаемых », не допускается использование грузоподъемного крана для спуска и подъема людей при выполнении каких-либо работ.

6 ЭКОНОМИЧЕСКАЯ ЧАСТЬ

Эффективность развития народного хозяйства невозможно без широкого внедрения в производство достижений науки и техники, технического перевооружения, совершенствования организации производства труда, более полного использования интенсивных факторов развития, максимальной экономики материальных, трудовых и финансовых ресурсов, достижения наивысших конечных результатов при наименьших затратах.

Развитие народного хозяйства осуществляется при усиливающем воздействии ряда усложняющих это развитие факторов. В их числе: потребность реконструкции и модернизации большого числа предприятий, необходимость ассигнования дополнительных средств на охрану окружающей среды и другие. Проблема повышения эффективности производства имеет особое значение для горной промышленности, обеспечивающей отрасли народного хозяйства страны сырьем, материалами и топливом [5].

Результаты работы горнодобывающих предприятий в значительной мере определяют уровень эффективности производства во всех отраслях народного хозяйства, потребляющих продукцию горной промышленности.

Практически все вопросы, которые необходимо решать инженеру на производстве, носят технико-экономический характер. Значение экономики позволяет выявить оптимальные решения в процессе проектирования промышленных предприятий, реконструкции и переоснащения действующих, при решении вопросов о внедрении новой техники и технологии производства

6.1 Маркетинг металлов

Российская Федерация играет важную роль в минерально-сырьевом комплексе мира. Из её недр извлекается 10-12% цветных, редких и благородных металлов от всего объема этих полезных ископаемых, добываемых мировым сообществом. Россия относится к числу ведущих мировых продуцентов золота, алмазов, алюминия, меди, никеля, олова, вольфрама, фосфатного сырья и других полезных ископаемых. По ряду из них

активно участвует в мировой торговле, оказывая серьезное влияние на их конъюнктуру на зарубежных рынках.

Функционирование рынка золота характеризуется процессом его демонетизации. Золото утратило функции денежного и валютного металла и превратилось в товар, хотя и с особыми свойствами.

Демонетизация существенно изменила характер мирового рынка золота, теперь практически вся деятельность по производству, реализации и потреблению драгоценного металла сосредоточилась в частных руках, а государственные власти, если и участвуют в этом процессе, то только в роли обычных рядовых клиентов [5].

Официальная цена золота как экономическая категория исчезла, поэтому все сделки с металлом совершаются исключительно по рыночным ценам без регулирующего воздействия государственных властей.

В свою очередь, повысился спрос на ювелирные изделия и, соответственно, возросли темпы ювелирного производства. Но как бы то ни было, рыночная конъюнктура золота в гораздо большей степени зависит от спроса, чем от текущего предложения.

6.2 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, т.е. 24 часа в 2 смены, не имеющий остановок на выходные и праздничные дни. Календарный фонд времени – 365 дней. Время на ремонтное обслуживание 25 дней.

Рабочий фонд времени работы оборудования вычисляется:

$$T_{\text{раб}} = T_{\text{кал}} - T_{\text{рем}}, \text{ дней} \quad (49)$$

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.

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

Таблица 26 - График сменности при непрерывном режиме работы

Смена	Дни месяца															
	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16
I	1	1	1	1	1	1	1	2	2	2	2	2	2	2	2	3
II	2	2	2	2	2	2	2	1	1	1	1	1	1	1	1	4

Продолжение таблицы 26

Смена	Дни месяца															
	17	18	19	20	21	22	23	24	25	26	27	28	29	30	31	
I	3	3	3	3	3	3	3	4	4	4	4	4	4	4	4	
II	4	4	4	4	4	4	4	3	3	3	3	3	3	3	3	

Примечание:

1 – первая бригада; 2 – вторая бригада; 3 – третья бригада; 4 – четвертая бригада.

Для расчёта эффективного рабочего времени $T_{\text{эф}}$ составляется баланс рабочего времени за год (таблица 27).

Таблица 27 - Плановый баланс рабочего времени на одного рабочего.

№	Наименование	Дни
1	Календарное время, $T_{\text{кал}}$	365
2	Число выходных или нерабочих дней по графику сменности для одной бригады в год	180
3	Номинальный фонд рабочего времени (п.1– п.2)	185
4	Невыходы на работу по уважительным причинам (очередные и дополнительные отпуска, болезни, отпуск в связи с родами), 4 % от п.2	7
5	Эффективный фонд рабочего времени, $T_{\text{эф}}$ (п.3– п.4)	178

6.3 Производственная мощность, производственная программа и товарная продукция фабрики

Производственная мощность – это максимально возможный в конкретных условиях технически и экономически обоснованный выпуск

продукции необходимого качества при минимальных затратах производства и наиболее эффективном использовании оборудования.

Производственная мощность обогатительного производства определяется по сырью (руде) следующим образом:

$$M_c = A \cdot (T_{\text{кал}} - T_{\text{пер}}) \cdot N_T, \quad (50)$$

где M_c – производственная мощность цеха, участка, т/год;

A – число одинаковых, параллельно установленных, ведущих агрегатов;

$T_{\text{кал}}$ – календарное время, дней;

$T_{\text{пер}}$ – время планируемых перерывов (праздничные, выходные, планово-предупредительные ремонты), дней;

N_T – техническая норма производительности одного ведущего агрегата (дробилка) в сутки по сырью в натуральном выражении, т.

$$N_T = 7200 \text{ т/сут}$$

Производственная мощность по концентрату определяется как:

$$M_k = A (T_{\text{кал}} - T_{\text{пер}}) N_T \frac{\alpha \cdot \varepsilon}{\beta \cdot 100\%}, \quad (51)$$

где α – содержание металла в исходном сырье;

β – содержание металла в концентрате;

ε – извлечение металла в концентрат.

$$M_c = 1 \cdot (365 - 25) \cdot 7200 = 2448000 \text{ т/год}$$

$$M_k = 2448000 \cdot (0,0366 / 100) = 895,97 \text{ т/год}$$

Показателями использования производственной мощности являются:

- Коэффициент экстенсивности: $K_э = T_{\text{раб}} / T_{\text{кал}} = 340 / 365 = 0,93$;
- Коэффициент интенсивности: $K_{ин} = Q / (N_T \cdot A) = 200 / 300 = 0,66$;
- Интегральный коэффициент: $K_{инт} = K_э \cdot K_{ин} = 0,93 \cdot 0,66 = 0,56$.

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

$$ПП_c = M_c \cdot K_{инт} \quad (52)$$

$$ПП_k = M_k \cdot K_{инт}, \quad (53)$$

$$\text{ПП}_c = 2448000 * 0,56 = 1370880 \text{ т/год}$$

$$\text{ПП}_k = 895,97 * 0,56 = 501,74 \text{ т/год}$$

Товарная продукция рассчитывается по ценам предприятия на продукцию:

$$\text{ТП} = \sum \text{ПП}_k * \text{Ц}, \text{ руб/год} \quad (54)$$

где Ц – цена за 1 гр золота, руб.

$$\text{ТП} = 501,74 * 1000 * 2100 = 1\,053\,654\,000 \text{ руб/год.}$$

6.4 Численность трудящихся

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

Явочная численность трудящихся рассчитывается по формуле:

$$\text{Ч}_{\text{яв}} = \text{Н}_{\text{чис}} * \text{А} * \text{Б}, \text{ чел} \quad (55)$$

где $\text{Ч}_{\text{яв}}$ – явочная численность трудящихся;

$\text{Н}_{\text{чис}}$ – норматив численности или количество человек в смену, необходимых для обслуживания одного агрегата, чел;

А – количество обслуживаемых агрегатов, шт;

Б – количество рабочих смен (для непрерывного режима работы Б=2).

Списочный состав рабочих определяется по формуле:

$$\text{Ч}_{\text{сп}} = \text{Ч}_{\text{яв}} * \text{Т}_{\text{кал}} / \text{Т}_{\text{эф}}, \text{ чел.} \quad (56)$$

Таблица 28 – Расчёт численности трудящихся

Оборуд-ние/профессия	Кол-во агрегатов	Нчис	Количество смен	Ч _{яв}	Ч _{спис}
1	2	3	4	5	6
Отделение дробления					
Бункер для руды	1	0,1			
Грохот колосниковый	1	0,08			
Бункеровщик		0,18	2	2	4
питатель КМ ПП-2-12-30	2	0,15			
Дробилка PE 900x1200	1	0,18			
Дробильщик		0,48	2	4	8
Кран	1	0,5			
Крановщик		0,5	2	2	4

Отделение измельчения					
Кран мостовой 50 т	1	0,5			
Крановщик		0,5	2	2	4
Конвейер ленточный	1	0,3			
Весы конвейерные	1	0,02			
Машинист конвейера		0,32	2	2	4
Мельница ММС 7,0х2,3	1	0,17			
Классификатор 2 КСН-30	2	0,11			
Гидроциклон ГЦ 500	2	0,07			
Машинист мельницы		0,7	2	4	8
Насос Warman8/6 АН/ТЛ	2	0,3			
Грохот ГБ 1800	4	0,1			
Машинист насосных установок		1	2	2	4
Отделение гидрометаллургии					
Пачук	10	0,12			
Грохот ГБ 1800	4	0,08			
Аппаратчик		1,52	2	6	12
Кран – балка 30 т	1	0,5			
Крановщик		0,5	2	2	4
Колона регенерации смолы	6	0,1			
Аппаратчик		0,6	2	2	4
Насос Warman8/6 АН/ТЛ	2	0,3			
Машинист насосных установок		0,6	2	2	4
Всего по профессии					60
Вспомогательные рабочие 40%					24
Всего:					84

Явочная численность инженерно-технических рабочих (ИТР), служащих и младшего обслуживающего персонала (МОП) планируются исходя из типовых штатных расписаний, организационной структуры предприятия и режима работы.

6.5 Производительность труда

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

При натуральном методе исчисления производительности труда определяют количество перерабатываемого сырья, приходящегося на одного человека в год:

$$P_T = \text{ПП}_C / \text{Ч}_{\text{СП}}, \text{ т/год/чел} \quad (57)$$

$$P_T = 1370880/84 = 16\,320 \text{ т/год/чел}$$

При стоимостном методе определяют стоимость товарной продукции на одного человека в год:

$$P_T = \text{ТП} / \text{Ч}_{\text{СП}}, \text{ руб/год/чел} \quad (58)$$

$$P_T = 1\,053\,654\,000 / 84 = 12\,543\,500 \text{ руб/год/чел}$$

6.6 Зарботная плата трудящихся

В основу организации и планирования зарплаты рабочих положена тарифная система, устанавливающая меру оплаты труда.

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

Фонд основной заработной платы включает: прямую заработную плату за фактически отобранное время по сдельным расценкам, тарифным ставкам, а также доплаты: сдельно – прогрессивную, с районным коэффициентом, за работу в ночное время, праздничные премии рабочим и др.

Дополнительная заработная плата включает оплату отпусков, оплату времени, затраченного на выполнение государственных и общественных обязанностей и др.

Порядок расчета общего фонда заработной платы следующий:

1. По тарифу за год:

$$Z_{\text{ТГ}} = Z_{\text{ТД}} * T_{\text{ЭФ}} * \text{Ч}_{\text{СП}}, \quad (59)$$

2. С районным коэффициентом:

$$З_Р = З_{ТГ} * K_Р, \quad (60)$$

где $K_Р$ – районный коэффициент, $K_Р = 1,7$.

3. Премии:

$$З_{П} = З_Р * d_{П} / 100, \quad (61)$$

где $d_{П}$ – размер премии, %; $d_{П} = 50\%$.

4. Доплата за работу в ночное время:

$$З_Н = (З_Р + З_{П}) * d_Н / 100, \quad (62)$$

где $d_Н$ – размер доплат за работу в ночное время, %; $d_Н = 20\%$.

5. Общая заработная плата:

$$З_{ОБЩ} = З_Р + З_{П} + З_Н. \quad (63)$$

6. За отпуск:

$$Д_О = З_{ОБЩ} / m, \quad (64)$$

где m – число месяцев работы; $m = 6$.

7. Прочие:

$$Д_{ПР} = З_{ОБЩ} * d_{ПР} \quad (65)$$

где $d_{ПР}$ – прочие выплаты; $d_{ПР} = 0,7$.

8. Общий фонд заработной платы:

$$З = З_{ОБЩ} + Д_О + Д_{ПР}. \quad (66)$$

Результаты расчета общего фонда заработной платы представлены в таблице 29.

Таблица 29 – Расчет общего фонда заработной платы

Профессия	Д.тариф. ставка, руб.	Кол-во рабочих	Фонд основной заработной платы				Фонд дополнительной заработной платы		Общий фонд заработной платы, руб.
			По тарифу за год, руб.	С район. коэффи- циентом, руб.	Премии, руб.	Доплата за работу в ночное время, руб.	За отпуск, руб.	Прочие, руб.	
Бункеровщик	700	4	498400	847280	423640	254184	254184	1067572	2846860
Машинист конвейера	750	4	534000	907800	453900	272340	272340	1143828	3050208
Дробильщик	750	8	1068000	1815600	907800	544680	544680	2287656	6100416
Машинист мельницы	850	8	1210400	2057680	1028840	617304	617304	2592676	6913804
Машинист насосных установок	700	8	996800	1694560	847280	508368	508368	2135145	5693721
Крановщик	750	12	1602000	2723400	1361700	817020	817020	3431484	9150624
Аппаратчик	850	16	2420800	4115360	2057680	1234608	1234608	5185353	13827609
Вспомогательные рабочие 40%	700	24	2990400	5083680	2541840	1525104	1525104	6405436	17081164
Итого:									64 664 406

Расчет фонда заработной платы по ИТР, служащим и МОП сводим в таблице 30.

Таблица 30 – Расчет фонда заработной платы по ИТР и МОП

Должности	Кол-во чел.	Оклад,мес. руб.	С районным коэф., руб.	Премия, руб.	Зарплата за год, руб.
Инженерно-технические работники (ИТР)					
Начальник фабрики	1	65000	110500	55250	1 989 000
Главный инженер	1	55000	93500	46750	1 683 000
Начальник производства	1	50000	85000	42500	1 530 000
Начальник ОТК	1	50000	85000	42500	1 530 000
Главный энергетик	1	50000	85000	42500	1 530 000
Главный механик	1	50000	85000	42500	1 530 000
Главный по ТБ	1	50000	85000	42500	1 530 000
Главный эколог	2	50000	85000	42500	3 060 000
Мастер смены	8	40000	60000	20000	7 680 000
Начальник хвостохранилища	1	50000	85000	42500	1 530 000
Итого:					23 592 000
Служащие работники					
Работник охраны	14	30000	51000	25500	12852000
Работник пожарной безопасности	8	30000	51000	25500	7344000
Мед.работник	6	30000	51000	25500	5508000
Итого:					25704000
Младший обслуживающий персонал (МОП)					
Секретарь	2	20000	34000	17000	1224000
Повар	8	15000	25500	12750	3672000
Уборщица	4	10000	17000	8500	1224000
Работник прачечной	4	10000	17000	8500	1224000
Итого:					7344000
Всего:					56 640 000

По полученным расчетам составим общую таблицу заработной платы.

Таблица 31 – Расчет годового фонда заработной платы

Категория работников	Сумма, руб
Рабочие	64 664 406
ИТР, МОП и служащие	56 640 000
Соц. Налог, 30%	36 391 321
Итого:	157 695 727

6.7 Основные фонды, их стоимость и амортизация

Основные фонды являются составной частью имущества предприятия.

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.

Таблица 32 - Стоимость зданий и сооружений

Наименование	Объём помещения м ³	Сметная стоимость	
		1 м ³ тыс. р.	Всего стоимость, тыс. р
Бункер приёма руды с узлом крупного дробления	800	10	8 000
Галерея подачи руды	840	20	16 800
Корпус измельчения	8 000	20	160 000
Гидрометаллургический корпус	4 000	20	80 000
Склад реагентов	600	5	3 000
Водохранилище	2 000	10	20 000
Хвостовое хозяйство	2 000	10	20 000
Административное здание	1000	20	20 000
Объекты цехового хозяйства, (6% от построек)			16 788
Неучтенные 15% от стоимости зданий и сооружений			49 170
Всего			393 758

Таблица 33 - Расчет стоимости оборудования

№	Оборудование	Кол-во	Цена, руб	Монтаж, 15 %	Трансп-ка, 20 %	Стоимость, руб
1	Дробилка PE 900x1200	1	8 700 000	1 305 000	1 740 000	11 745 000
2	Питатель пластинчатый КМ ПП 2-12-90	1	1 500 000	225 000	300 000	2 025 000
3	Конвейер ленточный	2	16 000 000	2 400 000	3 200 000	21 600 000
4	Весы ленточные	2	400 000	60 000	80 000	540 000
5	МШЦ 3600x5500	1	18 000 000	2 700 000	3 600 000	24 300 000
6	Классификато 2 КСН 30 двухспиральный	2	16 000 000	2 400 000	3 200 000	21 600 000
7	Гидроциклон ГБ-500	2	800 000	120 000	160 000	1 080 000
8	Грохот колосниковый	1	100 000	15 000	20 000	135 000
9	Грохот барабанный КМ ГБ -1800	8	3 200 000	480 000	640 000	4 320 000
10	Кран мостовой 50 т	1	8 000 000	1 200 000	1 600 000	10 800 000
11	Кран подвесной 10 т	3	3 000 000	450 000	600 000	4 500 000
12	Насос Warman	6	600 000	96 000	120 000	816 000
13	Пачук предв-ного цианирования V= 220 м ³	2	480 000	72 000	96 000	648 000
14	Пачук сорбции V= 220 м ³	8	1 920 000	288 000	384 000	2 592 000
15	Колонна напорного типа (СНК)	1	800 000	120 000	160 000	1 080 000
16	Бункер, V=20 м ³	1	200 000	30 000	40 000	540 000
17	Эрлифт	1	250 000	37 500	50 000	337 500
18	Емкость регенерированной смолы	1	200 000	30 000	40 000	540 500
19	Вибрационный грохот ГВ -0,6	1	1 500 000	225 000	300 000	2 025 000
ИТОГО:						111 304 000
Неучтённое оборудование 3 %						3 339 120
ВСЕГО:						114 643 120

6.8 Структура промышленно-производственных фондов

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

Таблица 34 – Структура промышленно-производственных фондов

Основные фонды	Удельный вес		Амортизация	
	%	руб	%	Руб
Здания	35,2	279 800 000,00	3,00	8 394 000,00
Сооружения	14,3	113 958 000,00	5,00	5 697 900,00
Передаточные устройства	7,0	55 606 372,00	20,00	11 121 274,00
Оборудование	14,5	114 643 120, 00	18,00	20 635 761,00
Приборы	8,0	63 550 140, 00	10,00	6 355 014,00
Транспорт	10,0	79 437 675,00	25,00	19 859 418,00
Инструмент	4,0	31 775 070,00	50,00	15 887 535,00
Инвентарь	4,0	31 775 070,00	15,00	4 766 260,00
Прочие	3,0	23 831 302,00	18,00	4 289 634,00
ИТОГО:	100,00	794 376 749,00	18,2	93 006 796,00

6.9 Эффективность использования основных фондов:

а) фондоотдача

$$\text{Фотд} = \text{ТП} / \text{Оосн}, \quad (67)$$

где Оосн – среднегодовая стоимость основных фондов, руб.;

$$\text{Фотд} = 1\,053\,654\,000 / 794\,376\,749 = 1,33 \text{ руб.}$$

б) фондоемкость

$$\text{Фем} = 1 / \text{Фотд} = 0,75 \text{ руб.} \quad (68)$$

в) фондовооруженность

$$\text{Ф} = \text{Оосн} / \text{Чсп}, \quad (69)$$

где Чсп – списочная численность промышленно-производственного персонала

$$\text{Ф} = 794\,376\,749 / 84 = 9\,456\,866 \text{ руб/чел.}$$

6.10 Оборотные фонды

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

Оборотные фонды по всем элементам затрат рассчитываются по расходу на 1 т руды и заносятся в сводную таблицу 35.

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

Затраты на электроэнергию рассчитывают по двухставочному тарифу: основная годовая плата за 1 кВт заявленной предприятием мощности (наибольшую нагрузку) и дополнительная плата за тариф на электроэнергию (учтенную счетчиком).

Таблица 35 - Состав оборотных фондов

Наименование	Ед. изм.	Расход на 1 т руды	Расход в год	Цена единицы материала, руб	Стоимость, руб
1. Вспомогательные материалы:					
1.1. реагенты	Кг	0,5	416000	150	62 400 000
1.2. шары	Т	0,0002	80	27000	2 160 000
1.3. футеровка	Т	0,0002	132,2	27000	3 569 400
1.4 Сита грохотов	Кг	0,0003	105,5	24000	2 532 000
1.5 лента конвеера	М	0,001	1532	4500	6 894 000
Прочие 10%					7 755 540
Итого:					85 310 940
Наименование					Стоимость
Топливо технологич.					2 712 001
Электронергия					20 637 000
Вода					1 763 896
Пар					1 304 532
Прочие 3 %					3 958 778
Всего:					135 918 074

Прочие материалы (запчасти, малоценный инвентарь, тара и др.) принимаются как 3 % от общей суммы оборотных фондов без учета сырья.

6.11 Себестоимость

Себестоимость – совокупность затрат в денежном выражении на обогащение руды.

На основании рассчитанных технико-экономических показателей (зарплата, основные фонды, оборотные фонды и др.) необходимо составить калькуляцию себестоимости и заполнить таблицу 36.

Таблица 36 - Калькуляция себестоимости переработки руды

Статьи затрат	В год, тыс.руб	Удельный вес, %
Себестоимость добычи	250 000	41,0
Материалы	85 311	14,1
Электроэнергия	20 637	3,4
Топливо технологич.	2 712	0,4
Заработная плата ППП	64 664	10,6
Заработная плата ИТР и служащих	56 640	9,3
Единый соц. налог (35,6 %)	36 391	5,9
Амортизация	93 006	15,3
ИТОГО:	609 361	100
Прочие расходы (10 % от ст.9)	60 936,1	10
Цеховая себестоимость	670297,1	110
Общезаводские расходы (3 % от ст. 9)	20108,9	3
Полная себестоимость		6726

6.12 Прибыль и рентабельность

Прибыль валовая:

$$P_v = TP - C, \quad (70)$$

C – полная себестоимость реализованной продукции, руб.

$$P_v = 1\,053\,654\,000 - 672\,406\,000 = 381\,248\,000 \text{ руб.}$$

Чистая прибыль:

$$P_{\text{ч}} = P_v - (P_v * H_n)/100, \quad (71)$$

H_n – ставка налога на прибыль (24 %).

$$P_{\text{ч}} = 381\,248\,000 - (381\,248\,000 \times 24)/100 = 289\,748\,480 \text{ руб.}$$

Рентабельность к себестоимости:

$$R = \Pi_q / C * 100, \% \quad (72)$$

$$R = (289\,748\,480 / 672\,406\,000) * 100 = 43 \%$$

6.13 Определение платы за загрязнение окружающей среды и размещение отходов

Существуют два вида базовых нормативов платы:

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

- за выбросы, сбросы загрязняющих веществ, размещение отходов и другие виды вредного воздействия в пределах установленных лимитов (временно согласованных нормативов).

Общая величина платы природопользователей за размещение отходов определяется по формуле:

$$\text{Пот} = K * \text{Спл} * \text{Мфс}, \quad (73)$$

где K – поправочный коэффициент экологической ситуации;

Спл – ставка платы за размещение отходов, руб/т (15руб/тонну);

Мфс – фактический объем размещаемых отходов, тонн;

$$\text{Мфс} = Q_{\text{фаб}} * \gamma / 100 * (R + 1/\delta), \quad (74)$$

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

R – разжижение пульпы в хвостах;

γ – выход хвостов, %;

δ – плотность руды.

Таблица 37 – Показатели для расчета

Стоимость размещения 1м ³ жидких отходов, руб	15
Количество жидких отходов, размещенных на фабрике, м ³	2 581 905
Коэффициент экологической ситуации или др.	0,3
Разжижение пульпы	2,33
Плотность руды	3,5
Плата за размещение отходов, руб	11 618 572

6.14 Показатели экономической эффективности

Основными показателями экономической эффективности проекта в условиях рынка являются:

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

Среднегодовой доход:

$$D_{\Gamma} = \text{ТП} - C + A, \quad (75)$$

$$D_{\Gamma} = 1\,053\,654\,000 - 672\,406\,000 + 93\,006\,000 = 474\,254\,000 \text{ руб}$$

Среднегодовые капитальные затраты:

$$K_{\Gamma} = K_{\text{в}} / t_{\text{с}}, \quad (76)$$

где $K_{\text{в}}$ – общие суммарные капитальные вложения;

$t_{\text{с}}$ – время строительства предприятия; $t_{\text{с}} = 3$ года

$$K_{\text{в}} = 772\,305\,960 \text{ руб}$$

$$K_{\Gamma} = 772\,305\,960 / 3 = 257\,435\,320 \text{ руб}$$

Рассчитываем коэффициент дисконтирования для величины годового дохода ($A_{\text{д}}$) и капитальных затрат ($A_{\text{к}}$):

$$A_{\text{к}} = 1 / (1 + E)^T \quad (77)$$

$$A_{\text{д}} = 1 / (1 + E)^t \quad (78)$$

где t – время эксплуатации; $t = 20$ лет

E – ставка банка в долях единицы (0.15, 0.25);

T – общее время движения денежных потоков $T = t + t_{\text{с}}$

$$T = t + t_{\text{с}} = 3 + 20 = 23$$

$$A_{\text{д}} = 1 / (1 + 0,15)^t = 0,0611$$

$$A_{\text{к}} = 1 / (1 + 0,15)^T = 0,0402$$

Рассчитываем чистый дисконтированный доход:

$$D_{\text{д}} = D_{\Gamma} \times A_{\text{д}} - K_{\Gamma} \times A_{\text{к}} \quad (79)$$

$$\text{ЧДД} = 474\,254\,000 \times 0,0611 - 257\,435\,320 \times 0,0462 = 18\,658\,019$$

Индекс доходности или уровень доходности проекта на вложенную денежную единицу:

$$I_d = D_r \times A_d / K_r \times A_k \quad (80)$$

$$I_d = 474254\ 000 \times 0,0611 / 257\ 435\ 320 \times 0,0402 = 2,8$$

Т.к I_d больше единицы, следовательно, проект эффективен

При $I_d < 1$ проект не эффективен.

Внутренняя норма доходности или величина процентной ставки приносимого проектом дохода

Строится график зависимости Чдд от величины учетной ставки. Интерполируем (продолжаем) график до значения Чдд = 0 и определяем величину ставки соответствующую этому значению.

$$A_d = 1 / (1 + E)^{tc}$$

$$A_d = 1 / (1 + 0,25)^{20} = 0,011$$

$$A_k = 1 / (1 + E)^T = 1 / (1 + 0,25)^{23} = 0,006$$

$$\text{Чдд} = 474254\ 000 \times 0,011 - 257\ 435\ 320 \times 0,006 = 3\ 672\ 182,08$$

$$I_d = 474254\ 000 \times 0,011 / 257\ 435\ 320 \times 0,006 = 3,37$$

По полученным точкам строим график, график зависимости чистого дисконтированного дохода от величины учетной ставки

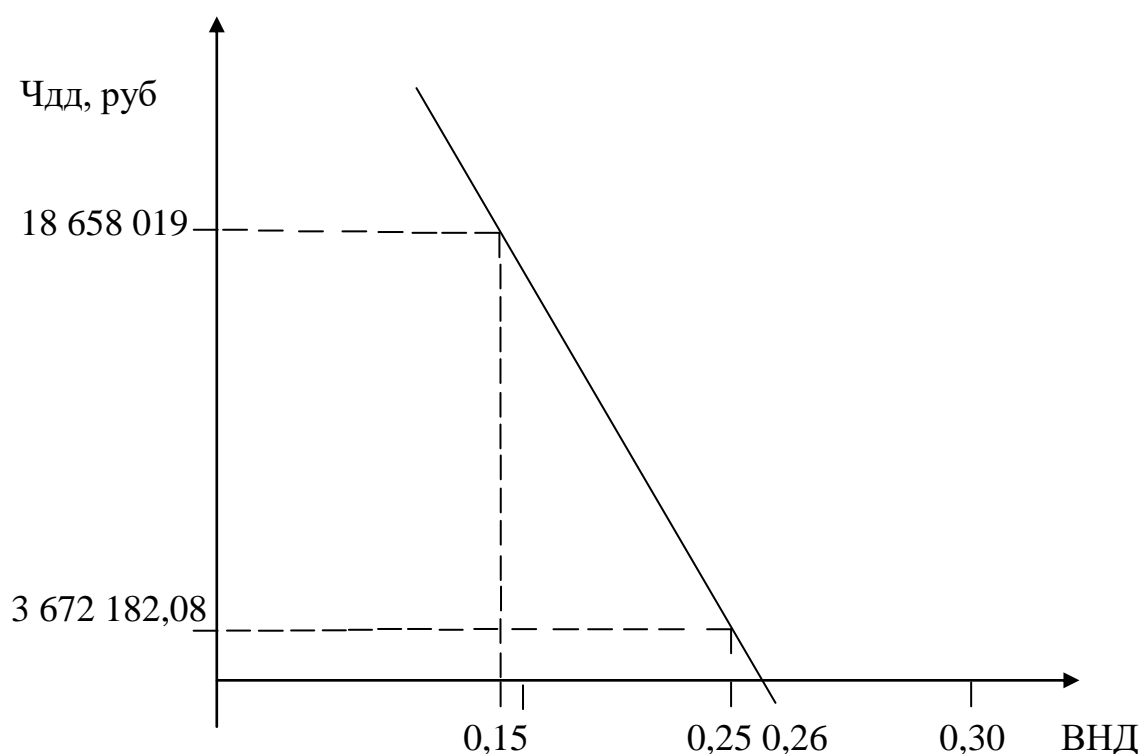


Рисунок 17 – График зависимости Чдд от величины учетной ставки

Данные расчета технико-экономических показателей сводим в таблицу 38

Таблица 38 - Техничко-экономические показатели эффективности проекта

Показатели	Единица измерения	Величина
		проект
1	2	3
Производственная мощность:	тыс. т/год т/год	2448
По сырью:		895,97
По концентрату:		
Производственная программа	тыс. т/год т/год	1370,88
По сырью:		501,74
По концентрату:		
Цена за ед. продукции	руб.	2100
Себестоимость продукции	тыс. руб.	6726
Численность ППП	чел.	84
Производительность ППП по руде	т/чел	16320
Годовой фонд заработной платы	млн.руб.	157 ,695727
Основные фонды	млн.руб.	794,376749
Оборотные фонды	млн.руб.	221,229014
Полная себестоимость	млн.руб.	672,406
Товарная продукция	млн.руб.	1053,654
Прибыль	млн.руб.	381,248
Прибыль чистая	млн.руб.	289,74848
Налог с прибыли	млн.руб.	91,49952
Рентабельность	%	43
Плата за размещение отходов	млн.руб.	11,618
Чистый дисконтированный доход	млн.руб.	18,658
Внутренняя норма доходности	%	26
Индекс доходности	ед.	2,8
Срок окупаемости	год	3

7 ЭКОЛОГИЧНОСТЬ ПРОЕКТА

При разработке и переработке руд месторождения Пионер негативное воздействие будет оказываться на недра, земельные и почвенные ресурсы, ландшафты, приземные слои атмосферы, поверхностные и подземные воды, флору и фауну [29,32].

Основными источниками воздействия на окружающую среду будут являться объекты и процессы добычного, перерабатывающего и вспомогательного производств [3].

7.1 Охрана атмосферного воздуха

Основным видом воздействия на качество атмосферного воздуха являются организованные и неорганизованные выбросы загрязняющих веществ в процессе эксплуатации проектируемого предприятия. Объем выбросов в атмосферу регулируется в соответствии с ГОСТ [31] и СанПиН [30].

Источниками выбросов загрязняющих веществ в атмосферный воздух являются следующие виды работы и процессов:

- Сжигание дизельного топлива в двигателях внутреннего сгорания работающей техники, при котором в атмосферу выделяются продукты сгорания;

Углеводороды выбрасываются в атмосферу в виде несгоревшего топлива. Они оказывают раздражающее действие на слизистые оболочки и органы дыхания человека. ПДК составляют 300 мг/м^3 – среднесменная, 900 мг/м^3 – максимальная разовая.

Окислы азота (NO_x) очень вредны для окружающей среды: становятся причинами образования смога, гибели лесов, выпадения кислотных дождей; также окислы азота являются переходными веществами для образования озона. Они — яд для крови, вызывают рак. ПДК составляют от 2 до 5 мг/м^3 .

Углекислый газ (CO_2) — это бесцветный, негорючий, кисловатый на вкус газ. ПДК составляет: максимальная разовая - 27000 мг/м^3 , среднесменная - 9000 мг/м^3 .

Оксиды серы (SO_x) образуются из содержащейся в топливе серы. Это водорастворимый едкий газ, воздействие которого на организм человека проявляется в покраснении, опухании и усилении секреции влажных слизистых оболочек глаз и верхних дыхательных путей. ПДК составляет 10 мг/м³ [29].

- При добыче руды в карьере, погрузо-разгрузочных работах на руде и породе; формировании отвала пород, складов руды в атмосферный воздух выделяется пыль. ПДК пыли 1 – 2 мг/м³

- В процессе работ в ремонтно-профилактическом пункте производятся выбросы загрязняющих химических веществ [31].

Для смягчения воздействия от выбросов в атмосферу, снижения их объемов и токсичности проектом предложены ряд мероприятий организационного характера и технические решения, включающие:

- Меры по организации дорожного движения, ограничение скорости движения транспорта.

- Установку газоочистного и пылеулавливающего оборудования.

- Организация пылеподавления на пылящих неорганизованных источниках, путем орошения поверхностей.

Принятая технология переработки руды обеспечивает равномерное поступление загрязняющих веществ в атмосферу. Залповый характер носят выбросы загрязняющих веществ в процессе взрывных работ в карьере, при разгрузке руды и породы.

Критерием силы воздействия на качество воздуха является соответствие максимальных приземных концентраций загрязняющих веществ на границе санитарно-защитной зоны предприятия установленным нормативным значениям предельно допустимых концентраций в воздухе населенных мест [31].

Применение мер по смягчению позволит снизить воздействие на качество атмосферного воздуха до минимально возможного приемлемого уровня соответствующего всем необходимым нормативам [31].

7.2 Воздействие отходов на состояние окружающей среды

Отходы эксплуатации не только требуют для складирования значительных площадей, но и могут загрязнять вредными веществами, пылью, газообразными выделениями атмосферу, почву, поверхностные и подземные воды. Все отходы регулируются в соответствии с Федеральным законом №116-ФЗ [29].

В период эксплуатации на предприятии образуются следующие виды отходов: продукты сгорания топлива; выбросы газообразных и взвешенных веществ от различных производств; выхлопные газы от автотранспорта; испарение из емкостей для хранения и во время работы оборудования фабрики химических веществ и топлива; пыль с поверхности карьера, отвалов, хвостохранилищ, из узлов погрузки, разгрузки и сортировки сыпучих материалов; отходы строительных материалов, различный производственный мусор, твердые бытовые отходы, отходы (осадки) при механической и биологической очистке сточных вод, отходы древесины, металла (изношенные детали оборудования), резины (изношенные ленты конвейеров), упаковочная тара материалов и оборудования (бумага, полиэтиленовая пленка) [10].

Основными мероприятиями по предотвращению загрязнения окружающей среды и захламлению территории являются:

- Организация временного хранения отходов строительства, производства и потребления в специально отведенных местах, на специально оборудованных площадках и емкостях. Места временного хранения отходов должны быть оборудованы водонепроницаемыми покрытиями. Емкости, при необходимости, должны быть герметичными.

- Обеспечение вывоза отходов на постоянное складирование или утилизацию по мере накопления с периодичностью, исключающей образование стихийных свалок.

- Обеспечение технологического контроля производственных процессов, соблюдение правил эксплуатации и промышленной безопасности, что позволит предотвратить возникновение аварийных ситуаций и, как следствие,

загрязнение окружающей среды аварийными выбросами, сбросами, отходами предприятия [29].

- Предотвращение случайных утечек нефтепродуктов.

После применения мер по смягчению, захламления земель и загрязнения окружающей среды отходами не ожидается. Загрязнение территорий может носить точечный характер, ограниченный местами складирования отходов.

7.3 Охрана почв

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

Породы при хранении в отвале не образуют кислых стоков и других водорастворимых соединений. Отсыпка отвала ведется круглогодично.

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

- Нарушение целостности физических свойств геологического массива, обусловленное безвозвратным изъятием из природного массива руды и вмещающих пород при производстве добычных работ.

- Изъятие и изменение качества и свойств земельных участков вследствие размещения объектов.

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

- Изменение параметров поверхностного стока, гидротермического режима грунтов в результате изменения высотных отметок поверхности.

- Периодическое сейсмическое воздействие на геологическую среду прилегающего к карьере массива горных пород в результате использования буровзрывных работ для вскрытия и добычи запасов месторождения.

В качестве мер по снижению воздействия могут рассматриваться следующие конструктивные и организационные мероприятия:

- Отсыпка отвала производится с углом естественного откоса пород 35°.

Предусмотрен комплекс мер по контролю за устойчивостью отвала.

- Для обеспечения полноты извлечения запасов руды из недр на предприятии предусмотрены геологическая и маркшейдерская службы, осуществляющие эксплуатационную разведку и контролирующие полноту извлечения балансовых запасов из недр, осуществляющие учет состояния и движения запасов, потерь и разубоживания руды.

Воздействие на почвы

Почвенный покров на территории месторождения представлен как естественными, так и техногенными почвами. Морфологические признаки этих почв являются результатом воздействия естественных и антропогенных факторов почвообразования [16].

В результате строительства и эксплуатации проектируемых производственных площадок и инженерных коммуникаций произойдет воздействие на почвенный покров, которое будет заключаться в:

- Изъятии земель для размещения объектов предприятия.
- Снятии и перемещении верхнего плодородного слоя почвы в результате земляных работ.
- Смешивание и уплотнение почв, что окажет влияние на их продуктивность.
- Эрозия почв.
- Загрязнение почвы отходами, а также в результате оседания выбросов загрязняющих веществ из атмосферного воздуха. Потенциальная вероятность загрязнения нефтепродуктами.

Для сокращения воздействия на почву будут применяться следующие меры по смягчению воздействия:

- Верхний снимаемый плодородный слой почвы будет складирован в специальном отвале для последующей рекультивации земель при ликвидации предприятия; для лучшей сохранности отвала его откосы засеваются многолетними травами.
- Строгое соблюдение границ земельного отвода для предотвращения нарушения прилегающих территорий.

- Запрещение движения транспорта и техники вне дорог.
- Крепление откосов почвенно-растительным слоем.
- 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, применение оборотного водоснабжения.
- Выполнение комплекса работ по рекультивации нарушенных земель после полной отработки месторождения.

Химическое загрязнение почв на территориях, прилегающих к технологическим площадкам, связано, в основном, с разносом пыли при производстве добычных работ, транспортировке руды и породы, сдувании пыли с поверхности отвала породы и складов руды. Загрязнение почвенного покрова микроэлементами может происходить за счет поверхностного сноса и вымывания мелкозема, растворенных форм металлов при просачивании через насыпь отвала пустых пород дождевых вод. При кратковременном контакте ливневых стоков с породами отвалов, поверхностный сток с отвалов будет содержать только взвешенные вещества. Принятые проектом решения по технологии складирования отходов переработки руды, по размещению и утилизации других отходов производства и потребления в значительной степени снижают или полностью исключают возможность химического загрязнения грунтов.

Реальное состояние почвенного покрова на прилегающих к карьеру, отвалу пустых пород и производственным площадкам землях будет контролироваться в ходе проведения комплексного экологического мониторинга в процессе эксплуатации предприятия [10].

Согласно п. 2.1 ГОСТ [14] при открытых горных работах рекультивации подлежат: внутренние и внешние отвалы; карьерные выемки; другие территории, нарушенные горной деятельностью.

При рекультивации отвалов и карьерных выемок должны выполняться следующие требования:

- предварительное снятие и складирование плодородного слоя почвы в соответствии с требованиями ГОСТ [16] «Охрана природы. Почвы. Требования к охране плодородного слоя почвы при производстве земляных работ»
- создание отвалов и карьерных выемок;
- формирование отвалов и карьерных выемок, устойчивых к оползням и осыпям;
- проведение мероприятий по организации концентрированного стока ливневых и технических вод;
- очистка или безвредное удаление дренированной из отвалов воды, содержащей токсичные вещества;
- создание экрана из капилляропрерывающих или нейтрализующих материалов (песок, камень, гравий, пленка и т.п.) при наличии в основании рекультивационного слоя токсичных пород;

Минимальные отметки поверхности внутренних отвалов должны быть выше прогнозируемого уровня грунтовых вод. Если отметки внутренних отвалов будут ниже ожидаемого уровня грунтовых вод, должны быть предусмотрены мероприятия, исключающие заболачивание рекультивируемой поверхности.

7.4 Охрана поверхностных и подземных вод

В качестве основных воздействий на поверхностные воды производства рассмотрены следующие:

- Нарушение и сокращение площади водосбора;
- уничтожение участков естественных русел водотоков;
- изъятие поверхностных вод на нужды предприятия;
- изменение физических свойств и химического состава речной воды в результате устройства водохранилища;
- аварийные разливы сточных вод [27].

Мероприятия по минимизации неблагоприятного воздействия на поверхностные воды будут включать:

- применение эффективных методов очистки сбросных сточных вод на рельеф и их размещение объектов за пределами водоохраных зон водотоков;
- проведение противofiltrационных мероприятий;
- организация регулярных наблюдений за состоянием сооружений, исправностью оборудования;
- контроль соблюдения параметров технологических процессов;
- установка резервного оборудования.

В процессе эксплуатации проектируемого предприятия возникнет истощение запасов подземных вод и развитие депрессионной воронки, поэтому водоснабжение проектируемого предприятия из подземных источников не предусматривается, в результате отсутствует приток подземных вод в карьер при его отработке.

Для рационального использования водных ресурсов и снижения использования в технологии цианистого натрия на предприятии применена система оборотного водоснабжения. Для технологического водоснабжения ЗИФ №2 будет использоваться обратная вода технологических емкостей и осветленная вода сгустителей. На ЗИФ №2 рабочие растворы планируется доукреплять NaCN , что позволяет значительно экономить расход цианистого натрия и воды, это значительно снижает нагрузку на все компоненты окружающей среды.

- Повторное использование очищенных хозяйственно-бытовых стоков -- 130,56 тыс. м³;
- В системе оборотного водоснабжения – 17970,86 тыс.м³ [10].

7.5 Охрана животного и растительного мира

Наибольший ущерб наземным биологическим ресурсам территории расположения работ оказывается в период строительства. С введением производства в эксплуатацию степень воздействия будет уменьшаться.

В период эксплуатации будет наблюдаться временная потеря ареалов обитания. Фауна находится под воздействием шума, света и наличия большого количества людей, но популяции адаптировались к этим переменам [22].

Для обеспечения минимального беспокойства для ареалов обитания животных и сохранения растительности предусматривается:

- Применение принципа минимальной расчистки территории с сохранением существующей древесной растительности.

- Применение мер по рациональному размещению отходов для предотвращения загрязнения флоры и взаимодействия отходов с фауной.

- Предотвращение езды вне дороги и применение ограничений скорости.

Воздействие на ихтиофауну выразится в нарушении площади водосбора, уничтожении участков естественного русла водотоков.

Основными рыбоохранными мероприятиями будут являться:

- оборудование водозаборных устройств рыбозащитными сетками;

- организация работы обогатительной фабрики в режиме замкнутого водооборота, что позволяет исключить сброс сточных вод в водные объекты;

- систематический контроль качества воды в водных объектах;

- предотвращение аварийных сбросов сточных вод;

- профилактика браконьерства.

Исходя из принятых критериев величины воздействия на биологическое разнообразие, а также оценивая применяемые меры по смягчению, прогнозируется воздействие низкой величины: воздействие на определенные группы внутри популяции за короткий период времени [16,37].

8 КОНТРОЛЬ И ОПРОБОВАНИЕ

8.1 Контроль и опробование технологического процесса

Основной задачей технологического контроля является обеспечение соблюдения всех технологических параметров работы, а также контроль качества сырья и конечных продуктов обработки руды.

Контроль соблюдения установленных технологических параметров переработки руды возлагается на отдел технического контроля (ОТК) рудника.

Контроль технологического процесса производится путем

- регулярного систематического опробования;
- нерегулярного периодического опробования

Регулярное опробование проводится с целью определения и оценки основных качественных и количественных показателей технологического процесса как в целом по фабрике, так и по отдельным операциям технологической схемы переработки руды. Регулярное опробование осуществляется ежедневно в течение каждой смены или цикла операций при циклической работе.

Периодическое опробование производится по указанию руководства предприятия с целью выявления причин нарушения установленных технологических параметров работы в отдельных операциях процесса или в работе отдельных агрегатов. [5]

Наименование и количество проб, частота и место отбора, объем проб и параметры определяются утвержденной Картой контроля и опробования технологического процесса фабрики.

Отбор и обработка проб производится по утвержденным главным инженером предприятия инструкциям. [3]

Вся работа по качественному контролю технологического процесса и опробованию продуктов переработки на фабрике проводится сменными контролерами ОТК.

Пробы на плотность пульпы должны отбираться мерными пробниками емкостью точно 1 л и взвешиваться вместе с тарой на поверенных весах. В зависимости от массы нетто плотность 1 л пульпы определяется по специальной таблице для определения процента твердого.

Количество руды, поступившей из горного цеха в переработку, определяется путем взвешиванием автомосамосвалов на автовесах.

Тара, в которой производится доставка руды на фабрике, взвешивается после каждого рейса на автовесах.

Данные взвешивания руды должны поступать к диспетчеру фабрики, в Центральный диспетчерский пункт рудника и на монитор начальника ОТК.

Учет поступившей и переработанной на фабрике руды ведется только по сухому весу (минус влага руды). Руда, поданная в мельницу самоизмельчения, считается переработанной на фабрике.

На влажность руда опробуется 1 раз в смену на конвейере путем поперечного пересечения ленты скребком. Отобранная проба руды тотчас должна быть точно взвешена и направлена в ОТК для определения влаги.

Процесс измельчения руды контролируется по следующим параметрам:

- плотность пульпы (определяется по заданному соотношению вода: руда = 0,42:1 (70 % тв.) и содержание готового класса в мельнице МШЦ 3600×5500;
- плотность и содержание класса – 0,074 мм в сливе гидроциклонов ГЦ;

Поток пульпы концентрата в пачуки цианирования и сорбции должен строго соответствовать заданному. Для этого постоянно должна работать автоматическая система стабилизации заданного потока пульпы концентрата. Объем пульпы, плотность пульпы и масса твердого измеряется массовым расходомером .

Пробы пульпы и растворов, отобранные для определения концентрации цианида и щелочности, подлежат обязательной фильтрации через плотные бумажные фильтры и только совершенно чистые и прозрачные растворы могут поступать непосредственно на титрование.

На питании процесса и хвостах сорбции отбираются ежесменные пробы на определение золота в твердой и жидкой фазах автоматическим пробоотборниками ОДП-0,2. В этих пробах определяется также соотношение Ж:Т.

Один раз в месяц ОТК совместно с технологическим персоналом снимает остатки НЗП, для чего выполняются следующие замеры и определения:

- измеряются уровни пульпы во всех пачуках и определяется количество пульпы в м³;

- отбираются из каждого пачука пробы пульпы и смолы на анализ для определения содержания золота и серебра;

- определяется в каждом пачуке концентрация смолы;

По данным замеров и опробования подсчитывается количество золота и серебра, находящегося в технологической аппаратуре в качестве незавершенного производства. Подсчитывается количество активной смолы во всей аппаратуре, определяется количество некондиционной смолы, который находится вне процесса, но содержит благородные металлы.

По данным весового учета переработанного сырья, учета готовой золотосодержащей продукции, снятия остатков золота и серебра в незавершенном производстве за отчетный период составляется металлургический баланс по фабрике. Металлургический баланс по фабрике составляется в соответствии с Методикой составления баланса металлов по золотоизвлекательной фабрике «Пионер».

Готовая золотосодержащая продукция – слитки сплава Доре опробуются на содержание золота и серебра непосредственно перед сдачей в ЗПК. Опробуется каждый слиток. Слитки выплавляются из элюатов осевшего со смолы ЗИФ Пионер на Покровской ЗИФ.

Опробование и сдача готовой продукции в ЗПК осуществляется комиссионно. Слитки опробуются методом сверления на настольном сверлильном станке. Стружка от каждого слитка должна быть аккуратно уложена в бумажный пакетик-капсоль, снабженный соответствующими

надписями с указанием номера и названия слитка и даты опробования и отправлена в лабораторию для пробирного анализа.

Качество металла, отправляемого на аффинажный завод, должно находиться в строгом соответствии ТУ117-2-7-75.

По данным весового учета переработанного сырья, учета готовой золотосодержащей продукции, снятия остатков золота и серебра в незавершенном производстве за отчетный период составляется металлургический баланс по фабрике. Металлургический баланс по фабрике составляется в соответствии с Методикой составления баланса металлов по золотоизвлекательной фабрике «Пионер».

Металлургический баланс составляется начальником ОТК совместно с главным инженером фабрики.

В балансе металлов определяется технологическое и зачетное извлечение золота за отчетный период и с начала года. Зачетное извлечение металлов определяется из технологического с учетом потерь металла на аффинажном заводе.

Метод подсчета технологического процента извлечения по фактически полученному металлу и потерям золота в хвостах по данным опробования считается основным и стандартным методом подсчета.

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

Дипломный проект выполнен в соответствии с заданием и со всеми нормами проектирования.

При выполнении задания решены следующие вопросы.

Проведен анализ вещественного состава руд месторождения Пионер позволяющий выбрать и обосновать технологическую схему их обогащения.

На основе особенностей вещественного состава руд, анализа отчета преддипломной практики предложена эффективная схема сорбционная схема обогащения с последующей доводкой концентрата до металла на Покровской ЗИФ.

Произведены все необходимые расчеты качественно-количественной и водно-шламовой схем.

В соответствии с нормами проектирования выполнены расчеты по выбору основного и вспомогательного оборудования обогатительной фабрики.

В соответствии с существующими требованиями представлен материал по охране труда и технике безопасности, организации ремонтно-механической службы и ремонта, опробованию и контролю, раскрыта тема влияния фабрики на экологию района и др.

В Специальной части рассмотрен процесс рудоподготовки с использованием мельниц мокрого полусамоизмельчения руд на ЗИФ Пионер.

Разработаны вопросы по технико-экономическому обоснованию рекомендованной схемы обогащения.

Графическая часть представлена на семи листах.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

- 1 Андреев, Е.Е. Дробление, измельчение и подготовка сырья к обогащению: Учебник / Е.Е. Андреев, О.Н. Тихонов. – СПб., 2007. – 437 с.
- 2 Авдохин, В.М. Основы обогащения полезных ископаемых / В. М. Авдохин. – М., 2006. – 417 с.
- 3 Абрамов, А.А. Переработка, обогащение и комплексное использование твердых полезных ископаемых. / А.А. Абрамов. - М.: МГГУ, 2008. – 470 с.
- 4 Богданов, О.С. Справочник по обогащению руд. / О.С. Богданов. – М.: Недра, 1982. – 273 с.
- 5 Фатьянов, А.В. Проектирование обогатительных фабрик: учеб. пособие. / А.В. Фатьянов. – Чита: Изд-во ЧитГТУ, 2003. – 345 с.
- 6 Определение технологических показателей сорбции благородных металлов из пульпы сорбентом «PuroGold» при проведении укрупненных испытаний в непрерывном замкнутом цикле: Отчет о НИР(заключит.)/Иргиредмет; Руководитель работы Н.С.Войлошникова. – Иркутск, 2007. – 60 с.
- 7 Лодейщиков В.В. Технология извлечения золота и серебра из упорных руд (в 2х томах): В.В Лодейщиков – Иркутск: ОАО «Иргиредмет», 1999. – 452 с.
- 8 Отчет о НИР по договору № 19/177 «Проведение технологических исследований двух проб окисленной руды (№№ 50-67 и Р-16Т) с золоторудного месторождения «Пионер», Тула: Тульское НИГП, 2006. – 60 с.
- 9 Разумов, К.А. Проектирование обогатительных фабрик/ К.А. Разумов.– М.: Недра, 1970. – 285 с.
- 10 Технологический регламент ЗИФ «Пионер» 2007. – 147 с.
- 11 Технологическая инструкция по переработке золотосодержащего сырья на ЗИФ ОПР «Пионер» - М.: ОАО «Покровский рудник», 2009. – 52 с.
- 12 Охрана окружающей среды на ЗИФ ОПР «ПИОНЕР» - 2009. – 12 с.

13 ГОСТ 21153.1-75 Породы горные. Метод определения коэффициента крепости по Протоdjяконову Росстандарт, 1975. – 3 с.

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

15 Обоснование инвестиций освоения золоторудного месторождения «Пионер»/ ЗАО «ПХМИнжиниринг». Руководитель В.В. Смирнов. – М., 2007. – 30 с.

16 ГОСТ 17.4.3.02-85 Охрана природы. Почвы. Требования к охране плодородного слоя почвы при производстве земляных работ. – М.: Росстандарт, 1985. – 8 с.

17 Отчет о НИР по договору № 113/7-06 «Проведение технологических исследований двух проб руды (проба 5038Т и Р-18Т) с золоторудного месторождения «Пионер», ОАО «Иргиредмет». - Иркутск, 2006. – 40 с.

18 Определение технологических показателей сорбции благородных металлов из пульпы сорбентом «PuroGold» при проведении укрупненных испытаний в непрерывном замкнутом цикле: Отчет о НИР(заключит.)/Иргиредмет; Руководитель работы Н.С.Войлошникова. – Иркутск, 2007. – 60 с.

19 Проведение испытаний сорбента «PuroGold» для извлечения золота из технологических растворов участка кучного выщелачивания ЗИФ ОАО «Покровский рудник»: Отчет о НИР (заключ.)/ ПХМ Инжиниринг; Ответственный исполнитель В.П.Волков. - М.: ЗАО «ПХМИнжиниринг», 2006. – 41 с.

20 Предельное содержание токсичных соединений в промышленных отходах в накопителях, расположенных вне предприятия (организации); нормативный документ. - М.: Библиотека нормативно правовых актов СССР, 1985. – 8 с.

21 Яковлева М.Н. О методике подготовки глинистых минералов для рентгеноструктурного анализа / - Исследование минерального сырья. - М.: Госгеолтехиздат, 1955.

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

23 Лодейщиков В.В. Технология извлечения золота и серебра из упорных руд (в 2х томах). / В.В. Лодейщиков – Иркутск: ОАО «Иргиредмет», 1999. – 452 с.

24 Исследования по оценке технологических свойств трех проб окисленной и одной пробы первичной руды месторождения "Пионер" с выдачей рекомендаций по технологии их переработки: Отчет о НИР/ ЗАО «ПХМ Инжиниринг». - М., 2006. – 30 с.

25 Правила устройства и безопасности эксплуатации сосудов, работающих под давлением: ПД. – М., 2002. – 98 с.

26 Павлюк Н.Г. География Амурской области: учеб. Пособие / Н.Г. Павлюк. – Благовещенск: Изд-во БГПУ, 2005.

27 СанПиН 2.1.4.027-95 «Зоны санитарной охраны источников водоснабжения и водопроводов хозяйственно-питьевого назначения». – М.: Приор, 1995.

28 СанПиН 2.2.4.3359-01 «Шум. Вибрация. Инфразвук. Ультразвук». – М.: Приор, 2001.

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

30 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.

31 ГОСТ 12.1.005-96 «Общие санитарно-гигиенические требования к воздуху рабочей зоны». – М.: Приор, 1996.

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

- 33 ГН 2.1.5.13.15-03 «Предельно-допустимые концентрации (ПДК) химических веществ в воде водных объектов хозяйственно-питьевого и культурно-бытового водопользования». – М.: Минздрав России, 2003. – 98 с.
- 34 СанПиН 2.1.5.980-00 «Гигиенические требования к охране поверхностных вод». - М.: Минздрав России, 2000. – 8 с .
- 35 СанПиН 2.1.4.1074-01 Питьевая вода. Гигиенические требования к качеству воды централизованных систем питьевого водоснабжения. Контроль качества. Гигиенические требования к обеспечению безопасности систем горячего водоснабжения. – М.: Минздрав России, 2001. – 24 с.
- 36 ГОСТ 17.4.4.02-84 «Охрана природы. Почвы. Методы отбора и подготовки проб для химического, бактериологического, гельминтологического анализа». – М.: Госстандарт СССР, 1984. – 5 с.
- 37 ГОСТ 17.1.3.07-82. Охрана природы. Гидросфера. Правила контроля качества воды водоемов и водотоков. – М.: Госстандарт СССР, 1982. – 12 с.
- 38 Отчет о результатах поисково-оценочных работ, проведенных на золоторудном Пионерском месторождении в 1987–90 гг. (Объект "Пионерский") / Ответственный исполнитель Акаткин В.Н. – ПГО "Дальгеология" АмурГРЭ, 1991. – 387 с.
- 39 Геохимические особенности и зональность Пионерского золоторудного месторождения. (Протокол НТС № б/н от 28.06.1990 г.) / Отв. Исполнитель Малямин Н.Е. – М., 1990. – 99 с.
- 40 Отчет о результатах поисково-оценочных работ на Пионерном рудном поле за 2001-2004 гг. по состоянию на 01.09.2004 г. с. (Протокол АмурТКЗ № 588 от 29.12.2004 г.) / Отв. исполнитель Дмитренко В.С. - "Дальгеофизика" АмурТКЗ, 2004. – 178 с.
- 41 ГОСТ 12.1.005-88 Система стандартов безопасности труда. – М. Госстандарт СССР, 1988. – 50 с.
- 42 СНиП П.А.9.71 Искусственное освещение. Нормы проектирования. – М.: Госстрой СССР, 1971. – 28 с.

43 ГОСТ 12.1.029-80 Средства и методы защиты от шума. – М.: Госстандарт СССР, 1980. – 5 с.

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

45 Мязин В.П. Проектирование горно – обогатительного производства: Учебник/ В.П. Мязин. – Чита: ЧитГУ, 2004. -198с.

46 ГОСТ Р 12.1.019-2009 Система стандартов безопасности труда. Электробезопасность. Общие требования и номенклатура видов защиты. – М.: Росздрав. – 32с.