

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

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

ДОПУСТИТЬ К ЗАЩИТЕ

И.о. зав. кафедрой

_____ Д.В. Юсупов

«__» _____ 2021г.

ДИПЛОМНЫЙ ПРОЕКТ

на тему: Проектирование обогатительной фабрики на базе золотосодержащих руд месторождения «Албын». Специальная часть: рекомендации по складированию хвостовой фракции.

Исполнитель

студент группы 516-ос _____

И.О. Депутатов

Руководитель

д.г-м.н., профессор _____

В. Е. Стриха

по разделу безопасность
и экологичность проекта

д.г-м.н., профессор _____

Т.В. Кезина

по технологической части

доцент к.т.н _____

К.К. Размахнин

по разделу экономика

доцент к.т.н _____

К.К. Размахнин

Нормоконтроль

ст.преподаватель _____

С.М. Авраменко

Рецензент _____

Л.С. Горбань

Благовещенск 2021

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

Инженерно-физический факультет
Кафедра геологии и природопользования

УТВЕРЖДАЮ
И.о. зав. кафедрой
_____ Д.В. Юсупов
« ____ » _____ 2021г.

ЗАДАНИЕ

К выпускному квалификационному проекту студента Депутатова Ивана Олеговича

1. Тема дипломного проекта – Проектирование обогатительной фабрики на базе золотосодержащих руд Албынского месторождения. Специальная часть: Рекомендации по складированию хвостовой фракции

(утверждено приказом от 26.08.2020 №1734-уч)

2. Срок сдачи студентом законченного проекта: 04.02.2021

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

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

5. Перечень материалов приложения: (наличие чертежей, таблиц, графиков, схем, программных продуктов, иллюстративного материала и т.п.): 119 страниц, 10 рисунков, 45 таблиц, 109 формул, 40 литературных источников, 1 спецификацию и 7 чертежей.

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

7. Дата выдачи задания: 01.09.2020

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

(фамилия, имя, отчество, должность, ученая степень, ученое звание)

Задание принял к исполнению (дата) 01.09.2020

РЕФЕРАТ

Дипломный проект содержит 119 страниц, 10 рисунков, 45 таблиц, 109 формул, 40 литературных источников, спецификация.

Объектом разработки является золотосодержащие руды Албынского месторождения расположенного на территории Селемджинского района Амурской области

МЕСТОРОЖДЕНИЕ, ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩИЕ РУДЫ, ФАБРИКА, ПУЛЬПА, ДРОБЛЕНИЕ, ИЗМЕЛЬЧЕНИЕ, КЛАССИФИКАЦИЯ, ГИДРОМЕТАЛЛУРГИЯ, ПАТОВЫЙ СГУСТИТЕЛЬ, ХВОСТОХРАНИЛИЩЕ

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: отчет о геологоразведки Албынской рудоперспективной площади, новый технологический регламент Албынской ЗИФ, отчет о экологической обстановке.

Все технологические схемы обогащения и получения золотосодержащих концентратов совершенствовались на протяжении реализации. В данном проекте основная технология обогащения – гидрометаллургическая. Она относится к металлургии, как и цианирование, сорбционное выщелачивание.

Без знаний характеристик исходного сырья невозможна реализация любых схем обогащения, требования к конечной продукции и экономическая эффективность проекта. Поэтому информация о рудах месторождения имеет высокую ценность, именно она определяет действенность выбранной схемы и показатели готовой продукции.

Во время всего процесса рудопередела производится мониторинг технологических параметров для получения более качественного продукта и увеличения содержания полезного компонента не только в промежуточных, но и в конечном продукте.

Тема специальной части: «Рекомендации по складированию хвостовой фракции».

СОДЕРЖАНИЕ

Введение	9
1 Общая характеристика района	11
1.1 Основные сведения о районе работ	11
2 Геологическая часть	15
2.1 Геология Албынского месторождения	15
2.2 Вещественный состав	16
2.3 Характеристика золота	19
3 Технологическая часть	22
3.1 Выбор и обоснование схемы обогащения	22
3.1.1 Предварительное цианирование и сорбционное выщелачивание	24
3.1.2 Десорбция и электролиз	24
3.1.3 Пирометаллургическая переработка катодных осадков	25
3.2 Реагентный режим	25
3.3 Расчет качественно-количественной схемы	26
3.4 Расчет водно-шламовой схемы обогащения	29
4 Выбор и расчет основного и вспомогательного технологического оборудования	34
4.1 Общие положения при выборе основного оборудования	34
4.2 Выбор и расчет оборудования для крупного дробления	34
4.3 Выбор и расчет оборудования для измельчения	35
4.3.1 Выбор и расчет мельницы для первой стадии измельчения	36
4.3.2 Выбор и расчет мельницы для второй стадии измельчения	40
4.4 Выбор и расчет оборудования для классификации	42
4.4.1 Выбор и расчет спирального классификатора	42
4.4.2 Выбор и расчет гидроциклонов	43
4.5 Выбор и расчет грохотов	45
4.6 Расчет цеха предварительного цианирования и сорбционного вы-	46

щелачивания	
4.6.1 Расчет операции предварительного цианирования	47
4.6.2 Расчет количества емкостей предварительного цианирования	48
4.6.3 Расчет металлического баланса по золоту для операции предварительного цианирования	48
4.7 Расчет операции сорбционного выщелачивания	50
4.7.1 Расчет потока сорбента по аппаратам сорбционного цианирования	50
4.7.2 Расчет единовременной загрузки в процесс	51
4.7.3 Расчет числа ступеней сорбции	52
4.7.4 Расчет металлического баланса по золоту для сорбционного выщелачивания	53
4.8 Расчет регенерации	55
4.9 Выбор и расчет сгустителя	59
4.10 Выбор и расчет электролизеров	60
4.10.1 Пирометаллургическая переработка катодных осадков	64
5 Выбор и расчет вспомогательного оборудования	66
5.1 Выбор и расчет бункера	66
5.2 Выбор насосов	67
6 Вспомогательные службы	68
6.1 Водоснабжение	68
6.2 Электроснабжение	69
6.3 Связь и сигнализация	70
6.4 Связь	71
6.5 Объекты вспомогательного и обслуживающего назначения. Объекты ремонтного и гаражного хозяйства	71
6.6 Складское хозяйство	72
7 Безопасность и экологичность проекта	74

7.1	Безопасность проекта	74
7.1.1	Электробезопасность	74
7.1.2	Пожарная безопасность	76
7.1.3	Охрана труда	77
7.2	Экологичность проекта	80
7.2.1	Охрана атмосферного воздуха	80
7.2.2	Воздействие отходов на состояние окружающей среды	82
7.2.3	Охрана почв	83
7.2.4	Охрана поверхностных и подземных вод	86
7.2.5	Охрана животного и растительного мира	88
8	Специальная часть	89
8.1.	Текущая схема складирования хвостов	89
8.2	Рекомендуемая схема складирования хвостов	91
9	Экономическая часть	97
9.1	Режим работы, график сменности, баланс рабочего времени	97
9.2	Производственная мощность, производственная программа и товарная продукция фабрики	99
9.3	Численность трудящихся	100
9.4	Производительность труда	101
9.5	Заработная плата	102
9.6	Основные фонды	106
9.7	Амортизация	107
9.8	Оборотные фонды	108
9.9	Себестоимость	109
9.10	Прибыль и рентабельность	109
9.11	Определение платы за загрязнение окружающей среды и размещение отходов	110
9.12	Показатели экономической эффективности	110
	Заключение	113

ВВЕДЕНИЕ

Процесс совершенствования существующих схем обогащения неприкрытых, поскольку появляются новые методы реализации тех или иных технологий, позволяющих сократить затраты и повысить чистоту получаемых продуктов.

Тем не менее при чрезмерном сокращении затрат возможны негативные эффекты, к этому стоит подходить рационально, поскольку чрезмерная экономия приводит к более высоким затратам, в первую очередь связанных с рисками, которые могут возникнуть в процессе использования устаревших технологий.

Отсюда исходит вопрос влияния применяемой технологии на экологию, или создание рисков негативного влияния на окружающую среду. Исключение рисков, связанных с непредвиденными выбросами вредных веществ в окружающую среду – одна из основных задач совершенствования процессов.

К применяемым технологическим схемам также относится технология по складированию хвостов. Поскольку хвосты – это еще не пустая руда, а будущий продукт переработки фабрик с технологической схемой, позволяющей более полно извлечь полезный компонент.

От выбранной технологии хранения хвостов зависит не только размер затрат, на осуществление подобной технологии, но и общественное мнение граждан, проживающих в ближайших населенных пунктах. Люди будут воспринимать более лояльно те фабрики, которые не несут рисков для их повседневной жизни и не приносят им значительный вред, через влияние на экологию.

Существует риск тяжелых последствий в случае непредвиденного разрушения дамбы хвостохранилища, о чем свидетельствует информация, опубликованная Комитетом Международной Комиссии по крупным хвостовым дамбам, о произошедших за последние 45 лет 221 инциденте [39], 135 из них были авариями, в результате которых было выброшено 41,9 млн м³ жидких отходов, распространившихся на значительные площади, что вызвало катастрофические разрушения и человеческие жертвы.

Решение проблемы уменьшения объёмов жидких хвостов и соответственно площадей, занимаемых под их складирование, обеспечит экологическую и технологическую безопасность при эксплуатации. Это предопределяет целесообразность решений, предложенных в данном проекте.

Основные задачи дипломного проектирования:

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

- 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 производства.

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

1 ОБЩАЯ ХАРАКТЕРИСТИКА РАЙОНА

1.1 Общие сведения о предприятии и месторождении

Между правыми притоками реки Харга: руч. Корейским и руч. Эльгокан, на её правом берегу расположена Албынская рудо-перспективная площадь.

По административному делению площадь входит в состав Селемджинского района Амурской области и располагается в пределах листа N-53-XXVI.

Расположение месторождения «Албынский рудник» представлено на рисунке 1.

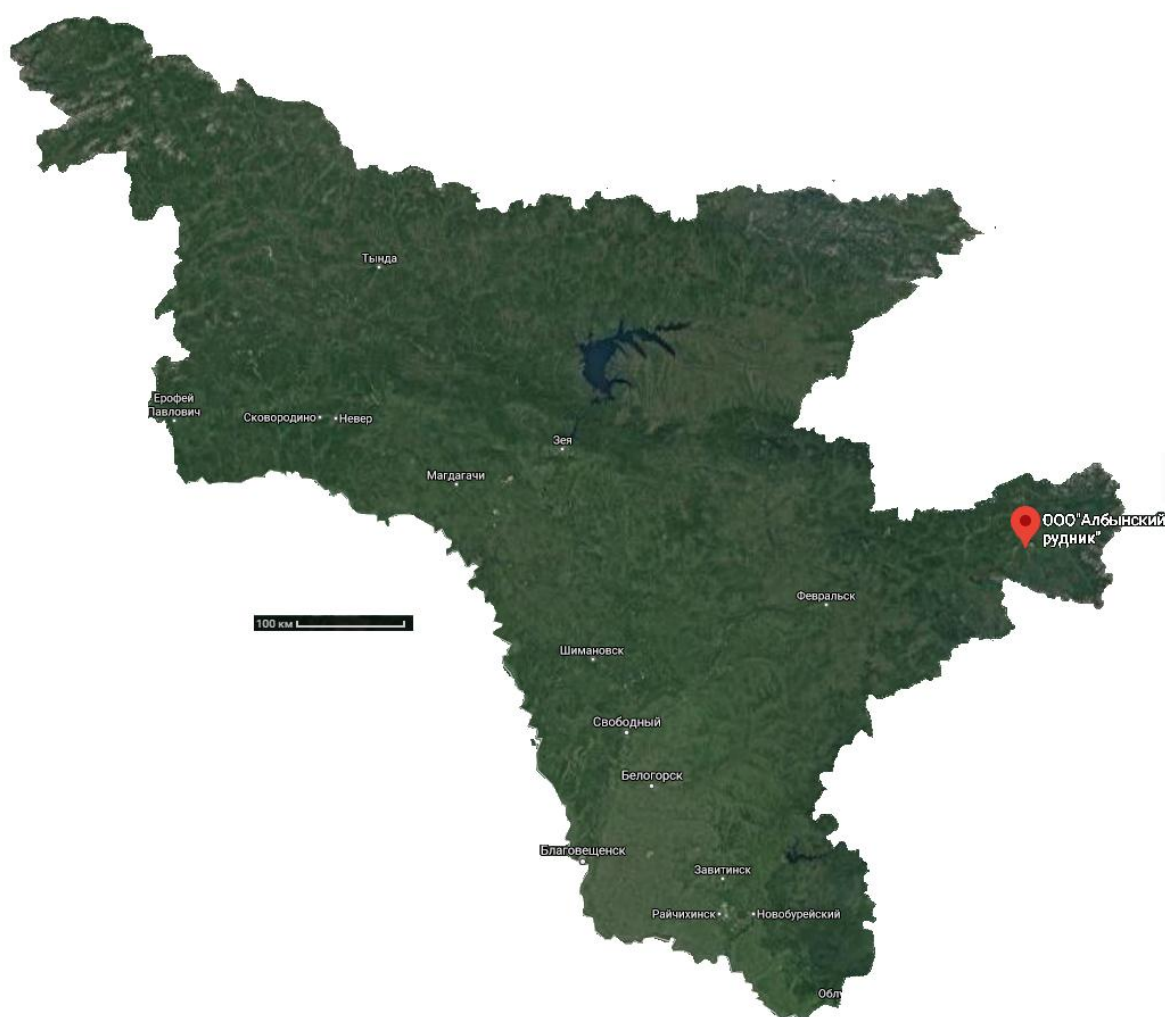


Рисунок 1 - Расположение месторождения «Албынский рудник»

Границы площади работ определены лицензионным соглашением лицензии БЛГ 02067 БР [16]. Участку недр, придается статус горного отвода, границы, которого в плане ограничены прямыми линиями, последовательно соеди-

няющими угловые точки с географическими координатами, приведенными в таблице 1.

Таблица 1 – Географические координаты горного отвода

1.	52°59'10" с.ш. и 133°33'40" в.д.	3.	52°55'10" с.ш. и 133°41'15" в.д.
2.	52°59'10" с.ш. и 133°41'10" в.д.	4.	52°56'30" с.ш. и 133°36'20" в.д.

При помощи интернет-приложений можно получить визуальное изображение горного отвода со спутника, представленное на рисунке 2.

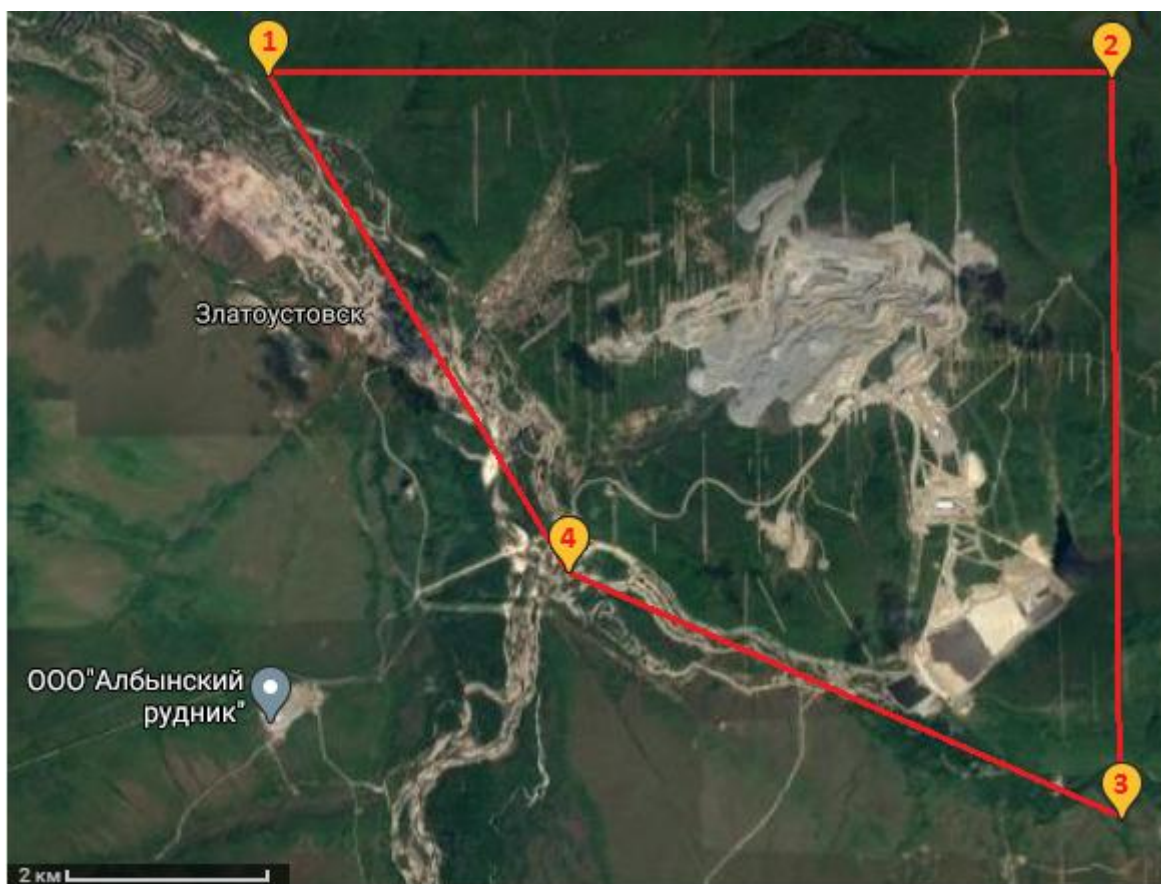


Рисунок 2 – Вид на горный отвод со спутника, предоставленный Google Maps.

Общая площадь работ составляет примерно 40,0 км². На глубину участка недр нет ограничений. В западной части лицензионной площади расположен пос. Златоустовск, где имеется столовая, пекарня, почта, клуб, детский сад, полная средняя школа, сеть магазинов и другие объекты социально-культурного назначения. Кроме того, в поселке имеются цех по ремонту землеройной техники, подсобный цех с пилорамой Р-65, столярный цех, теплица, принадлежащие ЗАО «Хэргу».

Поселок окружен сетью грунтовых и проселочных дорог, пригодных для передвижения автомобилями повышенной проходимости. С железнодорожной станцией Февральск посёлок связан автодорогой III класса.

С районным центром пос. Экимчан площадь связана улучшенной грунтовой дорогой, откуда по автодороге III класса можно попасть на железнодорожную станцию Февральск (БАМ). Во время ледостава и вскрытия рек, весенней распутицы и паводков сквозное движение автотранспорта по дорогам затруднено или прекращается. Доставка людей, оборудования, ГСМ на объект возможна по железной дороге до ст. Февральск и дальше автомобилями, автотранспортом либо на вертолете [16].

Таблица 2 - Расстояния транспортировки

Благовещенск - Свободный	Автодорога 2 категории	140 км	425 км
Свободный – Февральск	автодорога 2 категории	285 км	
Февральск – Экимчан	Автодорога 3 категории	185 км	250 км
Экимчан – Златоустовск	Автодорога 3 категории	65 км	
Благовещенск –Златоустовск:		675 км	

Поселок получает электроэнергию Зейской ГЭС от внутрирайонных воздушных линий электропередач через расположенную в поселке подстанцию 35 кВ/6 кВ.

Основная часть жителей района занята в золотодобывающей промышленности, свободных трудовых ресурсов нет.

В орографическом отношении район работ занимает территорию на правом берегу реки Харга, между ее правыми притоками: руч. Корейским и руч. Эльгокан. Рельеф - низкогорный с абсолютными отметками вершин 900 - 1100 м.

Водоразделы широкие, выровненные, склоны пологие (10-15°), превышения над днищами долин ручьев 200-250 м, рек 350-400 м.

Река Харга ограничивает площадь месторождения с запада. Она входит в систему р. Зеи, впадая слева в р. Селемджа. Ширина долины 1,5-3,0 км. Ниже устья руч. Эльгокан резко выражена асимметрия долины, левый склон здесь поло-

гий, правый - крутой. Ширина русла 15-25 м, глубина на перекатах 0,3-0,5 м, на плесах - до 1,0 м, скорость течения 1,8-2,5 м/сек. В бассейне реки Харга только она сама сохраняет под мощным слоем льда свое течение, все же ее притоки обычно перемерзают, что приводит к широкому развитию наледей и бугров пучения.

Климат района континентальный. Зима продолжительная холодная, лето короткое, дождливое. Средняя температура в январе - 33°, в июле + 13°, среднегодовая - 5,9°. Повсеместно распространены многолетнемерзлые породы, нижняя граница отрицательных температур проходит на глубине около 200 м [16].

Наибольшее количество осадков выпадает в июле: 185-200 мм, при среднегодовом - 743,5 мм. Первый снег обычен в конце сентября. В конце октября начинается ледостав. Снежный покров, в зависимости от абсолютной высоты и экспозиции склона, сходит в середине апреля – конце мая, реки вскрываются в первой половине мая. В летний период характерны паводки связанные с таянием снега в горах и дождями.

Растительность района бедна в видовом отношении. Водоразделы покрыты лиственничным лесом, в долинах произрастают береза, тополь, осина, ольха, черемуха, рябина. Залесенность составляет 70 % территории. Запасы деловой древесины ограничены. Животный мир беден и в видовом, и в численном отношении. Встречаются медведь, рысь, колонок, соболь, белка, лиса, лось, олень, кабарга. В долинах рек водится боровая и перелетная птица. Рыбы в реках мало. Район опасен по клещевому энцефалиту

Обнаженность территории очень плохая. Единичные коренные обнажения пород можно наблюдать по руслам ключей, в их нижнем течении в бортах долины р. Харга. Мощность делювия колеблется от 1,5 до 3-4 м. На пологих склонах эти отложения в большинстве случаев обводнены, что осложняет проходку горных выработок. Высыпки обломочного материала отмечаются на южных склонах и на вершинах водоразделов. По сейсмическому районированию район относится к семибальной зоне [16].

2 ГЕОЛОГИЧЕСКАЯ ЧАСТЬ

2.1. Геология Албынского месторождения

Под Албынским месторождением понимаются пространственно сближенные рудные тела Албынской золоторудной структуры (ЗРС) и рудные тела минерализованных зон дробления (Сухоложская, Разломная и Новая рудные зоны), залегающие в пределах Эльгоканского купола среди пород афанасьевской свиты. Основная доля запасов приходится на Албынскую ЗРС, которая прослежена канавами и бурением на 4.5 км, при ширине от 30-60 м на флангах и до 300 м в центральной части. Данная структура является зоной межформационного срыва надвигового типа. Согласно с вмещающими породами северного крыла Эльгоканской горст-антиклинали она дугообразно изогнута к северу и падает в том же направлении под углом 15-40° [16].

Зона межформационного срыва возникла в период куполообразования за счет межслоевого проскальзывания вдоль «албынского горизонта» зеленокаменных пород. К последнему приурочены тела слюдисто-кварц-альбитовых метасоматитов, контакты которых отбиваются достаточно четко. Золоторудная штокверковая минерализация по отношению к метасоматитам является наложенной. Прожилково-вкрапленные рудные тела представлены густой сетью разнонаправленных убого- и малосульфидных кварцевых прожилков, просечек, сульфидных гнезд и вкрапленности. Они не имеют геологических границ и определяются только по данным опробования. Субмеридиональными разломами Албынская ЗРС разбивается на три основные части (запад, центр, восток), отличающиеся друг от друга геологическим строением и степенью продуктивности [16].

Основные запасы месторождения ~91% (~78 т) сосредоточены в центральной части, для которой характерно наиболее крутое падение слоев и четкое разделение на верхнюю и нижнюю метасоматические пачки, с безрудным прослоем сланцев между ними. На рудное тело №1, залегающее в пределах

верхней пачки метасоматитов, приходится ~55% (~47 т) от общих геологических запасов месторождения. Всего на месторождении выделено 26 рудных тел.

Эльгоканская купольная структура сложена метаморфизованными (фашия зеленых сланцев) вулканогенно-осадочными породами афанасьевской свиты, вмещающими верхнекарбонные субпластовые интрузии основного и умеренно-кислого состава. Стратифицированные толщи прорваны поздне меловыми дайками различного состава. Завершают разрез современные отложения [16].

2.2 Вещественный состав руд

Руда относится к золото-кварцевому убого-малосульфидному типу. В рамках этого типа имеют наличие две геолого-минералогических золотоносных разновидности: карбонат-слюдисто-кварц-альбитового и карбонат-кварц-альбит-хлорит слюдистого состава.

Руда пробы ТАЛ-21П относится к первичным, малоокисленным рудам, степень окисления 4% [17].

По данным спектрального анализа руда состоит преимущественно из литофильных элементов (кремний, алюминий, натрий, калий), из рудных основная масса приходится на железо, в меньших количествах присутствуют мышьяк и титан. Цветные металлы, редкие и рассеянные элементы содержатся в сотых, тысячных и менее долях процента и практического значения не имеют. Радиоактивные элементы не установлены.

Основу пробы составляют оксид кремния и оксид алюминия сумма которых превышает 70% массовой доли, в значимых количествах содержатся двуокись калия, железо, сера, практически весь мышьяк присутствует в сульфидной форме [17].

Таблица 3 – Химический состав руд Албынского месторождения

Компонент	Массовая доля (в %)	Компонент	Массовая доля (в %)
1	2	3	4
SiO ₂	58,8	S _{сульфид.}	0,75
Al ₂ O ₃	16,1	AS _{общ.}	0,190
TiO ₂	0,83	AS _{окисл.}	0,005
CaO	4,2	AS _{сульфид.}	0,185
MnO	0,29	Sb	<0,001
K ₂ O	3,5	Zn	0,007
P ₂ O ₅	0,20	Cu	0,006
Fe _{общ.}	4,78	Pb	<0,001
Fe _{окисл.}	4,13	C _{карб.}	4,23
Fe _{сульфид.}	0,65	C _{орг.}	<0,05
S _{общ.}	0,75	Au, г/т	1,78
S _{окисл.}	<0,20	Ag, г/т	<1,0

Доля серы, присутствующей, главным образом, в сульфидной форме, находится на уровне 0,75%.

Рентгеноструктурным (дифрактометрическим) анализом установлено, что основными минералами, входящими в состав руды, являются (по мере убывания): полевые шпаты, представленные, главным образом, плагио-клязом; глинисто-слюдисто-гидрослюдистые образования; кварц; хлорит; карбонаты (сидерит и кальцит) [17].

Результаты количественного минералогического анализа отражены в таблице 4, из которой следует, что руда на 98% состоит из породообразующих минералов, среди которых по массе преобладают полевые шпаты и слюдистые минералы, в основном, мусковит - серицит. Наряду со слюдой в небольшом количестве присутствуют гидрослюдистые и глинистые образования. Доля кварца и кремнистых образований составляет 11,5%, а карбонатов - 7,2%. Кроме слюдистых образований в заметных количествах развиты: хлорит и темноцветные силикаты (по мере убывания) – биотит, амфиболы, пироксены.

Таблица 4 – Минеральный состав руды

Минерал	Процентное содержание
1	2
Кварц, аморфный кремнезем	11,5
Полевые шпаты	34,2
Глинисто-сланцевые (мусковит, серицит, гидросерицит, каолинит)	37,7
Хлориты	4,0
Карбонаты (сидерит, кальцит, доломит)	7,2
Амфиболы, пироксены, биотит	3,5
Арсенопирит	0,4
Пирит	1,1
Пирротин	не обнаруж.
Сфалерит	Ред. зерна
Гидроксиды железа (лимонит, гётит, гидрогётит)	Ред. зерна
Ярозит	не обнаруж.
Скородит	Ед. зерна
Оксиды марганца	0,3
Магнетит	0,1
Ильменит, рутил	Ред. зерна
Угlistое вещество	Ед. зерна
Итого:	100

Доля сульфидных минералов находится в пределах 1,5%. При этом, масса пирита практически в три раза больше, чем арсенопирита. Такие сульфиды, как сфалерит, халькопирит, халькозин, пирротин наблюдаются в редких и единичных зернах. Ковеллин зафиксирован в виде микрокорок [17].

Из гипергенных рудных образований присутствуют, главным образом, минералы группы лимонита-гётита. В незначительном количестве фиксируются скородит и оксиды марганца.

Единичные зерна углистого вещества регистрируются в виде мелких обломков черного цвета, хрупких, напоминающих древесную золу.

Гранулометрическая характеристика сульфидов приведена в таблице 5, из которой следует, что подавляющая их масса в руде (91 %) представлена крупными выделениями (класс крупности +0,07 мм). Небольшая доля сульфидов находится в виде самостоятельных катаклазированных зерен, а основная – агрегативных сростков мелких зерен [17].

Таблица 5 – Гранулометрическая характеристика сульфидов

Класс крупности, мм	Выход класса
1	2
+1,0	8,0
-1,0+0,5	24,0
-0,5+0,25	16,0
-0,25+0,15	17,0
-0,15+0,10	24,0
-0,10+0,07	2,0
-0,07	9,0
Итого	100

2.3 Характеристика золота

Золото в руде самородное, других форм нахождения драгоценного металла не обнаружено. Оно ассоциировано с кварцем, сульфидами и гидроксидами железа. В кварцевом материале метасоматически измененных пород присутствуют тонкие вкрапления золота, иногда в ассоциации с гидроксидами железа. Размер частиц золота варьирует от 3 до 18 мкм. Форма золотин изометричная, неправильная, удлиненная. Кроме вкраплений отдельных золотин, в глубоко проработанных метасоматитах, в кварцевом материале микропрожилков или в их зальбандах развиты микрогнездовые скопления тонкодисперсных

частиц золота. Установлено (таблица 6), что преобладающая масса золота в руде (53%) представлена золотиными класса минус 0,07 мм, а треть - частицами драгоценного металла, размер которых находится в пределах класса минус 0,25 + 0,10 мм. Индивидуальный размер золотины класса +1,0 мм составил 0,6x1,25 мм [17].

Таблица 6 - Гранулометрия золота в исходной руде

Классы крупности, мм	Выход класса, %
+1,0	4,2
Минус 1,0+0,5	1,2
Минус 0,5+0,25	8,7
Минус 0,25+0,15	13,9
Минус 0,15+0,10	18,7
Минус 0,10+0,07	0,5
Минус 0,07	52,8
Итого	100,0

По данным сцинтилляционного анализа (таблица 7), доля золота крупность частиц которого находится в интервале 3-25 мкм, находится в пределах 30% от общего содержания драгоценного металла в руде. При этом, основная масса золота данного интервала крупности (59,8%) представлена золотиными размером 15-25 мкм, а расчетный средний диаметр частицы золота в интервале крупности 3-25 мкм составляет 9,8 мкм [17].

Таблица 7 – Распределение тонкого и тонкодисперсного золота по интервалам крупности.

Интервалы крупности, мкм	25-15	<15-12	<12-9	<9-5	<5-3	Итого
	Проба ТАл-21П					
Массовая доля частиц золота, %	8,9	6,7	13,3	28,9	42,2	100,0
Доля золота, присутствующего за счет частиц данной крупности, %	59,8	17,6	9,0	10,8	2,8	100,0
Средний диаметр золотины	9,8 мкм					

Форма крупных золотинок, в основном, компактно-неправильная, компактно-неправильная с ветвистыми отростками, гантелевидная, комковатая, реже пластинчатая, лепешковидная. Мелкое золото представлено неправильными, пластинчатыми, комковатыми, крючковатыми и чешуйчатыми золотинами. Поверхности неровные шероховатые с прерывистыми корками и пленками гидроксидов железа. В углублениях наблюдаются примазки кремнистого состава. Отмечаются сростки с сульфидами и кварцем. Цвет золота золотисто-желтый. Пробность его (по данным атомно-абсорбционного анализа) составляет 884 условных единиц. Таким образом, по Петровской, золото относится к классу высокопробного [17].

Как показали результаты полупромышленных испытаний, при прохождении руды по технологической схеме, золотины, особенно крупные, претерпевают техногенную деформацию, раскатываются и оседают в аппаратах. Характер техногенной деформации частиц драгоценного металла проиллюстрирован на рисунке 3.

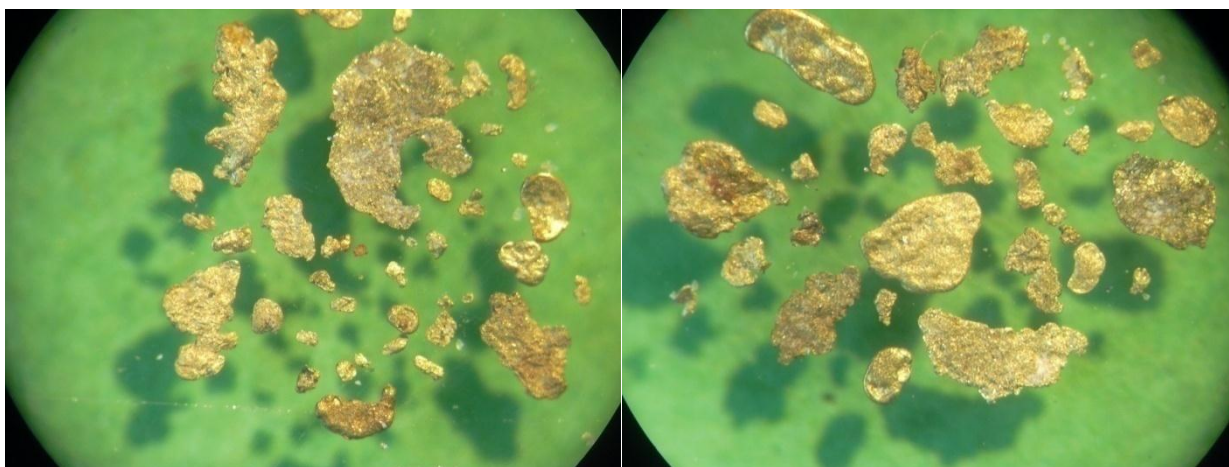


Рисунок 3 – Техногенно деформированные золотины разной крупности, выделенные из концентрата стола при зачистке оборудования после проведения полупромышленных испытаний. Увеличение 10^{\times} .

По данным атомно-абсорбционного анализа содержание золота в монофракции сульфидов, выделенной при крупности измельчения руды минус 2,0 мм, составляет 66,2 г/т. Расчетами установлено, что при данной крупности измельчения с сульфидами связано 52% золота от его общего содержания [17].

3 ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ ЧАСТЬ

3.1 Выбор и обоснование схемы обогащения

Изучение технологических свойств руды месторождения «Албын» осуществлялось в ОАО «Иргиредмет» с 2008 г.

На основании проведенных научно-исследовательских работ и полупромышленных испытаний рекомендована для переработки руды месторождения «Албын» технологическая схема, которая обеспечивает извлечение золота на 87,34 % (при содержании в руде 1,5 г/т) и предусматривает:

- двухстадиальное измельчение руды в цианистой среде до крупности 80:85 % класса минус 0,071 мм;
- сгущение классифицированной пульпы до плотности 45 % твердого и возврат слива сгустителя в цикл измельчения;
- предварительное цианирование пульпы и сорбционное выщелачивание золота с использованием низкоосновной смолы PuroGold;
- десорбцию золота щелочно-цианистым раствором и возврат обеззолоченной смолы в цикл сорбции;
- выделение золота из продуктивных элюатов электролизом;
- сушку и плавку катодных осадков с получением лигатурного сплава Доре;
- обезвреживание и складирование твердых отходов производства, оборот подшламовых вод.

Для данного месторождения выработана оптимальная схема измельчения и классификации руды в частично замкнутом цикле, которая представлена на рисунке 4.

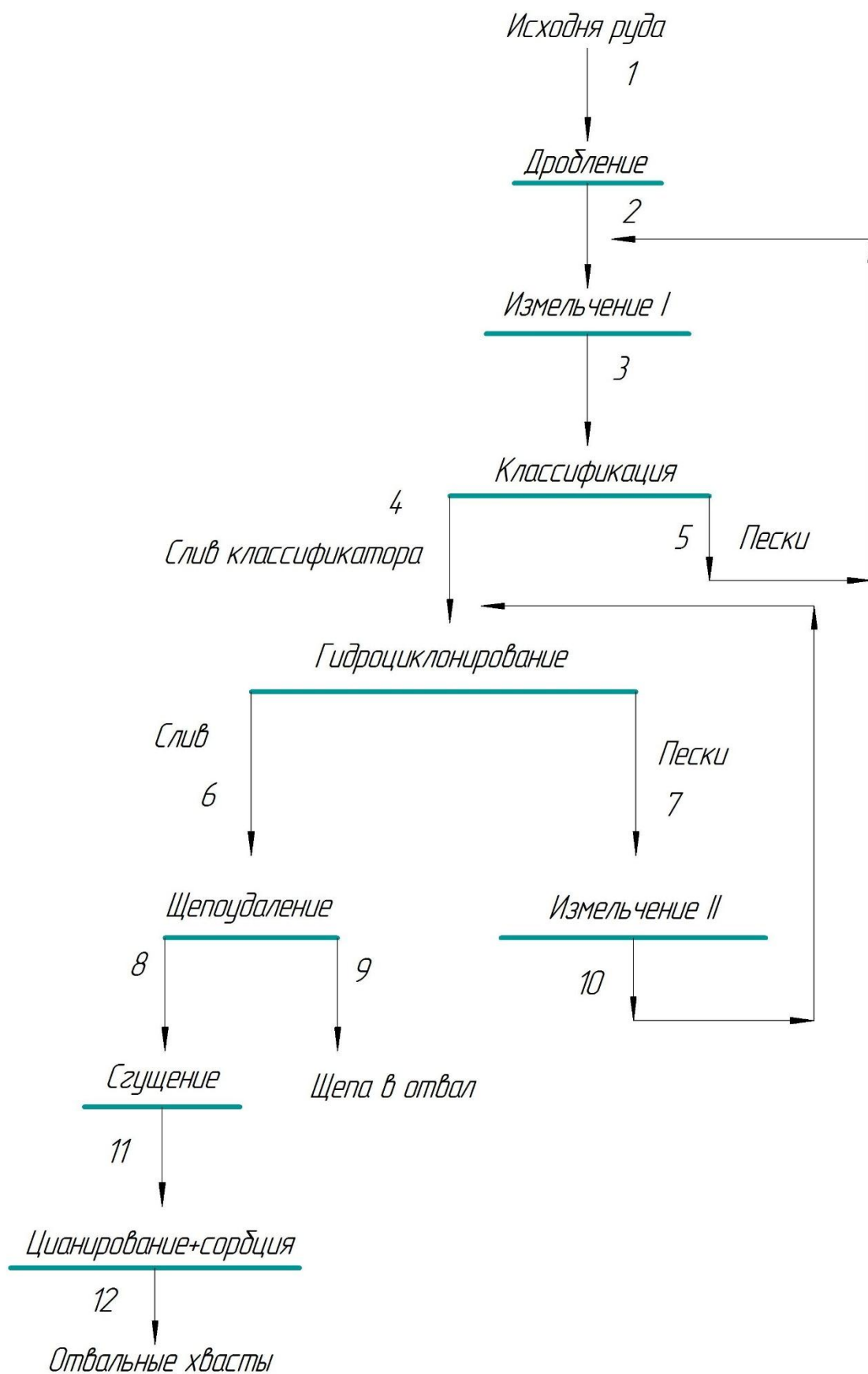


Рисунок 4 - Технологическая схема переработки золотосодержащих руд месторождения «Албын»

3.1.1 Предварительное цианирование и сорбционное выщелачивание

Слив гидроциклона с массовой долей твердого 23 % направляют на барабанный грохот для щепоотделения. Необходимость щепоотделения вызвана возможным наличием щепы и прочих посторонних предметов в пульпе, забиванием сливного порога сгустителя и дренажных сеток сорбционных аппаратов, что приводит к их неустойчивой работе.

Очищенную от посторонних предметов пульпу направляют в сгуститель. В поток пульпы подают раствор флокулянта А331-Р. Удельная производительность сгущения составила 5 т/(м²×сут.) при расходе флокулянта А-331 Р 10 г/т. Слив сгустителя возвращают в цикл измельчения, а сгущенную фазу с массовой долей твердого 45 % направляют на предварительное цианирование. В пульпе контролируют Аи, рН и концентрации реагентов и при необходимости их корректируют.

После предварительного цианирования пульпа поступает на сорбционное выщелачивание, в ходе которого происходит дорастворение золота из твердой фазы и его сорбция из раствора на ионообменную смолу. Движение пульпы и смолы осуществляют в противоточном режиме. Насыщенную смолу отделяют от пульпы на барабанном грохоте и направляют на концентрационный стол для отмывки от песков и далее - в отделение регенерации.

Хвостовую пульпу после контрольного грохочения на барабанном грохоте отправляют на обезвреживание. После обезвреживания пульпа поступает в хвостохранилище.

3.1.2 Десорбция и электролиз

Технологическая схема десорбции золота с насыщенной смолы включает следующие операции: отмывку смолы от щепы, обработку смолы раствором после электролиза (с целью вытеснения воды из колонны и частичной десорбции металлов-примесей (меди, серебра и цинка) и донасыщения смолы по золоту, десорбцию золота со смолы свежим щелочно-цианистым раствором, водную отмывку смолы от реагентов. Процесс регенерации проводится непрерывно, скорость перекачки смолы 0,5-0,55 м³/ч. К установке принимаются промывоч-

ные и регенерационные колонны вместимостью 15 м³. Товарный регенерат направляется на электролитическое выделение металлов. Регенерированная смола возвращается на сорбцию. Промывная вода подкрепляется по концентрации реагентов и используется в цикле десорбции.

Электролиз золота из щелочно-цианистых растворов проводят в проточных электролизерах конструкции ПХМИ с самоосыпающимся катодным осадком.

3.1.3 Пирометаллургическая переработка катодных осадков

Исходным сырьем для получения готовой продукции – сплава Доре – являются катодные осадки. Поскольку попутно с золотом извлекается серебро, катодные осадки содержат, в процентах: сумма Au и Ag - не менее 70; сумма Fe, Cu, Zn - не более 25; сумма CaO, SiO₂, Al₂O₃ - не более 2,0; С - не более 0,1.

Катодные осадки выгружают из электролизеров в виде пульпы и обезвоживают на вакуумном нутч-филт্রে до остаточной влажности 20:25 %.

Технология переработки катодных осадков включает проведение операции сушки и прокалки исходного материала и последующей плавки с добавками флюсов.

3.2 Реагентный режим

Разработанная схема обогащения руд относительно простая, не требует дорогостоящих реагентов, легко реализуема в промышленных масштабах, в то же время достаточно эффективна.

В отделение измельчения подается не гашенная известь, для повышения раскрытия минералов в сростках и создания высокого рН как защитная щелочь.

В щепоудалленный продукт, в операцию сгущения подается флокулянт А331-Р.

Цианирование и сорбция проходят с добавлением растворов цианистого натрия (для выщелачивания) и едкого натра (для регулирования уровня рН).

Нейтрализация хвостой пульпы производится при помощи активного хлора, извести и железного купороса, для обезвреживания цианида.

Таблица 8 – Реагентные режимы рудного цикла

Название операции	Наименование реагента	Расход реагента
Измельчение	CaO	0,3 кг/т
Сгущение	A331-P	10-15 г/т
Цианирование и сорбция	NaOH	0.11 кг/т
	NaCN	1,1 кг/т
Нейтрализация пульпы	Активный хлор	1,4 кг/т
	CaO	0,9 кг/т
	FeSO ₄	1,2 кг/т

3.3 Расчет качественно-количественной схемы

Задачей качественно-количественной схемы является определение численных значений основных показателей обогащения: производительности по твердому (Q), выхода (γ), содержание металла (β) и извлечения (ε) для всех продуктов обогащения. Расчеты рекомендуется проводить сначала с определением показателей Q , β и ε по формулам:

$$Q_n = \frac{(\gamma_n * Q)}{100} , \quad (1)$$

где Q_n - производительность цеха обогащения, т/сут;

γ_n - выход продуктов, в процентах;

Q - производительность о.ф., т/сут.

Расчет извлечений, формула (2):

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

где ε_n – извлечение металла в продукт, в процентах;

β_n – содержание металла в продукте, в процентах;

α – содержание металла в исходной руде, в процентах.

Содержание золота в исходной руде $\alpha = 1,5$ г/т;

Производительность по исходному сырью $Q = 6000$ т/с.

Метод расчета показателей обогащения основан на составлении и решении системы двух уравнений для каждой операции схема обогащения [24]:

- уравнения равенства суммы выходов поступивших и вышедших продуктов обогащения для данной операции;

- уравнения «баланса металла» - равенства суммы масс полезного ископаемого поступивших и вышедших продуктов обогащения для данной операции.

$$\begin{cases} \gamma_K + \gamma_{XB} = \gamma \\ \gamma_K \times \beta_K + \gamma_{XB} \times \beta_{XB} = \gamma \times \alpha \end{cases} \quad (3)$$

где γ – суммарный выход продуктов, в процентах (100%);

γ_K – выход концентрата, в процентах;

γ_{XB} – выход хвостов, в процентах;

α – содержание металла в исходной руде;

β_K – содержание металла в концентрате;

β_{XB} – содержание металла в хвостах.

Неизвестные значения части продуктов определяются по формулам.

Исходные данные «баланс металла» для расчета количественно-качественной схемы приведены в таблице 9.

Таблица 9 – Общий баланс металла

Номер продуктов	Продукты	Выход γ , в процентах	Содержание металла β , в г/т.	Извлечение металла ϵ , в процентах
1	Исходная руда	100	1,5	100
9	Хвосты	0,01	0	0
12	Хвосты	99,99	0,19	12,66

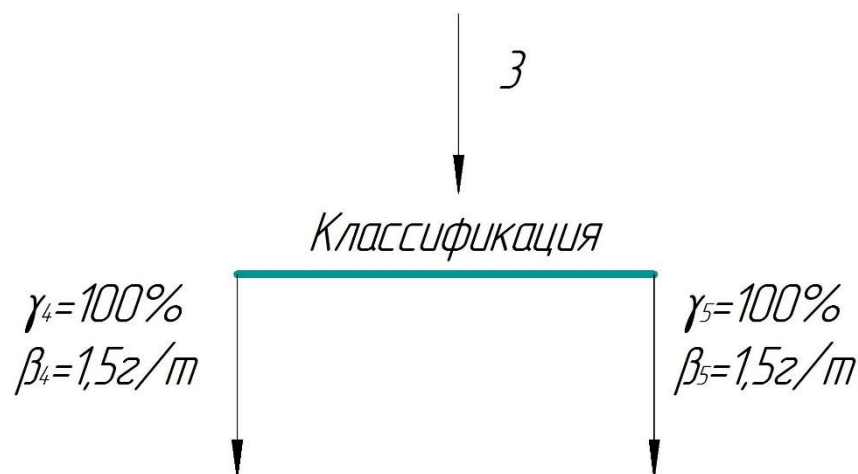


Рисунок 5 – Схема операции обогащения

Результаты расчетов каждой операции качественно-количественной схемы сводим в таблицу 10.

Таблица 10 – Результаты расчета качественно-количественной схемы

Наименование операции и продуктов		Выход γ , в процентах	Производительность Q, т/сут	Содержание Au, β , в г/т	Извлечение Au, ϵ , в процентах
1		2	3	4	5
I	<i>Дробление</i>				
	Поступает:				
1	Исходная руда	100	7000	1,5	100
	Итого:	100	7000	1,5	100
	Выходит:				
2	Дробленный продукт	100	7000	1,5	100
	Итого:	100	7000	1,5	100
II	<i>Измельчение I</i>				
	Поступает:				
2	Дробленный продукт	100	7000	1,5	100
5	Пески классификатора	150	10500	1,5	150
	Итого:		17500		250
	Выходит:				
3	Измельченный продукт	250	17500	1,5	250
	Итого:	250	17500	1,5	250
III	<i>Классификация</i>				
	Поступает:				
3	Измельченный продукт	250	17500	1,5	250
	Итого:	250	17500	1,5	250
	Выходит:				
4	Слив классификатора	100	7000	1,5	100
5	Пески классификатора	150	10500	1,5	150
	Итого:	250	17500		250
IV	<i>Гидроциклонирование</i>				
	Поступает:				
4	Слив классификатора	100	7000	1,5	100
10	Доизмельченный продукт	300	21000	2,25	450
	Итого:		28000		550
	Выходит:				
6	Слив гидроциклона	100	7000	0,81	54
7	Пески гидроциклона	300	21000	1,89	378
	Итого:		28000		432
V	<i>Щепоудаление</i>				
	Поступает:				
6	Слив гидроциклона	100	7000	0,81	54
	Итого:		7000		54
	Выходит:				
8	Щепоудаленный продукт	99,99	6999,3	0,75	49,995
9	Хвосты	0,01	0,7	0	0
	Итого:		7000		49,995

Продолжение таблицы 10

Наименование операции и продуктов		Выход γ , в процентах	Производительность Q , т/сут	Содержание Au, β , в г/т	Извлечение Au, ϵ , в процентах
1		2	3	4	5
VI	<i>Измельчение II</i>				
	Поступает:				
7	Пески гидроциклона	300	21000	1,89	378
	Итого:	300	21000	1,89	378
	Выходит:				
10	Доизмельченный продукт	300	21000	2,25	450
	Итого:	300	21000	2,25	450
VII	<i>Сгущение</i>				
	Поступает:				
8	Слив	99,99	6999,3	0,75	49,995
	Итого:	99,99	6999,3	0,75	49,995
	Выходит:				
11	Сгущенный продукт	99,99	6999,3	0,75	49,995
	Итого:	99,99	6999,3	0,75	49,995
VIII	<i>Цианирование + сорбция</i>				
	Поступает:				
11	Сгущенный продукт	99,99	6999,3	0,75	49,995
	Итого:	99,99	6999,3	0,75	49,995
	Выходит:				
13	Отвальные хвосты	99,99	6999,3	0,19	12,66
	Итого:	99,99	6999,3	0,19	12,66

3.4 Расчет водно-шламовой схемы обогащения

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

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

С помощью формулы (4) определяется количество воды в продуктах и операциях с известными значениями R_n , причем значения Q_n , берутся из количественной схемы:

$$W_n = Q_n \times R_n \quad (4)$$

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, м³ в единицу времени;

По уравнению баланса определяется количество воды, добавляемой в отдельные операции и в отдельные продукты [24].

По формуле (5) находим объем пульпы, м³/сут - V_n

$$V_n = Q_n \times \left(R_n + \frac{1}{\delta_n} \right) \quad (5)$$

где δ_n - удельный вес твердого в продукте ($\delta_n = 3$)

Весовое отношение жидкого к твердому по массе R_n определяется по формуле (6):

$$R_n = \frac{100 - T_n}{T_n} \quad (6)$$

где T_n - содержание твердого, в процентах.

Отношение Ж:Т и содержание твердого в операциях и продуктах, для которых значения T_n и R_n не были приняты определяются по формуле (7):

$$T_n = \frac{100}{(R_n + 1)} \quad (7)$$

Результаты расчетов каждой операции водно-шламовой схемы заносим в таблицу 11.

Таблица 11 – Результаты расчета водно-шламовой схемы

№	Наименование операций	Количество твердого Q, т/сут	Содержание твердого T, в %	Разбавление R, в %	Количество воды W, м ³ /с	Объем пульпы V, м ³ /с
1	2	3	4	5	6	7
I	Дробление					
	Поступает:					
1	Исходная руда	7000	95	0,05	350,00	2683,33
	Итого:	7000			350,00	2683,33
	Выходит:					
2	Дробленный продукт	7000	95	0,05	350,00	2683,33
	Итого:	7000			350,00	2683,33
II	Измельчение I					
	Поступает:					
2	Дробленный продукт	7000	95	0,05	350,00	2683,33

Продолжение таблицы 11

№	Наименование операций	Количество твердого Q, т/сут	Содержание твердого T, в %	Разбавление R, в %	Количество воды W, м3/с	Объем пульпы V, м3/с
1	2	3	4	5	6	7
5	Пески классификатора	10500	80	0,25	2625,00	6125,00
	Вода				4525,00	4525,00
	Итого:	17500			7500,00	13333,33
	Выходит:					
3	Измельченный продукт	17500	70	0,43	7500,00	13333,33
	Итого:	17500			7500,00	13333,33
III	Классификация					
	Поступает:					
3	Измельченный продукт	17500	70	0,43	7500,00	13333,33
	Вода				16125,00	16125,00
	Итого:	17500			23625,00	29458,33
	Выходит:					
4	Слив классификатора	7000	25	3,00	21000,00	23333,33
5	Пески классификатора	10500	80	0,25	2625,00	6125,00
	Итого:	17500			23625,00	29458,33
IV	Гидроциклонирование					
	Поступает:					
4	Слив классификатора	7000	25	3,00	21000,00	23333,33
6	Доизмельченный продукт	21000	65	0,54	11307,69	18307,69
	Вода				4692,31	4692,31
	Итого:	28000			37000,00	46333,33
	Выходит:					
6	Слив гидроциклона	7000	20	4,00	28000,00	30333,33
7	Пески гидроциклона	21000	70	0,43	9000,00	16000,00
	Итого:	28000			37000,00	46333,33
V	Щепоудаление					
	Поступает:					
6	Слив гидроциклона	7000	20	4,00	28000,00	30333,33
	Вода				1839,24	1839,24
	Итого:	7000			29839,24	32172,58
	Выходит:					
8	Слив	6999,3	19	4,26	29839,12	32172,22
9	Хвосты	0,7	85	0,18	0,12	0,36

Продолжение таблицы 11

№	Наименование операций	Количество твердого Q, т/сут	Содержание твердого T, в %	Разбавление R, в %	Количество воды W, м3/с	Объем пульпы V, м3/с
1	2	3	4	5	6	7
	Итого:	7000			29839,24	32172,58
VI	Измельчение II					
	Поступает:					
7	Пески гидроциклона	21000	70	0,43	9000,00	16000,00
	Вода				2307,69	2307,69
	Итого:	21000			11307,69	18307,69
	Выходит:					
10	Доизмельченный продукт	21000	65	0,54	11307,69	18307,69
	Итого	21000			11307,69	18307,69
VII	Сгущение					
	Поступает:					
8	Слив	6999,3	19	4,26	29839,12	32172,22
	Вода				880,66	880,66
	Итого:				30719,78	33052,88
	Выходит:					
11	Сгущенный продукт	6999,3	45	1,22	8554,70	10887,80
12	Слив сгустителя				22165,08	22165,08
	Итого:				30719,78	33052,88
VII I	Цианирование+сорбция					
	Поступает:					
11	Сгущенный продукт	6999,3	45	1,22	8554,70	10887,80
	Итого:	6999,3			8554,70	10887,80
	Выходит:					
13	Отвальные хвосты:	6999,3	45	1,22	8554,70	10887,80

Баланс водопотребления и водоотведения по цеху обогащения представляет собой равенство, поступившего в процесс суммарного количества воды, суммарному количеству воды, уходящему из процесса с конечными продуктами обогащения, т.е.

$$W_1 + \sum L = \sum W_k \quad (8)$$

где W_1 - количество воды, поступающее с исходной рудой, м³/сут;

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

$\sum W_k$ - суммарное количество воды, уходящее из процесса с конечными продуктами, м³/сут.

$$\sum L = \sum W_i - W_1 \quad (9)$$

$$\sum L = 30369,90 - 350 = 30719,90 \text{ м}^3/\text{сутки.}$$

На слив полов, промывку аппаратов и на другие нужды расходуется 10% от общего расхода воды [24]:

$$L_{\text{доп}} = \sum L * \frac{10}{100} = 30719,90 * \frac{10}{100} = 3071,99 \text{ м}^3/\text{сутки}$$

Общий расход на 1 тонну будет равен:

$$L_{\text{общ}} = \frac{26015,55}{6000} = 4,339 \text{ м}^3/\text{сутки.}$$

Баланс водопотребления и водоотведения по цеху обогащения представлен в таблице 12.

Таблица 12 - Баланс водопотребления

Поступает воды в процесс	м ³ /сутки	Уходит воды из процесса	м ³ /сутки
1	2	3	4
С исходной рудой	350,00	Щепа в отвал	0,12
В измельчение I	4525,00	Слив сгустителя	22165,08
В классификацию	16125,00	Отвальные хвосты	8554,70
В гидроциклонирование	4692,31		
В щепоудаление	1839,24		
В измельчение II	2307,69		
В сгущение с реагентами	880,66		
Итого:	30719,90	Итого:	30719,90

4 ВЫБОР И РАСЧЕТ ОСНОВНОГО И ВСПОМОГАТЕЛЬНОГО ТЕХНОЛОГИЧЕСКОГО ОБОРУДОВАНИЯ

4.1 Общие положения при выборе 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 [25].

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.

4.2 Выбор и расчет оборудования для крупного дробления

В проекте схема рудоподготовки предусматривает одностадиальное дробление до крупности 200 мм.

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

Дробление осуществляется в щековой дробилке, работающей в открытом цикле.

Расчет требуемой производительности щековой дробилки (т/ч).

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

$$Q = \frac{7000}{0.75} = 9333,333 \text{ т/сутки.}$$

Так как руда относится к категории твердая, то коэффициент использования оборудования K_B принимаем с поправочным коэффициентом 0,95. Тогда суточная производительность будет:

$$Q = \frac{9333,333}{0,95} = 9824,561 \text{ т/сутки.}$$

Часовая производительность:

$$Q = \frac{9824,561}{24} = 409,357 \text{ т/час.}$$

Принимаем к установке одну щековую дробилку ЩДП – 15×21. Технические характеристики приведены в таблице 13 [23].

Таблица 13 - Технические характеристики

Тип	Размер загрузочной щели, мм	Максимальный размер куска в питании, мм	Масса, т	Производительность, т/ч	Мощность э/двигателя	Габариты
ЩДП – 15×21	1400x1120	1300	241	550	250	7500x7000x6000

4.3 Выбор и расчет оборудования для измельчения

Для измельчения руд применяют, главным образом, барабанные цилиндрические мельницы следующих типов: МСЦ - стержневые с центральной разгрузкой; МШР - шаровые с разгрузкой через решетку; МРГ - рудногалечного измельчения с центральной разгрузкой; ММС - мокрого самоизмельчения с разгрузкой через решетку [14].

Стержневые мельницы применяют в первой стадии измельчения при обработке руд, содержащих легкошламуемые полезные ископаемые, а также при измельчении руд, обогащаемых гравитационными или магнитными методами.

Мельницы с разгрузкой через решетку применяют при одностадиальном измельчении мелкодробленой руды. Эти мельницы более производительны: удельная производительность у них на 10-15 % выше, чем у мельниц с центральной разгрузкой.

Мельницы с центральной разгрузкой применяют при необходимости тонкого измельчения - во второй и третьей стадиях рудного измельчения.

Типоразмер барабанных мельниц рассчитывается и выбирается по методу подобия, т.е. исходя из практических данных их работы при режимах, близких к оптимальному. При этом учитывается различие в измельчаемости и крупности исходного материала, крупности измельченного продукта, размерах и способе разгрузки мельницы [14].

Исходные данные для расчета:

- производительность цеха, $Q = 291,666$ т/час;
- содержание расчетного класса в исходном продукте $\beta_u = 10$ %;
- содержание расчетного класса в конечном продукте $\beta_k = 85$ %.

Для обеспечения необходимой крупности измельчения 85 % класса минус 0,071 мм предусматривается двухстадиальное измельчение руды.

4.3.1 Выбор и расчет мельницы для первой стадии измельчения

Первая стадия осуществляется в мельнице полусамоизмельчения.

Выбираем эталонную мельницу. Для расчета принимаем за эталон мельницу ММПС 70х42. Определяем для нее удельную производительность по вновь образованному классу минус 0,074 мм по формуле (10): [32]

$$q_{\text{эт}} = \frac{Q \times (\beta_k - \beta_u) \times 4}{\pi \times (D - 0,15)^2 \times L} \quad (10)$$

где $q_{\text{эт}}$ - удельная производительность, т/м³ час;

Q - производительность цеха, т/час;

β_k и β_u - содержание расчетного класса соответственно в конечном и исходном продуктах, дол.ед;

D - диаметр барабана, м;

L - длина мельницы, м.

$$q_{эм} = \frac{291,666 \times (0,85 - 0,1) \times 4}{3,14 \times (7 - 0,15)^2 \times 4,2} = \frac{875}{618,81} = 1,41 \text{ т/м}^3 \times \text{час}.$$

Определяем удельную производительность мельниц по расчетному классу с учётом поправочных коэффициентов для проектируемых мельниц: ММПС 70x52, ММПС 70x70 по формуле (11):

$$q_{пр} = q_{эм} \times K_{и} \times K_{к} \times K_{д} \times K_{т} \times K_{L} \times K_{\psi} \times K_{\varphi}, \quad (11)$$

где $q_{пр}$ - удельная производительность проектируемой мельницы, т/м³ час;

$K_{и}$ - коэффициент, учитывающий различия в измельчемости проектируемой и эталонной мельниц, принимаем $K_{и} = 1$;

$K_{к}$ - коэффициент, учитывающий различие в крупности исходного и конечного продуктов измельчения для проектируемой и эталонной мельниц $K_{к} = 1$.

Для мельницы ММПС 70x52:

- $K_{д}$ - коэффициент, учитывающий различия в диаметрах проектируемой и эталонной мельниц, рассчитывается по формуле (12):

$$K_{д} = \sqrt{\left(\frac{D - 0,15}{D_{эт} - 0,15}\right)}, \quad (12)$$

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

$$K_{д1} = \sqrt{\left(\frac{7 - 0,15}{7 - 0,15}\right)} = 1;$$

- $K_{т}$ - коэффициент, учитывающий различие в типах мельниц, принимаем по таблице, $K_{т} = 1$, т.к. нет различия в типах мельниц;

- K_{L} - коэффициент, учитывающий различия в длинах проектируемой и эталонной мельниц, рассчитываем по формуле (13):

$$K_{L} = \left(\frac{L}{L_{эт}}\right)^{0,15}, \quad (13)$$

где L и $L_{эт}$ - соответственно длина проектируемой и эталонной мельниц, м.

$$K_{L} = \left(\frac{4,9}{3}\right)^{0,15} = 1,08;$$

- K_ψ – коэффициент, учитывающий различие скорости вращения проектируемой к установке мельницы ψ и эталонной $\psi_{\text{эт}}$. Определяется по формуле

$$K_\psi = \frac{\psi}{\psi_{\text{эт}}}, \quad (14)$$

где ψ и $\psi_{\text{эт}}$ – 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:

$$K_\varphi = \frac{\varphi}{\varphi_{\text{эт}}} \quad (15)$$

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

Определяем удельную производительность по формуле (11):

$$q_1 = 1,41 \times 1 \times 1 \times 1 \times 1 \times 1,08 \times 1 \times 1 = 1,52 \text{ т/м}^3 \times \text{час.}$$

Для мельницы ММПС 70x70:

$$K_{д2} = \sqrt{\left(\frac{7-0,15}{7-0,15}\right)} = 1;$$

$$K_{L2} = \left(\frac{6,7}{3}\right)^{0,15} = 1,13;$$

$$q_2 = 1,21 \times 1 \times 1 \times 1 \times 1 \times 1,13 \times 1 \times 1 = 1,59 \text{ т/м}^3 \times \text{час.}$$

Определяем производительность мельниц по руде т/час, по формуле (16):

$$Q_n = \frac{q_n V_n}{\beta_k - \beta_n}, \quad (16)$$

V_n - объемы сравниваемых мельниц, м³; принимаем по техническим характеристикам мельниц.

Для мельницы ММПС 70x42:

$$Q_1 = \frac{1,41 \times 144}{0,75} = 270,72 \text{ т/час.}$$

Для мельницы ММПС 70x52:

$$Q_2 = \frac{1,52 \times 178}{0,75} = 360,75 \text{ т/час.}$$

Для мельницы ММПС 70x70:

$$Q_3 = \frac{1,59 \times 240}{0,75} = 508,8 \text{ т/час.}$$

Определяем число мельниц по формуле (17):

$$n = \frac{Q_{\text{исх}}}{Q_{\text{расч}}}, \quad (17)$$

Для мельницы ММПС 70x42:

$$n = \frac{291,66}{270,72} = 1,08 \approx 2;$$

Для мельницы ММПС 70x52:

$$n = \frac{291,66}{360,75} = 0,81 \approx 1;$$

Для мельницы ММПС 70x70:

$$n = \frac{291,66}{508,8} = 0,57 \approx 1.$$

Таблица 14 - Сравнение установки мельниц по основным показателям

Размеры барабанов мельниц, мм	Число мельниц	Масса мельниц, т	Установочная мощность, кВт	Коэффициент запаса
70x42	2	620	2800	1,86
70x52	1	660	2900	1,24
70x70	1	720	3900	1,74

При сравнении по массе и мощности, вариант установки одной мельницы ММПС 70x52 является наиболее выгодным. Поэтому выбираем мельницу ММПС 70x52, технические характеристики которой приведены в таблице 15.

Таблица 15 - Технические характеристики мельницы ММПС 70x52

Параметры	ММПС 70x52
Внутренние размеры барабана, мм:	
диаметр	7000
длина	4900
Номинальный объем барабана, м ³	178
Мощность электродвигателя, кВт	2900
Габариты, мм: длина	18626
Ширина	11245
высота	10364
Масса, т	660

4.3.2 Выбор и расчет мельницы для второй стадии измельчения

Вторая стадия осуществляется в мельницах шарового помола. Выбираем эталонную мельницу. Для расчета принимаем за эталон мельницу МШЦ 3600х5500, при производительности 112т/час. Определяем для нее удельную производительность по вновь образованному классу минус 0,074 мм по формуле (10):

- для мельницы МШЦ 3600х5500:

$$q_{\text{эт}} = \frac{112 \times (0,85 - 0,15) \times 4}{\pi \times (3,6 - 0,15)^2 \times 5,5} = \frac{336}{205,66} = 1,63 \text{ т/м}^3 \times \text{час.}$$

Определяем удельную производительность мельниц по расчетному классу с учётом поправочных коэффициентов для проектируемых мельниц: МШЦ 4000х5500, МШЦ 4500х5500, МШЦ 3600х5500;

Для мельницы МШЦ 4000х5500:

$$K_{\text{д1}} = \sqrt{\left(\frac{4 - 0,15}{3,6 - 0,15}\right)} = 1,06;$$

- K_{T} - коэффициент, учитывающий различие в типах мельниц, принимаем по таблице 4.5[7], $K_{\text{T}} = 1$;

- K_{ψ} – определяется по формуле(12): $K_{\psi} = 1$;

- K_{φ} –определяем по формуле(13): $K_{\varphi} = 1$;

$$K_{L1} = \left(\frac{5}{5}\right)^{0,15} = 1;$$

$$q_2 = 1,63 \times 1 \times 1 \times 1,06 \times 1 \times 1 \times 1 \times 1 = 1,73 \text{ т/м}^3 \times \text{час.}$$

Для мельницы МШР 4500х5500:

$$K_{\text{д2}} = \sqrt{\left(\frac{4,5 - 0,15}{3,6 - 0,15}\right)} = 1,123;$$

- K_{T2} - коэффициент, учитывающий различие в типах мельниц, принимаем по таблице 4.5 [24], $K_{\text{T}} = 1$;

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

$$q_3 = 1,63 \times 1 \times 1 \times 1,123 \times 1 \times 1 \times 1 \times 1 = 1,83 \text{ т/м}^3 \times \text{час.}$$

С учетом коэффициента перехода от I стадии ко II (или доизмельчению), равным 0,725, удельная производительность составит:

$$q_1 = 1,63 \times 0,725 = 1,18 \text{ т/м}^3 \times \text{час};$$

$$q_2 = 1,63 \times 1 \times 1 \times 1,06 \times 1 \times 1 \times 1 \times 1 \times 0,725 = 1,25 \text{ т/м}^3 \times \text{час};$$

$$q_3 = 1,63 \times 1 \times 1 \times 1,123 \times 1,1 \times 1 \times 1 \times 1 \times 0,725 = 1,33 \text{ т/м}^3 \times \text{час}.$$

Определяем производительность мельниц по руде т/час, по формуле (16):

- для мельницы МШЦ 3600х5500:

$$Q_1 = \frac{1,18 \times 49}{0,75} = 77,09 \text{ т/час}.$$

- для мельницы МШЦ 4000х5500:

$$Q_2 = \frac{1,25 \times 60}{0,75} = 100 \text{ т/час}.$$

- для мельницы МШЦ 4500х5500:

$$Q_3 = \frac{1,33 \times 74}{0,75} = 131,23 \text{ т/час}.$$

Определяем число мельниц по формуле (17):

- для мельницы МШЦ 3600х5500:

$$n = \frac{291,66}{77,09} = 3,78 \approx 4;$$

- для мельницы МШЦ 4000х5500:

$$n = \frac{291,66}{100} = 2,92 \approx 3;$$

- для мельницы МШЦ 4500х5500:

$$n = \frac{291,66}{131,23} = 2,22 \approx 3;$$

Сравнение установки мельниц по основным показателям представлено в таблице 15 [23].

Таблица 16 - Сравнение установки мельниц по основным показателям

Размеры барабанов мельниц, мм	Число мельниц	Масса мельниц, т	Установочная мощность, кВт	Коэффициент запаса
3600х5500	4	170	1250	1,05
4000х5500	3	253,1	2000	1,03
4500х5500	3	355	2500	1,34

При сравнении по массе и мощности, вариант установки четырех мельниц МШЦ 3600х5500 является наиболее выгодным. Поэтому выбираем мельницу

МШЦ 3600x5500 [14], технические характеристики которой приведены в таблице 17.

Таблица 17 - Технические характеристики мельницы МШЦ 3600x5500

Параметры	МШЦ 3600x5500
Внутренние размеры барабана, мм:	
диаметр	3600
длина	5500
Номинальный объем барабана, м ³	49
Мощность электродвигателя, кВт	1250
Габариты, мм: длина	15100
Ширина	7600
высота	5700
Масса, т	170

4.4 Выбор и расчет оборудования для классификации

4.4.1 Выбор и расчет спирального классификатора

Классификаторы выпускают двух типов: КСП - классификаторы с погруженной спиралью и КСН - классификаторы с непогруженной спиралью. В обозначении типоразмера классификатора входят: число спиралей (1 или 2); местонахождение опорного подшипника вала спирали относительно зеркала пульпы (с непогруженной или погруженной спиралью); диаметр спирали.

Определяем производительность по сливу по формуле (18):

$$Q_c = Q_{\text{баз}} \times m \times K_p \times K_c \times K_\alpha \quad (18)$$

где K_p – коэффициент крупности слива ($K_p = 1,11$);

K_c - коэффициент, учитывающий плотность руды ($K_c = 0,7$);

K_α - коэффициент разжижения и угол наклона ванны классификатора;

m - число спиралей ($m = 1$).

$$Q_c = 31,7 \times 1 \times 1,11 \times 0,7 \times 1 = 49,26 \text{ т/час.}$$

Определяем производительность по пескам по формуле (19):

$$Q_{\text{п}} = 5,45 \times m \times K_p \times K_\alpha \times D^3 \times n \quad (19)$$

где D – диаметр спирали, м;

n – частота вращения, мин⁻¹.

$$Q_{\text{п}} = 5,45 \times 2 \times 1,11 \times 0,7 \times 3^3 \times 3,6 = 274,41 \text{ т/час.}$$

Принимаем к установке спиральный классификатор типа 2КСН-30. Технические характеристики приведены в таблице 18 [23].

Таблица 18 - Технические характеристики классификатора 2 КСН-30

Параметры	Характеристика
Длина спирали, мм	3000
Длина ванны, мм	12500
Угол наклона ванны	18
Число спиралей	2
Частота вращения спиралей, мин ⁻¹	3,6
Мощность электродвигателя привода спирали, кВт	22
Габариты, мм:	
длина	15000
ширина	5600
высота	4000
Масса, т	68,9

4.4.2 Выбор и расчет гидроциклонов

Расчет гидроциклонов производим по формулам с определением производительности по питанию, номинальной крупности частиц слива, размера песковой насадки, удельной производительности гидроциклона по пескам.

Производительность гидроциклона по исходной руде, м³/ч, формула (20):

$$W = 0,93 \times 10^4 \times K_D \times d_3 \times d_c \sqrt{10 \times P_0} \quad (20)$$

где K_D – поправка на диаметр гидроциклона;

d_3 – диаметр питающего отверстия, м;

d_c – диаметр шламового отверстия, м;

P_0 – рабочее давление пульпы на входе в гидроциклон, МПа.

Номинальная крупность частиц слива гидроциклона при установленной песковой насадке:

$$d_H = 15 \sqrt{\frac{D \times d_c \times \beta}{k_D \times d_{\Pi} \times \sqrt{P_0} \times (\rho - 1)}}, \text{ мкм}; \quad (21)$$

где D , d_c , d_{Π} – диаметры гидроциклона, сливного и пескового патрубков, м;

β – массовая доля твердого в питании ГЦ, в процентах;

ρ – объемная плотность твердой фазы, т/м³;

k_D – поправочный коэффициент на ГЦ.

Удельная производительность гидроциклона по пескам, формула (22):

$$q_{\text{п}} = \frac{Q_{\text{п}}}{0,785 \times d_{\text{п}}^2}, \text{ т/ч} \times \text{см}^2; \quad (22)$$

где $Q_{\text{п}}$ – производительность по пескам, т/ч;

$d_{\text{п}}$ – диаметр песковой насадки, см.

Проверяем гидроциклон ГЦ-500.

Требуемая производительность по питанию 1931 м³/ч, крупность слива 85 % класса минус 0,071 мм. Производительность по пескам - 875 т/ч. Массовая доля твердого в питании гидроциклона порядка 40 %.

Производительность одного гидроциклона при условном давлении 0,1 МПа:

$$W = 0,93 \times 10^4 \times 1 \times 0,13 \times 0,15 \times \sqrt{2,5} = 286,74 \text{ м}^3/\text{ч}.$$

Для обеспечения производительности 1931 м³/ч по расчету потребуется $1655:286,74 = 5,77$ гидроциклона, принимаем к установке шесть гидроциклонов.

Для расчета принимаем ГЦ-500 с песковой насадкой 150 мм. Номинальная крупность частиц слива гидроциклона при насадке 150 мм:

$$d_{\text{н}} = 15 \sqrt{\frac{0,5 \times 0,15 \times 40}{1 \times 0,048 \times \sqrt{0,25} \times (3-1)}} = 67,08 \text{ мкм}.$$

Полученная крупность соответствует заданной крупности, гидроциклон ГЦ-500 при песковой насадке 150 мм обеспечит получение слива крупностью 85 % класса минус 0,074 мм.

Удельная производительность гидроциклона по пескам при песковой насадке 150 мм:

$$q_{\text{п}} = \frac{\frac{875}{6}}{0,785 \times 15^2} = 0,83 \text{ т/ч} \times \text{см}^2.$$

Эта нагрузка находится в пределах нормы (0,5:2,5 т/см²×ч).

Определяем достаточное давление на входе в гидроциклон:

$P_0 = \left(\frac{145,83}{3 \times 1 \times 1 \times 13 \times 15} \right) = 0,249 \text{ МПа}$, что находится в пределах нормы (0,03-0,25 МПа).

Для классификации слива классификатора 2- КСН-30 следует установить шесть гидроциклона ГЦ-500. Для надежной работы узла классификации предусмотреть установку резервных гидроциклонов. Всего к установке потребуется 12 гидроциклонов ГЦ-500 [23].

Технические характеристик приведены в таблице 19.

Таблица 19 – технические характеристики гидроциклона ГЦ-500

Параметры	ГЦ - 500
Диаметр гидроциклона, мм	500
Угол конусности, градус	20
Диаметр питающего отверстия, мм	130
Диаметр пескового отверстия, мм	150
Давление на входе, МПа	0,03-0,25
Габариты, мм, не более:	
Длина	900
Ширина	1000
Высота	2500
Масса, кг	450

4.5 Выбор и расчет грохотов

Грохочение - процесс разделения сыпучих материалов на классы крупности путем просеивания через одно или несколько сит или классификация материала на просеивающих поверхностях.

Зерна (куски) материала, размер которых больше размера отверстий сита, остаются при просеивании на сите, а зерна меньших размеров проваливаются через отверстия.

Барабанные грохоты применяют: для промывки легко- и среднепромывистых руд; промывки и сортировки щебня, гравия и песка; отсева на улавливания крупной руды в сливе мельниц и др [13].

Производительность барабанного грохота, т/ч, определяют по формуле (23):

$$Q = 0,72 \times \mu \times \rho_n \times \operatorname{tg}(2\alpha) \times n \times \sqrt{R^3 \times h^3}, \text{ т/ч}; \quad (23)$$

где μ – коэффициент разрыхления материала (0,6 – 0,8);

ρ_n – насыпная плотность материала (плотность пульпы, поступающей на грохочение), $\rho_n = 1087,8 \text{ т/м}^3$;

α – угол наклона барабана к горизонту, градусы ($\alpha=12$);

n – число оборотов грохота в минуту;

h – высота слоя материала в барабане, ($h = 0,05$)м;

R – радиус барабана.

Для ГБ 2000×2500

$$Q_{\text{расч}} = 0,72 \times 0,8 \times 1087,8 \times 0,445 \times 12 \times \sqrt{0,9675^3 \times 0,15^3} = 523,25 \text{ т/ч}.$$

Объем пульпы проходящий за час равен:

$$V_{\text{расч}} = Q \times 1,0878 = 569,19 \text{ м}^3/\text{ч}.$$

$$n = \frac{1263,89}{523,25} = 2,42 \approx 3.$$

К установке принимаем 4 барабанных грохота ГБ- 2000 х 2500: 3 - рабочих, 1 - запасной, для операции щепоудаления. Технические характеристики барабанного грохота приведены в таблице 20 [23].

Таблица 20 - Технические характеристики барабанного грохота ГБ-2000 2500

Параметры	ГБ-2000х2500
Диаметр барабана, мм	1935
Длина барабана, мм	2500
Размер ячейки сетки	От 6х6 до 80х80
Угол наклона оси барабана к горизонту, град	0-12
Рекомендуемая частота вращения барабана, обор/мин	8-12
Габариты, мм:	
- длина	4660
- ширина	2540
- высота	3865
Масса, кг	2900

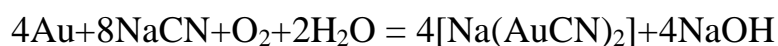
4.6 Расчет цеха предварительного цианирования и сорбционного выщелачивания

Рассмотрим и рассчитаем детально операции предварительного цианирования и сорбционного выщелачивания.

4.6.1 Расчет операции предварительного цианирования

Операция цианирования - это выщелачивание золота твердой фазы пульпы под действием растворителя (NaCN).

Цель операции: максимальный перевод золота из твердой фазы пульпы в растворимое соединение для обеспечения возможности сорбента сорбировать золото из растворов [26].



Расчет по пульпе: принимаем ж:т 1,4:1.

$q_1 = 3$ г/т - удельный твердый вес; производительность $Q_1 = 7000$ т/сут;
рабочий объем $V = 200$ м³

Производительность по жидкой фазе пульпы:

$$Q = 7000 \times 1,4 = 9800 \text{ м}^3/\text{сут.}$$

$$V = 7000 : 3 = 2333,33 \text{ м}^3/\text{сут.}$$

Производительность по пульпе:

$$7000 + 9800 = 16800 \text{ т/сут.}$$

Объем пульпы на операции рассчитывается по формуле (24):

$$V_{\text{тв.ф}} + V_{\text{ж}} = V_{\text{тв.ф}} + V_{\text{ж.ф}}; \quad (24)$$

$$7000 : 3 + 9800 = 12133,33 \text{ м}^3/\text{сут}$$

Найдем плотность пульпы:

$$\rho = \frac{Q_n}{V_{\text{тв.ф}} + V_{\text{ж}}} = \frac{16800}{12133,3} = 1,385 \text{ т/м}^3.$$

На операцию предварительного цианирования подается раствор цианистого натрия объемом:

$$V_{\text{NaCN}} = 820 \text{ л/час или } 19,68 \text{ м}^3/\text{сут.}$$

$$\text{Отсюда } V_{\text{ж.ф.п}} = 9800 + 19,68 = 9819,68 \text{ м}^3/\text{сут.}$$

Общий объем пульпы составит:

$$V_{\text{общ.п}} = V_{\text{ж.п}} + V_{\text{NaCN}} = 12133,3 + 19,68 = 12153,01 \text{ м}^3/\text{сут.}$$

$$\text{В час: } 12152,98 : 24 = 506,37 \text{ м}^3/\text{час.}$$

4.6.2 Расчет количества емкостей предварительного цианирования

Принимаем пачук цианирования с рабочим объемом $V = 200 \text{ м}^3$. Диаметр равен 6 м, высота - 10,8 м. Время предварительного цианирования - 1,6 часа. Количество оборотов одного пачука предварительного цианирования составит:

$$n = \frac{\tau_{\text{сут}}}{\tau_{\text{выщ}}} = \frac{24}{1,5} = 16 \text{ раз.}$$

Объем пульпы, проходящей через один пачук в сутки, формула (25):

$$V_{\text{п1}} = V_{\text{раб}} \times n_{\text{об.пач}}, \quad (25)$$

$$V_{\text{п1}} = 200 \times 15 = 3200 \text{ м}^3/\text{сут}$$

Отсюда количество ступеней цианирования будет равно:

$$n_{\text{пач}} = \frac{V_{\text{общ.п}}}{V_{\text{1 пач}}},$$

$$n_{\text{пач}} = 12153,01 : 3200 = 3,79 \approx 4 \text{ пачука.}$$

Принимаем две цепочки сорбционного цианирования. $n_{\text{пач}} = 4$ (по два пачука на цепочку) [32].

Заполним водно-шламовую схему в таблице 21.

Таблица 21 – Водно-шламовая схема

Номер	Наименование операции	т/сут	м ³ /сут	ж:т
1	Операция предварительного цианирования			
	Поступает:			
	пульпа	7000	2333,33	1,4:1
	вода	9800	9800	
	Цианистый раствор	19,68	19,68	
	Итого	16819,68	12153,01	
	Выходит:			
	пульпа	7000	2333,33	
	Жидкая фаза (раствор)	9819,68	9819,68	
	Итого	16819,68	12153,01	

4.6.3 Расчет металлического баланса по золоту для операции предварительного цианирования

Принимаем q_1 - содержание золота в исходной руде. $q_1 = 1,5 \text{ г/т}$.

Отсюда найдем количество золота (M_1), поступающее с исходным сгущенным продуктом, формула (26):

$$M_1 = q_1 \times Q_1, \quad (26)$$

$$M_1 = 1,5 \times 7000 = 10500 \text{ г/сут.}$$

Принимаем остаточное содержание золота в твердой фазе пульпы, равным 0,19 г/т. $Q_{1\text{ост}} = 0,19 \text{ г/т.}$

Количество золота в твердой фазе пульпы составит (27):

$$M_1^{\text{ост.тв}} = q_1^{\text{ост.тв}} \times Q_1, \quad (27)$$

$$M_1^{\text{ост.тв}} = 0,19 \times 7000 = 1330 \text{ г.}$$

Количество золота, переходящего в жидкую фазу на операции предварительного цианирования составит:

$$M_1^{\text{ж.ф}} = M_1 - M_1^{\text{ост.тв}}, \quad (28)$$

$$M_1^{\text{ж.ф}} = 10500 - 1330 = 9170 \text{ г.}$$

Содержание золота в жидкой фазе пульпы предварительного цианирования составит:

$$\alpha_{\text{нач.ж.ф}} = \frac{M_1^{\text{ж.ф}}}{V_{\text{ж.ф.п}}}, \quad (29)$$

$$\alpha_{\text{нач.ж.ф}} = \frac{9170}{9819,68} = 0,934 \text{ г/м}^3$$

Извлечение золота в раствор:

$$E_{\text{Au}} = \frac{M_1^{\text{ж.ф}}}{V_{\text{ж.ф}}}, \quad (30)$$

$$E_{\text{Au}} = \frac{9170}{10500} = 0,87 = 87\%$$

Содержание золота в растворе пульпы, извлекаемого на операции предварительного цианирования составит:

$$q_1^{\text{ж.ф}} = q_1 \times E, \quad (31)$$

$$q_1^{\text{ж.ф}} = 1,5 \times 0,87 = 1,31 \text{ г/т.}$$

Баланс по золоту для операции предварительного цианирования показан в таблице 22.

Таблица 22 - Баланс по золоту для операции предварительного цианирования

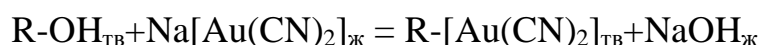
Номер	Наименование операции	г/т	м ³ /т	гр	Е
2	Предварительное цианирование				
	Поступает:				
	пульпа	1,5	16800	10500	100
	Выходит				
	пульпа				
	а) твердая фаза	0,19	7000	1330	13
б) жидкая фаза	1,31	9800	9170	87	
	Итого			10500	100

4.7 Расчет операции сорбционного выщелачивания

Сорбция - физико-химический процесс поглощения твердыми сорбентами ценных компонентов из растворов или пульпы при выщелачивании руд и концентратов [26].

Совмещенное цианирование - совмещенный процесс одновременного выщелачивания и сорбции золота.

Реакция сорбции золота из раствора на сорбент:



По данным практики принимаем время контакта сорбента с пульпой 120 часов.

Ряд селективности - взаимная последовательность осаждения или вытеснения одних ионов другими.

В результате в процессе сорбции идет интенсивный ионный обмен - на сорбенте преимущественно накапливается золото и другие элементы, в зависимости от величины сродства к радикалу смолы.

Процесс сорбционного цианирования является продолжением процесса предварительного цианирования.

4.7.1 Расчет потока сорбента по аппаратам сорбционного цианирования

Принимаем: $A_{\text{нас}} = 2,7$ г/кг; $A_{\text{рег}} = 0,05$ г/кг - остаточная емкость по золоту от регенерирующего сорбента; $I = 0,01$ кг/т - потери сорбента с хвостами в результате разрушения сорбента; $\alpha_{\text{конеч.ж.ф}} = 0,05$

Поток смолы находим из уравнения материального баланса по металлу, формула (32):

$$P = \frac{W \times (\alpha_{\text{нач.ж.ф}} - \alpha_{\text{кон.ж.ф}}) - Q \times I \times A_{\text{потерь}}}{A_{\text{нас}} - A_{\text{рег}}}, \quad (32)$$

где P – поток сорбента по аппаратам, кг/ч.

W – производительность установки по раствору.

$\alpha_{\text{нач.}}$ – исходная суммарная концентрация золота в результате предварительного выщелачивания, г/м³.

$\alpha_{\text{кон.}}$ – конечная концентрация золота в растворе хвостовой пульпы, г/м³.

Q – производительность по сухой руде, т/час.

$A_{\text{потерь}}$ – содержание золота на сорбенте, теряемом с хвостов, г/кг.

$A_{\text{нас}}$ – емкость по золоту насыщенного сорбента, г/кг.

$A_{\text{рег}}$ – остаточная емкость по золоту от регенерируемого сорбента, г/кг.

Часовая производительность установки по раствору составит:

$$W = V_{\text{ж.ф.п}} : 24 = 9819,68 : 24 = 409,15 \text{ м}^3/\text{час}$$

Содержание золота на сорбенте, теряемое с хвостами сорбции по данным практики 0,1 % от общего количества.

$$A_{\text{потерь}} = 0,1 + A_{\text{нас}} \times (0,1 \times 2), \quad (33)$$

$$A_{\text{потерь}} = 0,1 + 2,7 \times (0,1 \times 2) = 0,64$$

Находим поток сорбента:

$$P = \frac{409,15 \times (0,93 - 0,05) - 291,66 \times 0,01 \times 0,64}{2,7 - 0,05} = 135,16$$

Принимаем коэффициент набухания сорбента 2,8 л/кг.

Тогда часовой объем сорбента равен:

$$V_{\text{час}} = P \times K_{\text{наб}}, \quad (34)$$

$$V_{\text{час}} = 135,16 \times 2,8 = 378,45 \text{ л/час.}$$

Суточная производительность передела по смоле:

$$Q_{\text{смолы}} = P \times 24, \quad (35)$$

$$Q_{\text{смолы}} = 135,16 \times 24 = 3243,84 \text{ л/сут.}$$

$$\text{Реген.смол} = 3,24 \times 2,8 = 9,07.$$

4.7.2 Расчет единовременной загрузки в процесс

Единовременная загрузка сорбента в процесс - 1,5-3 %. Менее 1,5 % - не обеспечивает оптимальной скорости ионного обмена. Более 3 % - повышенный износ и расход сорбента.

Принимаем единовременную загрузку сорбента $V_{см} = 1,5$ % от объема пульпы.

Находим количество сорбента в нашем случае при $V_n = 12153,01$ м³/сут.

$$V_{смQ} = \frac{V_{см} \times V_n}{100}, \quad (36)$$

$$V_{смQ} = \frac{1,5 \times 12153,01}{100} = 182,3 \text{ м}^3 = 18230 \text{ л.}$$

Принимаем две нити сорбции. Единовременная загрузка в каждую нитку:

$$V' = \frac{18230}{2} = 9115 \text{ л}$$

Время продолжительности сорбции составит:

$$T_{сорбции} = \frac{V'}{R_{см}}, \quad (37)$$

$$T_{сорбции} = \frac{9115}{378,45} = 24,1 \text{ ч} = 24 \text{ часа } 6 \text{ минут.}$$

4.7.3 Расчет числа ступеней сорбции

Выбираем пачук сорбционного цианирования $V_{раб} = 200$ м³/час, $d = 6$ м, $h = 10,8$ м, $K = 0,9$ (коэффициент заполнения).

Число пачуков:

$$n = \frac{(V' + V_{см}) \times T_{сорб}}{V_{пач} \times 24} \times K, \quad (38)$$

$$n = \frac{(9115 + 182,3) \times 24,1}{200 \times 24} \times 0,9 = 42$$

Так как две цепочки, принимаем 42 пачука, по 21 на каждую цепочку.

Итого: каждая цепочка включает два пачука предварительного цианирования, по 21 пачуку сорбции и по 1 аварийному пачуку на каждую линию.

Общее количество в цехе сорбционного цианирования составит 44 пачука.

Составим водно-шламовую схему для сорбционного выщелачивания в таблице 23.

Таблица 23 - Водно-шламовая схема сорбционного выщелачивания

Номер	Наименование операции	т/сут	м ³ /сут	ж:т
1	2	3	4	5
3	Операция сорбционного выщелачивания			1,4:1
	Поступает:			
	а) пульпа			
	- твердая руда	7000	2333,33	
	- раствор	9819,68	9819,68	
	б) регенерируемая смола	3,24	9,07	
	Итого:	16822,92	12162,08	
	Выходит:			
	Пульпа	7000	2333,33	
	Раствор	9819,68	9819,68	
	Потеря смолы	0,04	1,12	
	Насыщенный сорбент	3,2	7,95	
	Итого	16822,92	12162,08	

4.7.4 Расчет металлического баланса по золоту для сорбционного выщелачивания

В отделение сорбции поступает золота в растворах ($T_{1ж.ф} = 9170$ г). Количество золота (m_7), поступающее с регенерированной смолой, определим по формуле (39):

$$m_7 = Q_{см} \times A_{реген}, \quad (39)$$

$$m_7 = 3243,84 \times 0,05 = 162,19 \text{ г.}$$

Так как объем сорбента, поступившего в отделение регенерации равен объему сорбента, выходящего из отделения регенерации в отделение сорбции, то $Q_{см3}$ – насыщенная смола, поступившая в отделение регенерации, $Q_{см7}$ – регенерированная смола, проступившая в отделение сорбции.

$Q_{см}$ – суточный поток смолы.

$$Q_3 = Q_7 = Q_{сут}, \quad (40)$$

$$Q_{сут} = 3243,84 \text{ кг/сут.}$$

Отсюда, количество золота в насыщенном сорбенте, поступающего в отделение регенерации составит:

$$m_3 = Q_3 \times A_{\text{нас}3}, \quad (41)$$

$$m_3 = 3243,84 \times 2,7 = 8758,37 \text{ г.}$$

Количество золота, теряемого с отвальной пульпой:

$$m_4 = m_{4\text{ТВ.}\phi} + m_{4\text{Ж.}\phi} + m_{4\text{СМ}}, \quad (42)$$

где $m_{4\text{Ж.}\phi}$ – количество золота, теряемого с жидкой фазой пульпы;

$m_{4\text{ТВ.}\phi}$ – количество золота, теряемого с твердой фазой пульпы;

Количество золота, теряемого с твердой фазой пульпы:

$$m_{4\text{ТВ.}\phi} = Q_1 \times q_1^{\text{ТВ.}\phi}, \quad (43)$$

$$m_{4\text{ТВ.}\phi} = 7000 \times 0,19 = 1330 \text{ г.}$$

Количество золота, теряемого с жидкой фазы пульпы:

$$m_{4\text{Ж.}\phi} = W_1 \times \alpha_{\text{конеч}}, \quad (44)$$

$$m_{4\text{Ж.}\phi} = 9819,68 \times 0,05 = 490,98 \text{ г}$$

Количество золота, теряемого с механическим разрушением сорбента:

$$m_{4\text{СМ}} = I_7 \times Q_1 \times A_{\text{потерь}}, \quad (45)$$

$$m_{4\text{СМ}} = 0,02 \times 7000 \times 0,64 = 89,6 \text{ г}$$

$$m_4 = 1330 + 490,98 + 89,6 = 1910,58 \text{ г}$$

Уравнение баланса по золоту:

$$m_1 + m_7 = m_3 + m_4 = m_3 + m_{4\text{ТВ.}\phi} + m_{4\text{Ж.}\phi} + m_{4\text{СМ}}, \quad (46)$$

$$Q_1 \times \alpha_1 + Q_{\text{СМ}} \times A_{\text{рег}} = Q_{3\text{СМ}} \times A_{\text{нас}} + Q_1 \times q_4^{\text{ТВ.}\phi} + W_1 \times \alpha_{\text{конеч}} + I_7 \times Q_1 \times A_{\text{потерь}}, \quad (47)$$

$$10500 + 162,19 = 8758,37 + 1910,58$$

$$10662,19 = 10668,95$$

Невязка составляет 7 грамм (0,07%).

Составим схему баланса по золоту для операции сорбционного выщелачивания в таблице 24 .

Таблица 24 – Схема баланса по золоту для операции сорбционного выщелачивания

Номер	Наименование операции	г/т	м ³ /т	Граммы	Извлечение (Е, в процентах)
4	Сорбционное цианирование				
	Поступает:				
	Пульпа твердой фазы	0,19	7000	1330	13
	Пульпа жидкой фазы	0,934	9819,68	9170	87
	Регенерированная смола	0,05	3243,84	162,19	1,5
	Итого			10662,19	101,5
	Выходит				
	Насыщенная смола	2,7	3243,84	8758,368	83,412
	Отвальная пульпа				
	А) твердая фаза	0,19	7000	1330	12,66
	Б) жидкая фаза	0,05	9819,68	490,98	4,6
	В) механического разрушение сорбента	0,64	140	89,6	0,85
	Итого			10668,95	101,5

4.8 Расчет регенерации

Назначение регенерации сорбента - восстановление сорбционных свойств. Процесс регенерации весьма длителен и занимает несколько сотен часов.

Отмывка от илов и щепы. Насыщенный сорбент после вывода с отделения сорбции содержит тонкую шламистую примаску - ил.

Таблица 25 – Соотношение Ж : Т в операции регенерации [12]

Операции	Отношение $V_{p-ра}$ к $V_{смолы}$
1	2
1 Отмывка от илов	5:1
2 Вытеснение воды (десорбция примесей)	2:1
3 Промывка водой	2:1
4 Десорбция золота	4:1
5 Отмывка смолы	4:1

Отмывку смолы ведут 15 - 20 часов при расходе от 5 до 7,5 частей или объема свежей воды на 1 объем смолы.

Промывочные воды после операции отправляют обратно в процесс, количество отмывки контролируют визуально по взвесям, выходящим из колонны в промывочной воде.

Десорбция примесей проводится с целью очистки сорбента от комплексных цианистых ионов цинка. Продолжительность 30-36 часов, расход 2-6 объемов на 1 объем смолы. Содержание кислоты в элюате не более 0,5 %.

Промывка водой, для отмывки смолы от кислого раствора. Продолжительность 25-30 часов при расходе воды от 2 до 4 частей.

Десорбция золота - основная операция в технологической схеме регенерации сорбента - извлечение золота из фазы смолы и получение товарного регенерата. Продолжительность 60 - 90 часов [12].

Отмывка смолы от реагентов водой, для дальнейшего возвращения сорбента в процесс.

Составим водно-шламовую схему для операций регенерации в таблице 26.

Таблица 26 - Водно-шламовая схема регенерации

Номер	Наименование операции	т/сут	м ³ /сут	ж:т
1	2	3	4	5
1	Регенерируемые смолы:			5:1
	Отмывка от илов			
	Поступает:			
	Смола	3,24	9,07	
	Вода	45,35	45,35	
	Итого:	48,59	54,42	
	Выходит:			
	Смола	3,24	9,07	
	Раствор на сброс	45,35	45,35	
	Итого	48,59	48,59	
2	Десорбция примесей			2:1
	Поступает:			
	Смола	3,24	9,07	
	Вода	18,14	18,14	
	Итого:	21,38	27,21	
	Выходит:			
	Смола	3,24	9,07	
	Раствор на сброс	18,14	18,14	
Итого:	21,38	27,21		
3	Промывка водой			2:1
	Поступает:			
	Смола	3,24	9,07	

Номер	Наименование операции	т/сут	м3/сут	ж:т
1	2	3	4	5
3	Раствор	18,14	18,14	2:1
	Итого:	21,38	27,21	
4	Десорбция золота			4:1
	Поступает:			
	Смола	3,24	9,07	
	Раствор десорбции	36,28	36,28	
	Итого:	39,52	45,35	
	Выходит:			
	Смола	3,24	9,07	
	Товар элюат на электролиз Au	36,28	36,28	
	Итого:	39,52	45,35	
5	Отмывка смолы от реагентов			2:1
	Поступает:			
	Смола	3,24	9,07	
	Вода	18,14	18,14	
	Итого:	21,38	27,21	
	Выходит:			
	Смола	3,24	9,07	
	Раствор на доукрепление	18,14	18,14	
	Итого	21,38	27,21	

Составим уравнения баланса по золоту для операции регенерации. Для расчета используем укрупненную схему с объединением всех элюирующих и промывочных растворов - для расчетов используем данные величины.

$$\varepsilon_{\text{Au}} = 87\% = 0,87$$

$$\varepsilon_{\text{с сорб}} = 95\% = 0,95$$

$$W_4 = 91000 \text{ л/сут}$$

$$W_5 = 260000 \text{ л/сут}$$

Составим уравнение баланса по золоту для отделения регенерации (48):

$$m_6 + m_2 = m_4 + m_5 + m_7, \quad (48)$$

где m_6 – количество золота в отработанном электролите;

m_2 – в насыщенном сорбенте;

m_4 – в золотосодержащем элюате;

m_5 – в промывочном и элюирующих растворах;

m_7 – поступившее с регенерированной смолой.

Количество золота в отработанном электролите:

$$m_6 = \alpha_6 \times W_6, \quad (49)$$

где α_6 – золото в маточнике электролита ($\alpha_6 = 12$ мг/л);

W_6 – суточный объем отработанного электролита, $W_4 = W_6$.

Отсюда $W_4 = W_6 = 91000$ л/сут

$$m_6 = 0,012 \times 91000 = 1092 \text{ г}$$

Количество золота в золотосодержащем элюате m_4 выведем из формулы (50):

$$m_4 = (m_3 + m_6) \times \varepsilon_{\text{с сорб.}}, \quad (50)$$

$$m_4 = (8758,37 + 1092) \times 0,95 = 9357,85$$

Количество золота в объединенных промывочных и элюирующих растворах:

$$m_5 = m_6 + m_2 - m_4 - m_7, \quad (51)$$

$$m_5 = 1092 + 8758,37 - 9357,85 - 162,19 = 330,33 \text{ г}$$

Концентрация золота объединенных промывочного и элюирующего растворов:

$$\alpha_5 = \frac{m_5}{W_5}, \quad (52)$$

$$\alpha_5 = \frac{330,33}{260000} = 0,00127 \text{ г/л}$$

Составим таблицу 27 материального баланса по золоту.

Таблица 27 - Материальный баланс по Au

Номер	Наименование операции	г/г	т/м ³	г	ε , %
1	2	3	4	5	6
3	Отделение регенерации				
	Поступает:				
m_2	Насыщенная смола	2,7	3243,84	8758,37	83,4
m_6	Отработанный электролит	0,012	91000	1092	10,4
	Итого:			9850,37	93,8
	Выходит:				
m_4	Золотосодержащий элюат	0,103	91000	9357,85	89,1
m_5	Объединенный промывочный и элюирующий	0,00127	260000	330,33	3,1
m_7	Регенерируемая смола	0,05	3243,84	162,19	1,5
	Итого:			9850,37	93,7

4.9 Выбор и расчет сгустителя

В зависимости от конструкции и расположения привода изготавливают сгустителя с центральным и периферическим приводом. Одноярусные сгустители с центральным приводом выпускают двух типов: обычные - для химически нейтральных пульп и растворов и кислотостойкие - для химически активных пульп и растворов. В условное обозначение входит слово «сгуститель», сокращенное наименование конструкции привода (Ц - центральный, П - периферический), диаметр чана в метрах, наименование ТУ или ГОСТа [26].

Для выбранной удельной производительности производят расчеты по формулам (53) и (54):

$$S = \frac{Q}{q}, \quad (53)$$

$$n = \frac{S}{S_c}, \quad (54)$$

где S – площадь сгущения, м²

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

q – удельная производительность сгустителя, т/м³ сут.;

n – количество сгустителей;

S_c – номинальная площадь осаждения, м²;

Сгуститель для 1 ветки измельчения:

По производительности фабрики выбираем сгуститель по таблице [23].

Для сгустителя Ц-50:

$$S = \frac{6999,3}{5} = 1399,86$$

$$n = \frac{6999,3}{1950} = 1,81 \approx 2$$

Принимаем к установке два сгустителя типа Ц-50, техническая характеристика которого представлена в таблице 28 [23].

Таблица 28 - Техническая характеристика сгустителя

Техническая характеристика	Ц-50
Диаметр чана, мм	50
Глубина чана в центре, м	6,5
Номинальная площадь осаждения, м ²	1950
Потребляемая мощность привода гребков, кВт	13
Габариты, м, не более:	
Длина	52
Высота	13,5

4.10 Выбор и расчет электролизеров

Рассчитаем баланс по золоту для операции электролиза:

$$m_4 = m_8 + m_6, \quad (55)$$

где m_4 – количество Au в золотосодержащем элюате;

m_8 – количество золота товарного регенерата;

m_6 – количество золота в отработанном электролите.

$$m_8 = m_4 - m_6, \quad (56)$$

$$m_8 = 9357,85 - 1092 = 8265,85 \text{ г}$$

Прямое частное золото в отделении электролиза составит:

$$\frac{m_8}{m_1} = \frac{8265,85}{10500} = 0,7872 = 78,72\%$$

где m_1 – количество золота, поступившего со сгущенным продуктом.

Материальный баланс по золоту операции электролиза представлен в таблице 29.

Таблица 29 - Материальный баланс по золоту операции электролиза

Номер	Наименование операции	г/м ³	г/т	г	ε, %
1	2	3	4	5	6
4	Электролиз				
	Поступает:				
m_4	Au-содержащий элюат	0,103	91000	9357,85	89,1
	Итого:			9357,85	89,1
	Выходит:				
m_8	Товарное золото	0,091	91000	8265,85	78,72
m_9	Отработанный электролит	0,00127	91000	1092	10,38
	Итого:			9357,85	89,1

Расчет поверхности катода основан на расчете числа проволок и площа-

ди одной проволоки, расположенной по высоте и ширине катода.

Принимаем:

$L = 3000$ мм - ширина;

$H = 900$ мм - высота.

Площадь осаждения на одной проволоке, расположенной вертикально будет равна:

$$S_1 = \pi D H, \quad (57)$$

где $D = 0,32$ – диаметр.

$$S_1 = 3,14 \times 0,32 \times 900 = 904,32 \text{ мм}^2$$

Расстояние между проволоками: $C_1 = 0,63$ мм

Число проволок по ширине сетчатого катода составит:

$$n_1 = \frac{3000}{C_1 + D} = \frac{3000}{0,63 + 0,32} = 3157 \text{ шт.}$$

Общая площадь проволок, расположенных вертикально:

$$S'_{\text{общ}} = S_1 \times n_1, \quad (58)$$

$$S'_{\text{общ}} = 904,32 \times 3157 = 2,85 \text{ м}^2$$

Площадь осаждения на одной проволоке, расположенной горизонтально:

$$S_2 = \pi D L, \quad (59)$$

$$S_2 = 3,14 \times 0,32 \times 3000 = 3014,4 \text{ мм}^2$$

Расстояние между проволоками: $C_2 = 0,63$ мм

$$n_2 = \frac{700}{C_2 + D} = \frac{700}{0,63 + 0,32} = 736 \text{ шт.}$$

Общая площадь проволок, расположенных горизонтально:

$$S''_{\text{общ}} = S_2 \times n_2, \quad (60)$$

$$S''_{\text{общ}} = 3014,4 \times 736 = 2,22 \text{ м}^2$$

Общая площадь одного катода:

$$S_{\text{общ}} = S' + S'' = 2,85 + 2,22 = 5,07 \text{ м}^2, \quad (61)$$

$$S_{\text{кат}} = S_{\text{общ}} \times 1,5 = 5,07 \times 1,5 = 7,61 \text{ м}^2, \quad (62)$$

Расчет общей катодной поверхности:

$$S_{\text{о кат}} = \frac{I}{i}, \quad (63)$$

$$S_{\text{о кат}} = \frac{1000}{8} = 125 \text{ м}^2$$

Расчет числа катодов:

$$N = \frac{125}{9,49} = 13,17 \approx 14 \text{ шт.}$$

Количество анодов на электролизе всегда на 1 больше, чем катодов.

$$S_{\text{кат общ}} = S_{\text{кат}} \times N, \quad (64)$$

$$S_{\text{кат общ}} = 9,49 \times 14 = 132,86 \text{ м}^2$$

Проведем расчет общего тока на электролизере:

$$\frac{I}{i_{\text{к}}} \times S_{\text{кат}} = N, \quad (65)$$

$$I = N \times i_{\text{к}} \times S_{\text{кат}}, \quad (66)$$

$$I = 14 \times 8 \times 9,49 = 1062,88 \text{ А} \approx 1065 \text{ А}$$

Расчет габаритов электролиза.

Найдем длину электролизера:

$$A = a_1 + \delta_{\text{ан}} \times N_{\text{ан}} + a_2 + \delta_{\text{кат}} \times N_{\text{кат}}, \quad (67)$$

$$a_1 = 115 \text{ мм};$$

$$a_2 = 85 \text{ мм};$$

$$\delta_{\text{ан}} = 74 \text{ мм};$$

$$\delta_{\text{кат}} = 80 \text{ мм.}$$

$$A = 115 + 74 \times 15 + 85 + 80 \times 14 = 2430 \text{ мм} = 2,5 \text{ м.}$$

Найдем ширину электролизера:

$$A = d + 2\beta_1,$$

$$\beta_1 = 85 \text{ мм};$$

$$d = 930 \text{ мм};$$

$$B = 930 + 2 \times 85 = 1100 \text{ мм} = 1,1 \text{ м.}$$

Исходя из полученных данных, к установке принимаем электролизер с нестандартной конструкции с основными характеристиками, приведенными в таблице 30.

Таблица 30 – Основные характеристики электролизера.

Основные характеристики	
Размер ванны, мм	
длина	2800
высота	1100
ширина	1100
Число катодов	14
Площадь осаждения, м ²	125
Материал ванны	титан
Сила тока, А	1000

Расчет производительности электролизера.

$$\Pi_{\text{год}}^{1\text{эл}} = q_{\text{Au}} \times I \times T_{\text{раб в год}} \times \beta_{\text{ток}}, \quad (68)$$

где q_{Au} – электрохимический эквивалент золота $q_{\text{Au}} = 7,357\text{г/А} \times \text{час}$;

$T_{\text{раб в год}}$ – время работы электролизера за год.

$$T_{\text{год}} = T_{\text{год.эфф}} - T_{\text{год.простои}}, \quad (69)$$

$$T_{\text{год.эфф}} = 365 \times 24 = 8760 \text{ часов}$$

$$T_{\text{год.простои}} = T_{\text{кап.рем}} + T_{\text{рем}} + T_{\text{вынуж.простои}}, \quad (70)$$

Время простоя одного электролизера 50 % - 57 % от эффективного времени работы.

$$T_{\text{год.простои}} = 4380 \text{ часов}$$

$$T_{\text{год.раб}} = 8760 - 4380 = 4380 \text{ ч.}$$

$$\Pi_{\text{год}}^{1\text{эл}} = 7,357 \times 1065 \times 4380 \times 0,1 = 3431819,79 = 3,43 \text{ тонн.}$$

Число электролизеров:

$$N_{\text{эл}} = \frac{\Pi_{\text{исх}}^{\text{год}}}{\Pi_{\text{год}}^{1\text{эл}}}, \quad (71)$$

где $\Pi_{\text{исх}}^{\text{год}}$ – годовая производительность участка

$$N_{\text{эл}} = \frac{3,02}{3,43} = 0,88 \approx 1,$$

Принимаем один электролизер.

4.10.1 Пирометаллургическая переработка катодных осадков

Исходным сырьем для получения готовой продукции - сплава Доре - являются катодные осадки.

Поскольку попутно с золотом извлекается серебро, катодные осадки содержат, в процентах: сумма Au и Ag - не менее 70; сумма Fe, Cu, Zn - не более 25; сумма CaO, SiO₂, Al₂O₃ - не более 2,0; C - не более 0,1.

Катодные осадки выгружают из электролизеров в виде пульпы и обезвоживают на вакуумном нутч-филт্রে до остаточной влажности 20:25 %.

Технология переработки катодных осадков включает проведение операции сушки и прокалики исходного материала и последующей плавки с добавками флюсов [33].

Основные технологические параметры переработки катодных осадков приведены в таблице 30.

Таблица 31 - Основные технологические показатели пирометаллургической переработки катодных осадков

Наименование показателей	Значения показателей
1	2
Пирометаллургическая переработка катодных осадков	
Режим работы	Периодический
Масса партии катодных осадков по сухому весу, кг/сут	5,0:6,0
Влажность катодного осадка, в процентах	20:25
Массовая доля благородных металлов в осадке в пересчете на сухой вес, в процентах, не менее	70
Насыпная плотность сырого осадка, кг/дм ³	2:3
Прокалка осадка	
Тип печи	Печь сопротивления четырехкамерная
Температура прокалики, °С	500:600
Продолжительность прокалики, ч	2:3
Толщина слоя в противнях, мм	40:50
Масса загружаемого материала в противень, кг	15:30
Плавка осадка	
Тип печи	Индукционная
Объем тигля, л	3,7
Способ плавки	Накопительная
Максимальная масса порции загружаемого осадка, кг	2:3

Продолжение таблицы 31

Наименование показателей	Значения показателей
1	2
Общая масса загружаемого осадка в одну плавку, кг	До 30
Расход флюсов на 10 кг осадка, кг	0,8-1
Массовое отношение в шихте флюсов - оксид кальция: кварцевый песок: бура	1:1,6:9,7
Температура плавки и отстоя расплава, °С	1200:1250
Продолжительность плавки, ч.	1,5:2,0
Опробование сплава золота лигатурного	
Масса одного слитка сплава, кг	до 10
Диаметр сверла, мм	4:4,5
Общая масса пробы стружки со слитка, г	3:4
Количество точек пробоотбора со слитка	4
Массовая доля золота и серебра в сплаве, в процентах, не менее	90
Массовая доля благородных металлов в условно- отвальном шлаке после его перереплавки в тигельном бое, в процентах	0,04-0,05

5 ВЫБОР И РАСЧЕТ ВСПОМОГАТЕЛЬНОГО ОБОРУДОВАНИЯ

5.1 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 приниматься, основываясь на должном обеспечении условий для равномерного питания отделения измельчения и автоматизации процессов, 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. Бункер должен иметь необходимый запас руды при конструктивно - приемлемых размерах поперечного его сечения [1]. Общий запас дроблённой руды на фабрике в бункерах и складах должен иметь:

- при недельной подаче руды на обогатительную фабрику – не менее полуторасуточной её производительности;
- при пятидневной неделе 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 физикомеханические свойства, требуемый запас руды, соотношение фронтов складирования и измельчения. Перед бункером устанавливается световой сигнал, по мере выработки бункера, производим его догрузку. Достоинства компактные размеры бункера и уменьшение затрат на строительство и эксплуатацию. Определяем производительность бункера по формуле (71):

$$Q = Q_1 \times 1,5, \tag{72}$$

где Q – производительность обогатительной фабрики, т/час.

$$Q = 291,667 \times 1,5 = 437,5 \text{ т/час.}$$

Расчет объема бункера по формуле:

$$V = \frac{Q}{\delta}, \quad (73)$$

где δ – насыпной вес руды, 2,7 кг/м³

$$V = \frac{437,5}{2,7} = 162,04 \text{ м}^3.$$

Расчет высоты бункера по формуле:

$$H = \frac{V}{B \times L}, \quad (74)$$

где B – ширина бункера, (6 м);

L – длина бункера, (15 м)

H – высота бункера, м;

$$H = \frac{162,04}{6 \times 15} = 1,8 \text{ м.}$$

5.2 Выбор насосов

При проектировании обогатительных фабрик часто принимаются к установке центробежные насосы.

Для перекачки измельченного продукта в стадию гидроциклонирования, сгущения и перекачки пульпы в пачуки цианирования принимаем песковые насосы со следующими характеристиками, представленными в таблице 32.

Таблица 32 – Техническая характеристика пескового насоса ПБ 315/40.

Типоразмер насоса	Подача, м ³ /ч	Напор, м	Высота всасывания, м	КПД, %	Рабочая область подачи, м ³ /ч	Допустимая плотность пульпы	Мощность электродвигателя, кВт	Масса агрегата, кг
ПБ 315/40	315	40	2	65	200-420	1,5	110	184

6 ВСПОМОГАТЕЛЬНЫЕ СЛУЖБЫ

6.1 Водоснабжение

Снабжение свежей водой ОПК-1 «Албын» будет налажено за счет подземного скважинного водозабора, расположенного в долине р. Харга.

По специально утвержденной программе геологоразведочная компания «Регис» производит гидрогеологические изыскания по поиску источника хозяйственно-питьевого водоснабжения на площадке «Албын».

Предположение о наличии достаточных запасов подземных вод требуемого качества позволяют делать сведения о высокой водообильности горного массива в зоне русловой части р.Харга позволяет.

Ориентировочно, среднесуточный расход хозяйственно-питьевой воды при планируемой численности ОПК-1 «Албын» 145 человек составит не более 5,8-7,3 м³ /сут. Не более 2664,5 м³/год составит общий расход воды на хозяйственные нужды.

согласно требованиям технологического процесса и вспомогательных служб рассчитаны расходы производственной воды.

Максимальный расход воды на наружное и внутреннее пожаротушение составляет 22 л/сек; продолжительность пожаротушения - 4 часа.

Неприкосновенный запас воды (236,5 м³) и суточный запас воды на производственные и хозяйственные нужды (25 м³/сут) хранится в шести металлических наземных резервуарах емкостью 50 м³ каждый. Располагаются резервуары на главной промплощадке ОПК-1 «Албын». Тепловая изоляция резервуаров выполняется из минеральной ваты и прошивными матами «125» (толщиной 60 мм), скрытыми сверху кожухом из оцинкованной стали.

С помощью погружных электронасосов типа ГНОМ по системе трубопроводов (D = 50 мм) осуществляется подача воды к потребителям.

Через полугайки, путем присоединения пожарных рукавов со стволом к резервуарам осуществляется пожаротушение с помощью этих же насосов.

Потребный напор принимается - 30 м, с учетом его совмещения с проти-

вопожарным трубопроводом на вводе хозпитьевого водопровода. Пуск насосов производится от кнопок, расположенных в местах потребления воды и размещенных у резервуаров.

Предусматривается теплоизоляция из минералватовых плит для предотвращения замерзания водоводов.

6.2 Электроснабжение

В разделе рассмотрены электроснабжение, силовое электрооборудование и электроосвещение сооружений предприятия (карьер, вахтовый поселок, РММ, ремонтные площадки и т.д.).

Через подстанцию 35кВ/6кВ по внутрирайонным воздушным линиям электропередач поселок получает электроэнергию Зейской ГЭС.

По ВЛЗ - 6кВот КРУ-6 ПС 110\35\6кВ "Албын" осуществляется питание электроэнергией потребителей карьера.

Основными потребителями электроэнергии являются электропотребители: вахтовый поселок, РММ, освещение карьеров и отвалов, насосная станция водопонижения.

Источником тепла являются электронагреватели 3-6 Квт. Тепловой носитель вахтового поселка - вода. Оборудование для обогрева производственных помещений - печки «Буллерман».

Для предприятия будут приняты следующие основные системы напряжения:

- трехфазная 380/220 В с заземленной нейтралью - для питания силового электрооборудования, рабочего и аварийного освещения поверхностных объектов, наружного освещения;

- трехфазная 380 В с изолированной нейтралью - для питания силового карьерного электрооборудования;

По воздушным и кабельным линиям будет осуществляться распределение электроэнергии от ДЭС.

На конструкциях по эстакадам и стенам зданий, а так же в траншеях будут выполнены наружные кабельные линии.

Для внецеховых сетей будут установлены следующие марки кабелей: АВВГ-0,66, АПВВГ-0,66, ААШвУ-1,0, и АпвБбШв, а также провод марки АС.

По радиальным схемам (распределительные пункты - пусковые аппараты - электроприемники), будет осуществляется питание внутрицеховых силовых потребителей 380/220 В. Шкафы и панели типа ПР8503 будут использоваться в качестве распределительных пунктов, блоки Б5000, и ящики Я5000 - для защиты и управления.

Линии наружного освещения будут выполнены на стационарных деревянных опорах. При выполнении электрического освещения рабочих мест применяется количество светильников, достаточное для создания нормальной освещенности рабочих мест, исключающей возможность случайных травм.

Питающие и контрольные кабели в цехах и других производственных помещениях прокладываются открыто на лотках и кабельных конструкциях по стенам, колоннам, потолкам; проводки в полах, а также в местах возможных повреждений защищаются стальными и ПВХ-трубами [11].

В целях обеспечения безопасности эксплуатации электроустановок предусматриваются устройство защитных заземлений, автоматическое отключение сети низкого напряжения в карьере при появлении токов, установка только серийного электрооборудования, системы громоотвода.

6.3 Связь и сигнализация

Для нормального функционирования, все производственные процессы, для которых требуется оперативное регулирование, будут обеспечиваться средствами автоматизации и сигнализации.

Запроектированы следующие виды связи и сигнализации для обеспечения жизнедеятельности предприятия:

- производственная радиотелефонная связь между объектами предприятия;
- радиосвязь между удаленными объектами предприятия;

Оборудование связи и сигнализации предполагается установить в административном блоке вахтового поселка.

6.4 Связь

По радиотелефону с Маломырским рудником осуществляется внешняя связь промплощадки ОПК-1 «Албын».

Между площадками предприятия будет осуществляться мост связи на базе оборудования радиосвязи многоканальной радиостанции «Моторола Радиус GP300». С учетом работы ретранслятора, расположенного в административном блоке вахтового поселка, обеспечивает радиус действия связи: для мобильных (автомобильных) радиостанций - до 50 км, для носимых радиостанций - до 20 км.

6.5 Объекты вспомогательного и обслуживающего назначения. Объекты ремонтного и гаражного хозяйства

Работоспособное состояние технологического оборудования обеспечивается проведением технического обслуживания, ремонта и соблюдением правил технической эксплуатации техники.

Система планово-предупредительного технического обслуживания оборудования является основным принципом организации ремонтных работ, выполняемая в соответствии с «Положением о планово-предупредительных ремонтах оборудования и транспортных средств».

На участке предприятия силами собственной ремонтной службы производится техническое обслуживание, а так же все виды текущих ремонтов технологического оборудования.

Для капитального ремонта крупного и сложного стационарного оборудования намечается привлечение специализированных бригад, в т.ч. квалифицированных специалистов ремонтной службы Маломырского рудника.

Техническое обслуживание, текущий и срочный ремонт горного, обогатительного и транспортного оборудования, отдельных узлов и агрегатов, изготовление несложных запчастей и пр., производится в РММ предприятия совмещенных с гаражом вспомогательного транспорта.

Отстой автомобилей и дорожной техники предусматривается в зоне обслуживания и на постах, частично - на открытой площадке.

Все вышеперечисленные объекты объединены в единый блок:

- зона ТО и ТР с постом сварки;
- ремонтно-механические мастерские;
- зона стоянки автомобилей;
- материально-технический склад;
- подсобные помещения;
- помещения для обслуживания электрооборудования, аккумуляторных батарей, топливной аппаратуры, кладовая масел.

Каркас здания металлический, ограждающие конструкции из трехслойных металлических панелей с эффективным утеплителем поставки завода «Стройконтейнер», г. Хабаровск.

6.6 Складское хозяйство

Из пос. Февральск с прирельсовой базы будет осуществляться материально-техническое снабжение предприятия, а также с технических складов рудника.

На промплощадке рудника размещается материально-технический склад, состоящий из следующих сооружений:

- отапливаемый склад запасных частей и ремонтных материалов (располагается в здании РММ);
- открытая площадка для хранения тяжеловесных грузов;
- склад противопожарных материалов;

В отапливаемом складе запасных частей будут храниться резинотехнические изделия, приборы КИПиА и прочие материалы, требующие положительной температуры. Склад оборудуется стеллажами, поддонами.

Также на открытой площадке планируется хранить крупногабаритное оборудование.

На отдельной открытой площадке под навесом будет размещаться склад противопожарных материалов.

Бензин и дизельное топливо будут храниться в расходном складе ГСМ емкостью 250 м³ (пять горизонтальных резервуаров с емкостью по 50 м³ каж-

дый для хранения дизельного топлива). Кроме того, в составе склада ГСМ предусмотрен 1 резервуар емкостью 20 м³ - для хранения бензина; сливная площадка; площадка тарного хранения нефтепродуктов.

Площадка хранения ГСМ располагается на поверхности, оборудованной экранированной пленкой с обваловкой, позволяющей удержать утечки любого топлива или смазочных материалов.

7 БЕЗОПАСНОСТЬ И ЭКОЛОГИЧНОСТЬ ПРОЕКТА

7.1 Безопасность проекта

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

Негативными факторами производственной среды являются: шум и вибрация, запыленность воздуха рабочей зоны, электрический ток, движение машин и механизмов (физические); загазованность рабочей зоны (химические).

Проектирование, строительство и эксплуатация обогатительной фабрики будут осуществляться с учетом требований и норм в области промышленной безопасности, ««О промышленной безопасности опасных производственных объектов» [28].

7.1.1 Электробезопасность

В соответствии с нормами и правилами безопасности, для распределения электроэнергии, проектом приняты распределительные пункты ПР 8522 навесного исполнения со степенью защиты IP21 [5].

Концентрации вредных веществ в воздухе рабочей зоны при выполнении различных видов сварки не должны превышать предельно допустимых концентраций, регламентированных ГОСТ 12.1.005-88 [9].

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 [5].

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 [5].

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 электро-

двигателя. Коробки выводов электрических машин и пускорегулирующей аппаратуры надежно уплотнены и закрыты крышкой [5].

При сварочных работах возникают 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 [14]. Концентрации вредных веществ в воздухе рабочей зоны при выполнении различных видов сварки не должны превышать предельно допустимых концентраций, регламентированных ГОСТ 12.1.005-88 [10].

7.1.2 Пожарная безопасность

На проектируемой обогатительной фабрике наиболее опасными цехами являются: отделения маслостанции, электротрансформаторное отделение, бытовые помещения, 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 [21]. Проектом также предусматривается установка пожарных щитов, на которых расположены углекислотные огнетушители; ведра, лопаты, ящики с сухим песком устанавливаются в цехах с большим количеством элект-

трооборудования. Предусмотрены мероприятия по пожаробезопасности вентиляционных систем, согласно СНиП 41-01-2003 [22]. Пожарная безопасность на обогатительной фабрике относится к категории Д [6].

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 [5].

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 [6].

7.1.3 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 [5];
- иметь соответствующую квалификацию;
- быть обученным безопасным приемам работы;
- перед допуском к работе работник должен 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 [8]. 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.

ния 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 [8].

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 [8].

К цехам обогатительной фабрики с повышенной загазованностью относятся цех сорбции и приготовления реагентов. 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.

На проектируемой обогатительной фабрике вредное влияние на организм человека оказывают применяемые реагенты: цианиды и известь, попадая на кожу или слизистые оболочки, вызывают ожоги, дерматиты и язвы. Вдыхание известковой пыли может вызвать воспаление легких. В сорбционном отделении основную опасность и вредность для организма человека представляют летучие пары синильной кислоты, которые выделяются из пульп и растворов, содержащих цианистый натрий [9].

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

- герметизацию производственного оборудования, работы технологического оборудования в вентилируемых укрытиях, локализации 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 [5, 9, 28].

К работе по обслуживанию технологических процессов допускаются только лица, ознакомленные с правилами, соблюдение которых обеспечивает безопасность работы [28,9]. 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) [10].

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, установленные на стационарных емкостях для хранения жидких реагентов [28].

7.2 Экологичность проекта

При разработке и переработке руд месторождения Албын негативное воздействие будет оказываться на приземные слои атмосферы, поверхностные и подземные воды, на недра, земельные и почвенные ресурсы, ландшафты, флору и фауну. Все работы по осуществлению проекта будут проводиться с соблюдением основных законов РФ по охране окружающей среды [32].

Основными источниками воздействия на окружающую среду будут являться объекты и процессы добычного, перерабатывающего и вспомогательного производств [1].

7.2.1 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 ФЗ "Об охране атмосферного воздуха" [29] и СанПиН [20].

Источниками выбросов загрязняющих веществ в атмосферный воздух являются следующие виды работ 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/м³ – среднесменная, 900 мг/м³ – 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/м³.

Углекислый газ(CO₂) — это бесцветный, негорючий, кислотавый на вкус газ. ПДК составляет: максимальная разовая - 27000 мг/м³, среднесменная - 9000 мг/м³.

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 [28].

- 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 [9].

Для смягчения воздействия от выбросов в атмосферу, снижения их объемов и токсичности проектом предложены ряд мероприятий организационного характера и технические решения [29]:

- 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 са-

нитарно-защитной зоны предприятия установленным нормативным значениям предельно допустимых концентраций в воздухе населенных мест [9].

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

7.2.2 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 [28] и №96-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) [39].

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 [28].

- 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.

7.2.3 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, согласно ГОСТ 17.4.3.02-85 [11]:

- 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 [11].

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.
- Снятию и перемещению 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 карьере, отвалу пустых пород и производственным площадкам землях будет контролироваться в ходе проведения комплексного экологического мониторинга в процессе эксплуатации предприятия [39].

Согласно п. 2.1 ГОСТ [30] 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;
- 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.

7.2.4 Охрана поверхностных и подземных вод

В результате осуществления проекта и применения ресурсосберегающих технологий, при организации оборотного водоснабжения предприятия, нега-

тивные воздействия на поверхностные и подземные воды могут быть выражены в следующем [19]:

- 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 [10].

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 водоохранных зон водотоков;
- проведение противofiltrационных мероприятий;
- организация регулярных наблюдений за состоянием сооружений, исправностью оборудования;
- контроль соблюдения параметров технологических процессов;
- установка резервного оборудования [10].

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 будет использоваться оборотная вода технологических емкостей и осветленная вода сгустителей. На ЗИФ рабочие растворы планируется доукреплять NaCN , что позволяет значительно экономить расход цианистого натрия и воды, это значительно снижает нагрузку на все компоненты окружающей среды.

7.2.5 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 [31].

Для обеспечения минимального беспокойства для ареалов обитания животных и сохранения растительности предусматривается [27]:

- 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 дорог 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.

8 СПЕЦИАЛЬНАЯ ЧАСТЬ

Отходами обогатительной фабрики, перерабатывающей руды Албынского месторождения является отработанная, обезвреженная пульпа сорбционного цианирования с содержанием твердого в пределах до 45 процентов.

8.1. Текущая схема складирования хвостов

В существующей схеме переработки обезвреженная пульпа поступает в хвостохранилище наливного типа, отстоянная вода из пруда накопителя подается насосной станцией на фабрику для дальнейшего её использования в процессе обогащения.

Технологическая схема складирования отходов рудопереработки в хвостохранилище наливного или намывного типа представленная на рисунке 5.[15] Аппаратурная схема - на рисунке 6.

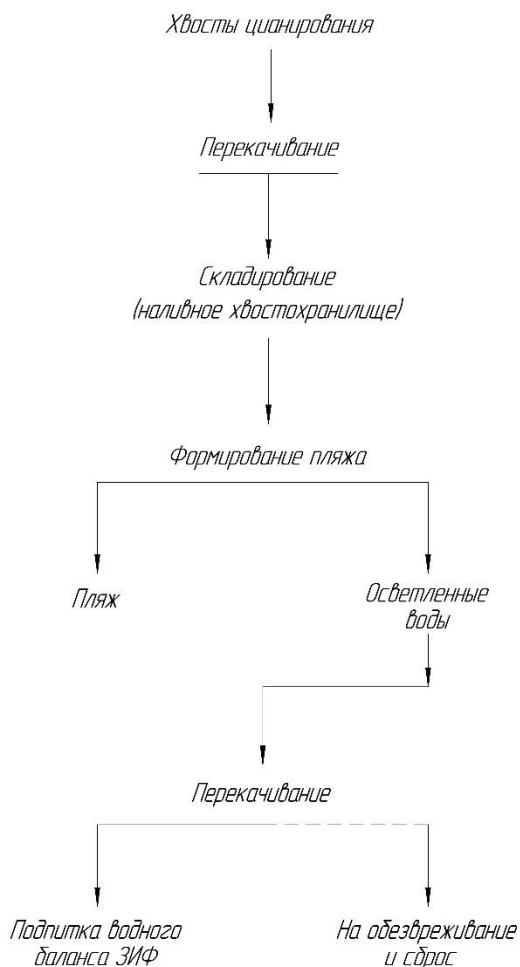


Рисунок 5 – Технологическая схема складирования отходов рудопереработки в хвостохранилище наливного или намывного типа

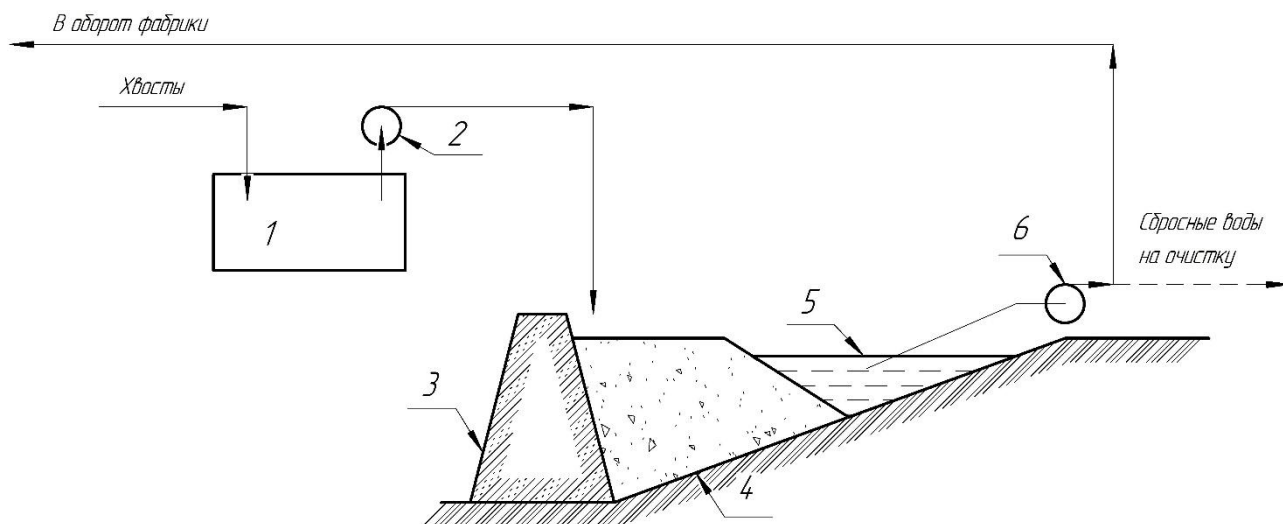


Рисунок 6 - Аппаратурная схема процесса складирования пульпообразных отходов обогащения в хвостохранилище наливного или намывного типа: 1 – зумпф; 2 – хвостовой пульповой насос; 3 – дамба; 4 – хвостовой пляж; 5 – осветленная жидкая фаза; 6 – насос обратного водоснабжения;

Описанный способ складирования в настоящее время опробован и эксплуатируются на многих предприятиях. Применение должных природоохранных мероприятий сводит техногенное негативное воздействие на окружающую среду до минимума.

Не смотря на простоту данный метод имеет определенный уровень рисков, связанных с экологической опасностью с точки зрения аварийности. Существуют риски прорывы дамбы наливного хвостохранилища, находящейся под напором хвостов, может привести к существенному экологическому ущербу, в основном за счет попадания в поверхностные водотоки значительной массы иловой фракции тонкоизмельченной руды.

Организация хранения отработанных хвостов при подобном варианте предполагает защиту поверхностных и подземных вод от неорганизованных сбросов при работе в штатном режиме.

Для защиты поверхностных вод от возможных загрязнений организуется максимально возможный забор осветленной жидкой фазы для повторно-

го использования на фабрике и регулируемый сброс излишков воды, образующихся за счет выпадения атмосферных осадков, с их качественной очисткой.

При хранении пульпообразных отходов возможны потери жидкой фазы за счет дренажа и техногенное загрязнение подземных вод. При опасности возникновения дренажных потерь пруд накопитель хвостов цианирования оборудуется противофильтрационным экраном, который сооружается из слоя уплотненной водоупорной глины или (в случае отсутствия местных водоупорных строительных материалов – глин) из полимерных материалов.

8.2 Рекомендуемая схема складирования хвостов

В рекомендуемой схеме, отработанная и обезвреженная пульпа сорбционного выщелачивания поступает в пастовый сгуститель, где сгущается до 70 процентов твердого, осветленная жидкая фаза направляется в фабричный водооборот, для подпитки водного баланса. Пастообразные отходы размещаются в хвостохранилище предполагающее в своей конструкции фильтрующую дамбу, сложенную по такому же принципу, как и для намывного способа размещения пульпы, с устроенной под ней гидроизолирующим слоем. Дренирующая вода перекачивается на подпитку водного баланса, а при её излишке – на обезвреживание и сброс [33].

Технологическая схема складирования пастовых отходов рудопереработки в хвостохранилище на рисунке 7 [33].

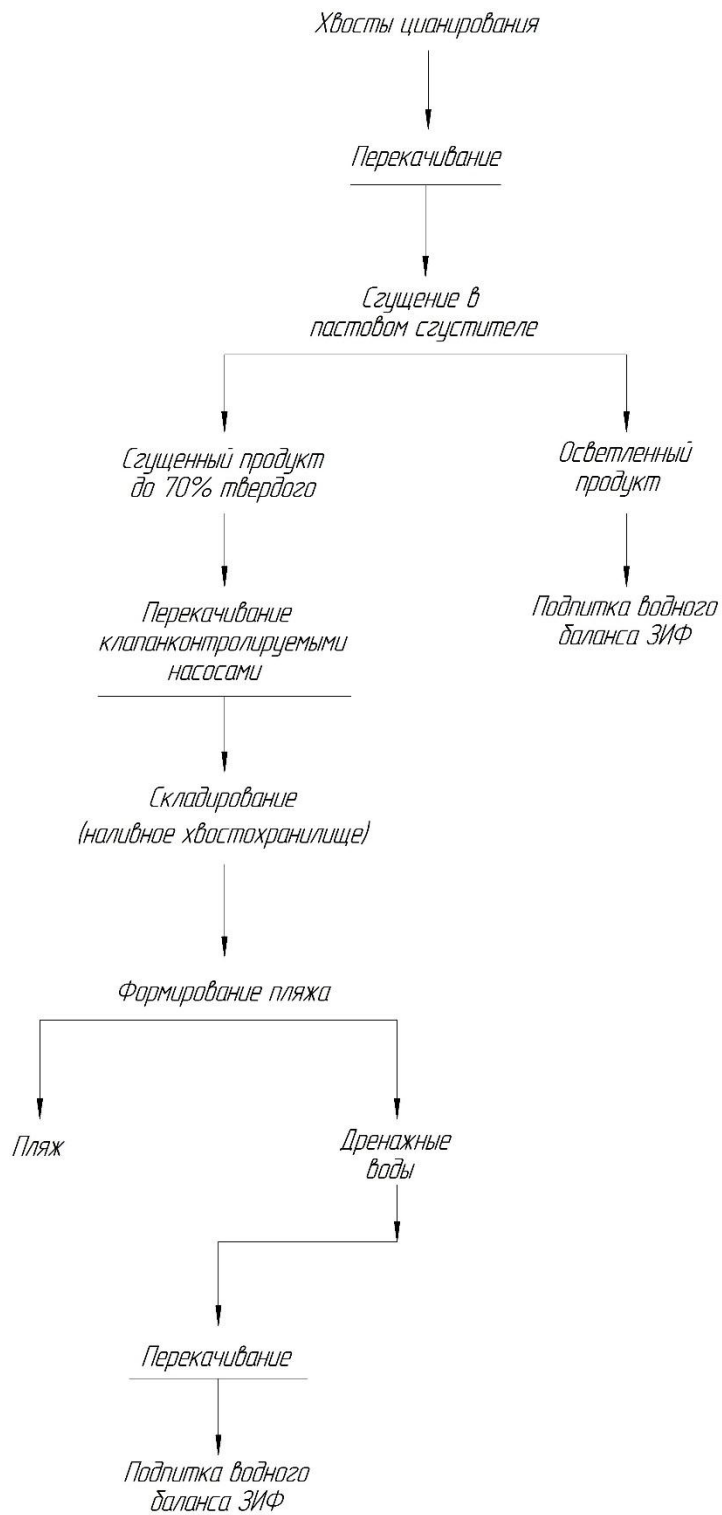


Рисунок 7 – Технологическая схема складирования пастовых отходов рудопереработки в хвостохранилище.

Пастовые сгустители являются продуктом процесса совершенствования технологии сгущения – рисунок 8.

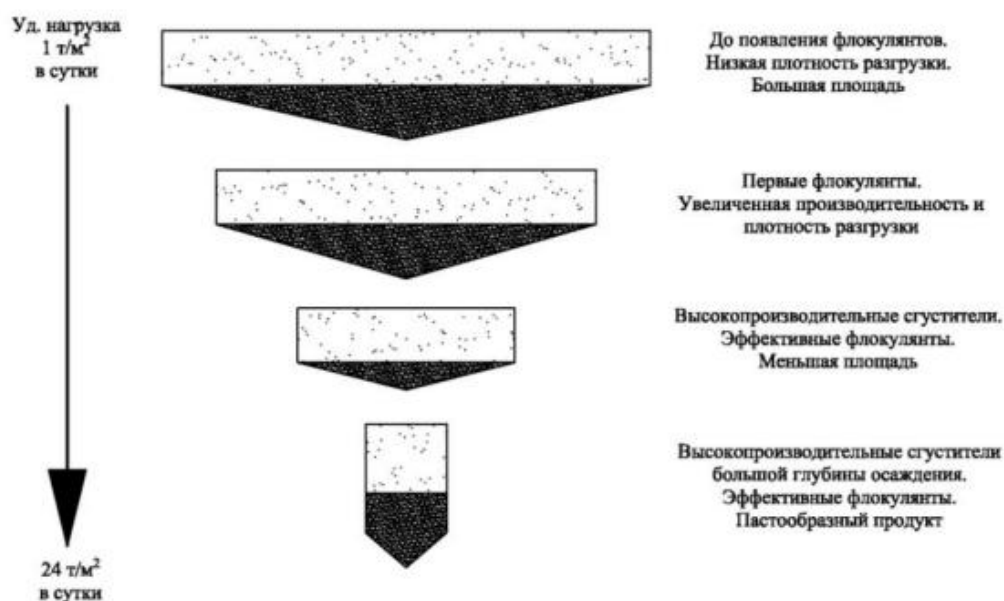


Рисунок 8 – Эволюция сгустителей

Высокая удельная производительность достигается применением современных флокулянтов и реализацией передовых технических решений [33].

Технические решения заключается в значительном повышении эффективности сгущения за счет увеличения высоты седиментационного слоя и возможности получения на выходе сгустителя пастообразной гидросмеси. Так же разработана эффективная система рыхления сгущенного продукта, поскольку обезвоженный продукт имеет высокую плотность.

Одним из производителей подобных сгустителей является фирма Outotec (Финляндия). Пример реализации подобной технологии в России можно увидеть на Учалинском ГОКе, данное решение позволило сократить площадь земель, отводимых под расположение хвостохранилища и произвести рекультивацию отработанного карьера [40].

Технические характеристики пастового сгустителя, производства компании Outotec представлены в таблице 33 [40].

Таблица 33 - Технические характеристики пастового сгустителя.

Параметры	Пастовый сгуститель Outotec
Габариты	
Диаметр	30000
Высота	26000
Содержание твердого в питании	45-48%
Расход пульпы в питании	до 1720 м ³ /ч
Содержание твердого в сгущенном материале	68-70%
Расход сгущенного материала	до 940 м ³ /ч
Слив осветленного продукта	до 810 м ³ /ч

Для слива осветленного продукта предлагается использовать центробежные насосы стандартной конструкции. Осветленная вода транспортируется на фабрику для подпитки водного баланса.

Для транспортировки продуктов высокой плотности предлагается использовать клапан-контролируемый насос HSP компании Putzmeister AG, данный агрегат позволяет транспортировать продукты высокой плотности без значительного перепада давления в системе напорного гидротранспорта со скоростью до 200 м³/ч [33], рисунок 9.

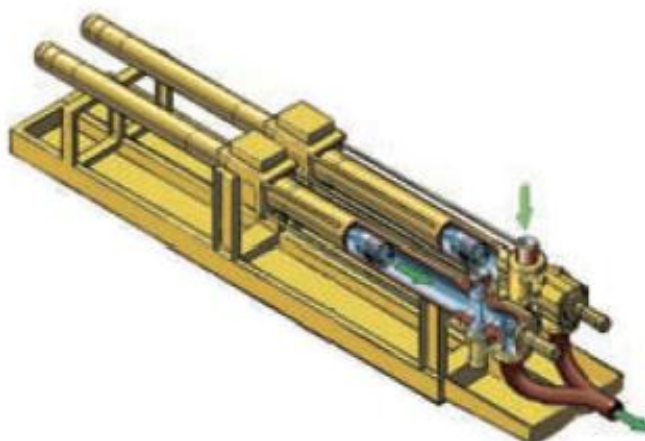


Рисунок 9 – Клапан-контролируемый насос HSP Duo компании Putzmeister

Аппаратурная схема описанной технологии складирования хвостов пред-
ставлена на рисунке 10 [33].

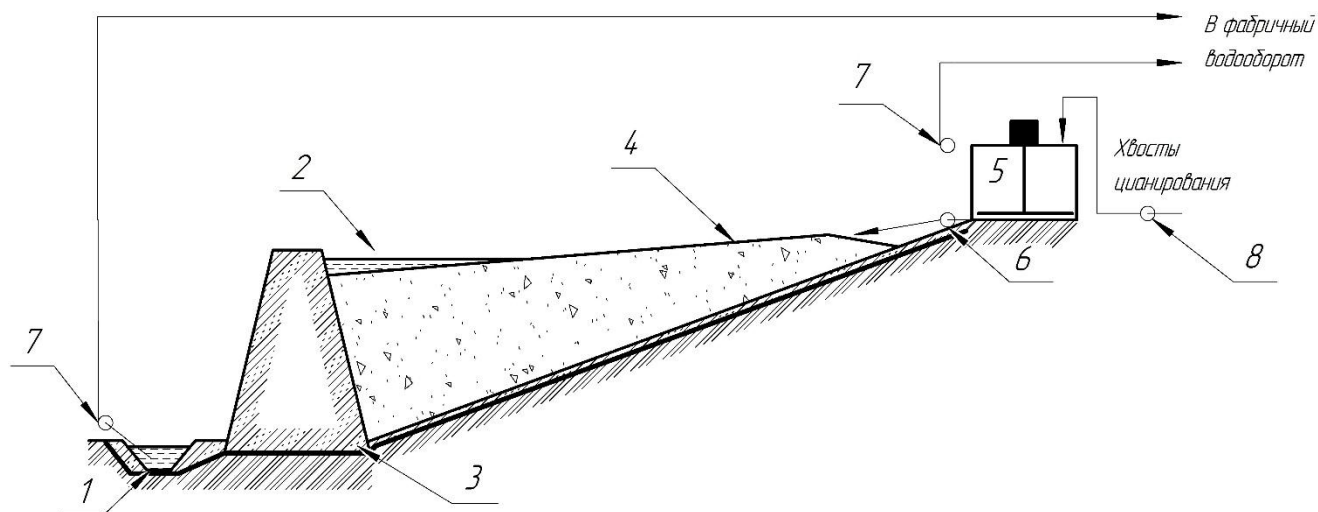


Рисунок 10 – Аппаратурная схема складирования пастообразных отходов цианирования: 1 – пруд-накопитель; 2 – осветленная вода; 3 – фильтрующая дамба; 4 – хвостовой пляж; 5 – пастовый сгуститель; 6 – пастовые насосы; 7 – насосы оборотного водоснабжения; 8 – пульповые насосы.

Преимущества использования такой схемы можно отметить следующие:

- не требуется большой пионерной дамбы, что может снизить уровень капитальных затрат на строительство;

- практически исключены проблемы неустойчивости высоких дамб;

- требуются меньшие объемы хвостохранилища, поскольку уменьшается количество жидкой фазы, находящейся в хранилище;

- не требуется отвод и осветление оборотной воды из хранилища, что приводит к экономии на затратах на электроэнергию, потребляемая насосами и агрегатами гидротранспортной систем оборотного водоснабжения;

- пастообразные отходы при высыхании исключают пыление глинистых и пылеватых фракций отходов из хранилища;

- модификация свойств отходов путем добавления связующих веществ (бентонита) повышает статическую и динамическую стабильность, уменьшает вероятность эрозии и утечек;

- хвостохранилища из пастообразных отходов значительно более безопасны, чем традиционные, особенно в сейсмоопасных районах;
- отходы представлены сплошной гомогенной массой, что снижает окисление и минимизирует проблему кислых стоков. Это особенно актуально для серосодержащих отходов;
- затраты на рекультивацию значительно ниже, чем для традиционных хвостохранилищ с прудком воды. Рекультивацию можно вести параллельно с эксплуатацией, а рекультивируемое хвостохранилище резко снизит затраты при ликвидации горного предприятия;
- отсутствует фильтрация воды из хранилища в почву;
- в следствии всего вышеперечисленного хвостохранилище пастообразных отходов более безопасно, чем традиционные хранилища намывного типа.

9 ЭКОНОМИЧЕСКАЯ ЧАСТЬ

9.1 Режим работы, график сменности, баланс рабочего времени

Эффективное развитие народного хозяйства невозможно без внедрения в производство научных открытий и усовершенствованной техники, переоборудования, повышения производительности труда, более полного использования интенсивных факторов развития, максимальной экономики материальных, трудовых и финансовых ресурсов, достижения наивысших конечных результатов при наименьших затратах [35].

Развитие народного хозяйства производится при усиленном воздействии ряда усложняющих это развитие факторов. В их числе: необходимость реконструкции и технического усовершенствования всё большего числа предприятий, необходимость выделения дополнительных средств на сохранение окружающей среды и другие.

Задача повышения эффективности производства имеет особое значение для горной промышленности, обеспечивающей отрасли народного хозяйства страны сырьем, материалами и топливом.

Результаты работы горнодобывающих предприятий в значительной мере определяют эффективность производства во всех отраслях народного хозяйства, потребляющих продукцию горной промышленности [36].

Практически все задачи, которые необходимо решать инженеру на производстве, связаны с технико-экономическими показателями. Значение экономики дает возможность выявить оптимальные решения в процессе проектирования промышленных объектов, реконструкции и переоснащения действующих, при решении задач о внедрении новых технологий и аппаратов производства.

Режим работы, графики сменности, баланс рабочего времени.

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

От принятого режима работы прямо зависит организация производства, труд и отдых рабочих, а также социальные вопросы, влияющие на успешное достижение запланированных показателей производства.

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

Для проектируемой фабрики приведен график сменности ее работы, и баланс рабочего времени за год. График сменности приведен в таблице 34.

Таблица 34 - График сменности при непрерывном режиме работы

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

Для основных технологических звеньев обогатительных фабрик характерен непрерывный режим работы, т.е. 24 часа в 2 смены, не имеющий остановок на выходные и праздничные дни. Календарный фонд времени - 365 дней. Рабочий фонд времени равен:

$$T_{\text{раб}} = T_{\text{кал}} - T_{\text{рем}}, \quad (75)$$

где $T_{\text{кал}}$ – календарный фонд времени ($T_{\text{кал}} = 365$ дней);

$T_{\text{рем}}$ – время на ремонтное обслуживание.

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

Для расчета эффективного рабочего времени $T_{\text{эф}}$ составляется баланс рабочего времени за год, который представлен в таблице 35.

Таблица 35 - Баланс рабочего времени на одного рабочего

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

9.2 Производственная мощность, производственная программа и товарная продукция фабрики

Производственная мощность - это максимально возможный в фиксированных условиях технически и экономически обоснованный выпуск продукции надлежащего качества при минимальных затратах производства и наиболее эффективном использовании оборудования [35].

Производственная мощность обогатительного комбината по руде определяется следующим уравнением:

$$M_c = A \times (T_{\text{кал}} - T_{\text{рем}}) \times N_T, \quad (76)$$

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

A – число одинаковых, параллельно установленных, ведущих агрегатов;

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

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

$$N_T = 7000 \text{ т/сутки}$$

$$M_c = 1 \times (365 - 25) \times 7000 = 2380000 \text{ т/год.}$$

Производственная мощность по концентрату определяется как:

$$M_k = M_c \times \frac{\alpha \times \varepsilon}{\beta}, \quad (77)$$

где α – содержание металла в исходной руде;

β – содержание металла в концентрате;

ε – извлечение металла в концентрат.

$$M_k = 2810389 \text{ г/год.}$$

Показателями использования производственной мощности являются:

– коэффициент экстенсивности, формула (78):

$$K_{\varepsilon} = \frac{T_{\text{раб}}}{T_{\text{кал}}}, \quad (78)$$

$$K_{\varepsilon} = \frac{340}{365} = 0,932;$$

– коэффициент интенсивности, формула (79):

$$K_{\text{и}} = \frac{N_{\text{тр}}}{N_{\text{т}} \times A}, \quad (79)$$

$$K_{\text{и}} = 1;$$

– интегральный коэффициент, формула (80):

$$K_{\text{инт}} = K_{\varepsilon} \times K_{\text{и}}, \quad (80)$$

$$K_{\text{инт}} = 0,932 \times 1 = 0,932.$$

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

$$PP_c = M_c \times K_{\text{инт}}, \quad (81)$$

$$PP_c = 2380000 \times 0,932 = 2218160 \text{ т/год}$$

$$PP_k = M_k \times K_{\text{инт}}, \quad (82)$$

$$PP_k = 2810389 \times 0,932 = 2619282,5 \text{ г/год}$$

Товарная продукция рассчитывается по ценам предприятия на продукцию (концентраты), формула (83):

$$ТП = \sum PP_k \times Ц, \text{ руб./год} \quad (83)$$

где $Ц$ – цена за 1 г золота, руб.

$$ТП = 10\,477\,130\,000 \text{ руб./год.}$$

9.3 Численность трудящихся

Различают явочную (число работников, ежедневно выходящих на работу) и списочную (число работников по штатному списку) численность рабочих.

Явочная численность работников рассчитывается по формуле (84):

$$Ч_{\text{яв}} = Н_{\text{чис}} \times А \times Б, \text{ чел} \quad (84)$$

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

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

$А$ – количество обслуживаемых агрегатов, шт;

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

Списочный состав рабочих определяется по формуле (85):

$$Ч_{\text{сп}} = Ч_{\text{яв}} \times \frac{T_{\text{кал}}}{T_{\text{эф}}}, \text{ чел} \quad (85)$$

Таблица 36 – Списочный состав рабочих фабрики

Наименование	Норматив численности	Кол-во агрегатов	Кол-во бригад	$Ч_{\text{яв}}$	$Ч_{\text{сп}}$
Дробильщик	0,1	1	4	4	8
Бункеровщик	0,33	1	4		
Машинист конвейера	0,33	1	4	4	8
Машинист мельниц	0,13	2	4	8	16
Машинист насосной установки	0,03	2	4	4	8
Классификаторщик	0,1	1	4	4	8
Аппаратчик сгущения	0,11	2	4	4	8
Аппаратчик выщелачивания и сорбции	0,12	23	4	12	24
Аппаратчик электролиза	0,12	1	4	4	8
Всего по профессии					88
Вспомогательные рабочие 40 %					36
Итого:					124

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

9.4 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 продукции, приходящейся на одного человека [35]:

$$П_{\text{т}} = \frac{\text{ВП}}{\text{Ч}_{\text{сп}} \times \text{T}_{\text{кал}}} \text{ г/чел.} \times \text{см}, \quad (86)$$

где ВП – выпуск продукции, т;

ТП – товарная продукция, руб;

$\text{Ч}_{\text{сп}}$ – списочная численность работников, занятых на производстве в течение определенного времени, чел.

$$П_{\text{т}} = \frac{2810389}{124 \times 365} = 62,09 \text{ г/чел.} \times \text{см.}$$

При стоимостном методе определяют объем валовой или товарной продукции на одного человека, формула (87):

$$П_{\text{т}} = \frac{\text{ТП}}{\text{Ч}_{\text{сп}} \times \text{T}_{\text{кал}}}, \text{ руб/чел.} \times \text{см.} \quad (87)$$

$$П_{\text{т}} = \frac{10\,477\,130\,000}{124 \times 365} = 231487,63 \text{ руб/чел.} \times \text{см.}$$

9.5 Заработная плата

В основу организации и планирования оплаты труда рабочих положена тарифная система, устанавливающая меру оплаты труда. Составными частями тарифной системы оплаты является тарифно-квалификационные справочники, тарифные сетки и районные коэффициенты к ним. Общий фонд заработной платы определяется из условий выполнения производственного плана. Он состоит из основной и дополнительной заработной платы. Фонд основной заработной платы включает: прямую заработную плату за фактически отработанное 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 следующий:

1) по тарифу за год, формула (88):

$$З_{ТГ} = З_{ТД} \times Т_{ЭФ} \times Ч_{СП}, \quad (88)$$

где $Т_{ЭФ} = 175$ дней

2) с районным коэффициентом, формула (89):

$$З_{Р} = З_{ТГ} \times К_{Р}, \quad (89)$$

где $К_{Р}$ – районный коэффициент, $К_{Р} = 1,7$.

3) премии, формула (90):

$$З_{П} = З_{Р} \times \frac{(100+d_{Н})}{100}, \quad (90)$$

где $d_{Н}$ – размер премии, в процентах; $d_{Н} = 50\%$

4) доплата за работу в ночное время, формула (91):

$$З_{НОЧ} = (З_{ТЧ} \times 4 + 7 \times З_{ТЧ} \times d_{НОЧ}) \times Т_{ЭФ}, \quad (91)$$

где $d_{НОЧ}$ – доплата за ночные часы с 22:00 до 6:00 ($d_{НОЧ} = 20\%$);

$З_{ТЧ}$ – ставка по тарифу за час.

5) за отпуск, формула (92):

$$Д_{О} = \frac{З_{ОБЩ}}{n \times s} \times t, \quad (92)$$

где $З_{ОБЩ}$ – общий доход за год;

n – число месяцев в году ($n = 12$ мес.);

s – среднее число дней в месяце ($s = 29,5$ дней);

t – количество отпускных дней в году ($t = 36$ дней).

6) оплачиваемый больничный, формула (93):

$$Д_{Б} = \frac{З_{ОБЩ}}{n \times s} \times b, \quad (93)$$

где b – количество оплачиваемых больничных дней в году ($b = 7$);

7) всего, формула (94):

$$Д = Д_{Б} + Д_{О}, \quad (94)$$

8) общий фонд заработной платы, формула (95):

$$З = З_{ОБЩ} + Д, \quad (95)$$

Расчеты основного фонда заработной платы сведены в таблицу 37.

Таблица 37 – Расчет фонда заработной платы

Профессия	Дневная тарифная ставка	Фонд основной заработной платы					Фонд дополнительной заработной платы			Общий фонд заработной платы
		Кол-во рабочих	По тарифу за год	С районным коэф-ом	Премии	Ночная доплата	За отпуск	Прочие	Всего	
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11
Дробильщик	820	8	1148000	803600	574000	73472	264312,41	51394,08	315706,49	2914778,49
Машинист конвейера	830	8	1162000	813400	581000	74368	267535,73	52020,84	319556,57	2950324,57
Машинист мельниц	820	16	2296000	1607200	1148000	146944	528624,81	102788,16	631412,97	5829556,97
Машинист насосной установки	790	8	1106000	774200	553000	70784	254642,44	49513,81	304156,25	2808140,25
Классификаторщик	790	8	1106000	774200	553000	70784	254642,44	49513,81	304156,25	2808140,25
Аппаратчик сгущения	790	8	1106000	774200	553000	70784	254642,44	49513,81	304156,25	2808140,25
Аппаратчик выщелачивания и сорбции	820	24	3444000	2410800	1722000	220416	792937,22	154182,24	947119,46	8744335,46
Аппаратчик электролиза	790	8	1106000	774200	553000	70784	254642,44	49513,81	304156,25	2808140,25
Вспомогательные рабочие 40 %	780	36	4914000	3439800	2457000	314496	1131386,03	219991,73	1351377,76	12476673,76
Итого		124	17388000	12171600	8694000	1112832	4003365,97	778432,27	4781798,24	44 148 230,24

Расчет фонда заработной платы по ИТР, служащим и МОП сводим в таблице 38.

Таблица 38 – Расчет фонда заработной платы по ИТР и МОП.

Должности		Количество	Оклад	С районным коэффициентом	С премией	За год по одной должности
ИТР	Директор	1	26800	70	50	707520
	Гл. инженер ЗИФ	1	22500	70	50	594000
	Гл. энергетик ЗИФ	1	22500	70	50	594000
	Гл. механик ЗИФ	1	22500	70	50	594000
	Гл. технолог ЗИФ	1	22500	70	50	594000
	Гл. по ТБ ЗИФ	1	22500	70	50	594000
	Гл. эколог ЗИФ	1	22500	70	50	594000
	Начальник смены	2	20000	70	50	528000
	Мастер	8	18000	70	50	475200
Итого, весь		16				9129120
МОП	Секретарь	1	17000	70	50	448800
	Уборщица	4	12000	70	50	316800
Итого, весь МОП за год:		5				1716000
Всего:		21				10 845 120

По полученным расчетам составим общую таблицу заработной платы, которая представлена в таблице 39.

Таблица 39 – Годовой фонд заработной платы

Категория	Годовой фонд заработной платы, руб.
Рабочие	44148230,24
ИТР	9129120
МОП	1716000
Социальный налог	14298271,06
Итого:	69 291 621,3

9.6 Основные фонды

Необходимо рассчитать стоимость зданий и сооружений с учетом их строительно-монтажных работ, исходя из стоимости 1 м² площади помещения.

Стоимость зданий и сооружений приведена в таблице 40.

Таблица 40 – Стоимость зданий и сооружений

Наименование	Площадь помещения,	Сметная стоимость	
		За 1 м ² , тыс. руб.	Всего объема, руб.
Здания			
1 Главный корпус	1050	150000	157 500 000
2 Корпус дробления	800	150000	120 000 000
3 Склад реагентов	500	80000	40 000 000
4 Реагентное отделение	450	80000	36 000 000
5 Химлаборатория	476	70000	33 320 000
6 Другие здания	567	20000	11 340 000
Итого			796 320 000
Сооружения			
1 Приемный бункер	300	20000	6 000 000
2 Галерея	200	20000	4 000 000
3 Хвостохозяйство:			
а) пульпонасосная, трубопроводы	3000	20000	60 000 000
б) насосная, водоотвод, обратное водонабжение	800	4500	3 600 000
4 Объекты цехового хозяйства, 6 % от предыдущих	378	11000	4 158 000
5 Другие сооружения	1254	6600	8 276 400
Итого:			86 034 400
Всего:			882 354 400

В соответствии с принятой технологической схемой обогащения необходимо определить стоимость оборудования, выбранного в технологической части дипломного проекта, а результаты свести в таблицу 41.

Таблица 41 – Стоимость оборудования

Наименование	Кол-во	Цена за единицу, руб	Монтаж, 15 %	Транспорт, 20%	Общая стоимость, руб.
Дробилка ЩДП – 15×21	1	2200000	330000	440000	2970000
Ленточный конвейер	1	150000	22500	30000	202500
Мельница ММПС 70х52	1	1200000	180000	240000	1620000
Мельница шаровая МШЦ 3600х5500	4	1100000	165000	220000	5940000
Классификатор 2КСН-30	1	600000	90000	120000	810000
Гидроциклон ГЦ-500	12	150000	22500	30000	2430000
Сорбционные пачуки	46	400000	60000	80000	24840000
Барабанный грохот	4	200000	30000	40000	1080000
Сгуститель Ц-50	2	1600000	240000	320000	4320000
Электролизер	1	100000	15000	20000	135000
Насос ПБ 315/56	10	9000	1350	1800	121500
Неучтенное оборудование 3 %					1334070
Всего:					45 803 070

9.7 Амортизация

Размер амортизационных отчислений определяется на основе норм амортизационных отчислений и положения о порядке планирования, начисления и использования амортизационных отчислений [38].

Суммарные годовые амортизационные отчисления определяются по формуле (95):

$$H_a = \frac{V_{\text{нач}} - V_{\text{л}}}{V_{\text{нач}} \times T_{\text{сл}}} \times 100\%, \quad (95)$$

где $V_{\text{нач}}$ – начальная стоимость оборудования;

$V_{\text{л}}$ – ликвидационная стоимость оборудования;

H_a – годовая норма амортизации;

$T_{\text{сл}}$ – минимально допустимое время полезной службы оборудования (для зданий $T_{\text{сл}} = 20$ лет, для оборудования $T_{\text{сл}} = 5$ лет).

$$A = V_{\text{нач}} \times \frac{H_a}{100}, \quad (96)$$

Суммарно годовые амортизационные отчисления сведены в таблицу 42.

Таблица 42 - Суммарно годовые амортизационные отчисления

Основные фонды	Удельный вес		Амортизация	
	%	Рубли	%	Рубли
1	2	3	4	5
Здания	74,9	796 320 000	42,7	37 825 200
Сооружения	8,1	86 034 400	18,5	16 346 536
Оборудование	4,3	45 803 070	9,8	8 702 583
Транспортные средства	7,5	79 437 675	17,0	15 093 158
Производственный и хозяйственный инвентарь	3,0	31 775 070	6,8	6 037 263
Прочие	2,2	23 831 302	5,1	4 527 947
Итого:	100	1 063 201 517	8,3	88 532 689

Эффективность использования основных фондов:

а) фондоотдача, формула (97):

$$\Phi_{\text{отд}} = \frac{\text{ТП}}{O_{\text{осн}}}, \quad (97)$$

где $O_{\text{осн}}$ – среднегодовая стоимость основных фондов, руб.;

$$\Phi_{\text{отд}} = \frac{10\,477\,130\,000}{1\,063\,201\,517} = 9,85 \text{ руб.}$$

б) фондоемкость, формула (98):

$$\Phi_{\text{ем}} = \frac{1}{\Phi_{\text{отд}}}, \quad (98)$$

$$\Phi_{\text{ем}} = \frac{1}{9,85} = 0,1 \text{ руб.}$$

в) фондовооруженность, формула (99):

$$\Phi = \frac{O_{\text{осн}}}{\text{Ч}_{\text{сп}}}, \quad (99)$$

$$\Phi = \frac{1\,063\,201\,517}{124} = 8574205,78 \text{ руб./чел.}$$

9.8 Оборотные фонды

Оборотные фонды – это часть производственных фондов предприятия, которое полностью потребляется в каждом производственном цикле.

Состав основных фондов представлен в таблице 43.

Таблица 43 - Состав оборотных фондов

Наименование	Единица измерения	На 1 тонну руды	Расход в год	Цена, руб.	Сумма, руб.
Реагенты	кг/т	5,01	12 800 550	217,5	2 784 119 625
Сита грохотов	м	0,01	25 550	900	22 995 000
Смола ионо-обменная	мл/т	56	143 080	675	96 579 000
Шары	кг/т	0,9	2 299 500	180	413 910 000
Футеровка	кг/т	0,28	715 400	130	93 002 000
Прочие 3 %			102 318 168,8		
Итого:			3 512 923 794		

9.9 Себестоимость

Себестоимость – совокупность затрат в денежном выражении на обогащение руды. На основании рассчитанных технико-экономических показателей (зарплата, основные фонды, оборотные фонды и др.), составляем калькуляцию себестоимости и сводим ее в таблицу 44.

Таблица 44 - Калькуляция себестоимости переработки руды

Статьи затрат	В год, тыс. руб.	Удельный вес, в процентах
Материалы	3 512 923 794	52,96
Топливо технологическое	1 034 775 000	15,60
Электроэнергия	329 076 000	4,96
Заработная плата	54993350,24	0,83
Единый соц. налог (26 %)	14298271,06	0,22
Амортизация	88 532 689	1,33
ИТОГО:	5 034 599 104	75,90
Прочие расходы (10 % от ст. 8)	503459910,4	7,59
Цеховая себестоимость	1 063 201 517	16,03
Общезаводские расходы (3 % от ст. 10)	31896045,51	0,48
Полная себестоимость	6 633 156 577,21	100,00

9.10 Прибыль и рентабельность

Прибыль общая, формула (100):

$$P_o = TP - C, \quad (100)$$

где C – полная или годовая себестоимость реализованной продукции, руб.

$$P_o = 10\,477\,130\,000 - 6\,633\,156\,577,21 = 3\,843\,973\,422,79 \text{ руб.}$$

Чистая прибыль, формула (101):

$$\Pi_{\text{ч}} = \Pi_{\text{о}} - (\Pi_{\text{о}} \times H_{\text{н}}), \quad (101)$$

где $\Pi_{\text{о}}$ - общая прибыль, руб.;

$H_{\text{н}}$ - ставка налога на прибыль, в процентах ($H_{\text{н}} = 20 \%$).

$$\Pi_{\text{ч}} = 3\,075\,178\,738,24 \text{ руб.}$$

Рентабельность к себестоимости, формула (102):

$$R = \frac{\Pi_{\text{ч}}}{C} \times 100\%, \quad (102)$$

$$R = \frac{3\,075\,178\,738,24}{6\,633\,156\,577,21} \times 100\% = 46,36\%$$

9.11 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) [37].

Общая величина платы природопользователей за размещение отходов определяется по формуле (103):

$$\Pi_{\text{от}} = K \times C_{\text{пл}} \times M_{\text{фтк}}, \quad (103)$$

где K - поправочный коэффициент экологической ситуации;

$C_{\text{пл}}$ - ставка платы за размещение отходов, руб/т (61 руб/тонну);

$M_{\text{фтк}}$ - фактический объем размещаемых отходов, тонн;

$$\Pi_{\text{от}} = 1,08 \times 61 \times 5677210 = 374\,014\,594,8 \text{ руб.}$$

9.12 Показатели экономической эффективности

Основными показателями экономической эффективности проектов в условиях рынка являются:

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

Среднегодовой доход, формула (104):

$$D_{\Gamma} = \Pi_{\text{ч}} - \Pi_{\text{от}}, \quad (104)$$

$$D_{\Gamma} = 3\,075\,178\,738,24 - 374\,014\,594,8 = 2\,701\,164\,143,44 \text{ руб.}$$

Среднегодовые капитальные затраты, формула (105):

$$K_{\Gamma} = \frac{K_{\text{в}}}{t_{\text{с}}}, \quad (105)$$

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

$t_{\text{с}}$ – время строительства предприятия ($t_{\text{с}} = 2$).

$$K_{\Gamma} = \frac{1\,063\,201\,517}{1} = 1\,063\,201\,517 \text{ руб.}$$

Рассчитываются коэффициенты дисконтирования для величин годового дохода ($A_{\text{д}}$) и капитальных затрат ($A_{\text{к}}$), формулы (106, 107):

$$A_{\text{д}} = \frac{1}{(1+E)^t}, \quad (106)$$

$$A_{\text{д}} = \frac{1}{(1+E)^T}, \quad (107)$$

где t – время эксплуатации (15 лет);

E – ставка банка в долях единицы (0,15);

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

$$T = 15 + 1 = 17;$$

$$A_{\text{д}} = \frac{1}{(1+0,15)^{15}} = 0,12289;$$

$$A_{\text{к}} = \frac{1}{(1+0,15)^{16}} = 0,1069;$$

Рассчитываем чистый дисконтированный доход (108):

$$D_{\text{д}} = D_{\Gamma} \times A_{\text{д}} - K_{\Gamma} \times A_{\text{к}}, \quad (108)$$

$$D_{\text{д}} = 2\,701\,164\,143,44 \times 0,12289 - 1\,063\,201\,517 \times 0,1069$$

$$D_{\text{д}} = 218\,327\,276,28$$

Индекс доходности или уровень доходности проекта на вложенную денежную единицу:

$$I_d = \frac{D_r \times A_d}{K_r \times A_k}, \quad (109)$$

$$I_d = \frac{2\,701\,164\,143,44 \times 0,12289}{1\,063\,201\,517 \times 0,1069} = 2,92$$

Т.к. I_d больше единицы, следовательно, проект эффективен

При $I_d < 1$ проект не эффективен.

Технико-экономические показатели приведены в таблице 45.

Таблица 45 – Данные технико-экономических показателей

Показатели	Единицы измерения	Проект
Производственная мощность:		
По сырью	т/год	2 380 000
По концентрату	г/год	2 810 389
Численность ИИП	Человек	124
Производительность ШШ	г/чел	62,09
Годовой фонд заработной платы	Рублей	54 993 350,24
Основные фонды	Рублей	1 063 201 517
Оборотные фонды	Рублей	3 512 923 794
Амортизация	Рублей	88 532 689
Полная себестоимость	Рублей	6 633 156 577,21
Цена 1 г продукта	Рублей	4000
Себестоимость 1 г продукта	рублей	2360,23
Реализуемая продукция	Рублей	10 477 130 000
Прибыль чистая	Рублей	3 075 178 738,24
Рентабельность	процент	46,36
Плата за сбросы и размещение отходов	Рублей	374 014 594,8
Налог с прибыли	Рублей	768 794 684,55
ЧДД	рублей	218 327 276,28
ИД		2,92
Срок окупаемости	лет	3

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

Дипломный проект был выполнен с соответствием заданию и со всеми нормами проектирования.

При выполнении задания решены следующие вопросы.

Проведен анализ вещественного состава руд месторождения Албын позволяющий выбрать и обосновать технологическую схему для обогащения.

На основе особенностей вещественного состава руд, анализа отчета производственной практики предложена эффективная схема сорбционная схема обогащения с последующей доводкой концентрата до лигатурного золота, соответствующего требованиям ТУ 117-2-7-75.

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

В соответствии с нормами проектирования произведены 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, раскрыта тема влияния фабрики на экологию района и др.

В Специальной части рассмотрен рекомендуемый процесс пастообразного складирования хвостовой фракции.

Произведен расчет технико-экономического обоснования рекомендованной схемы обогащения.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Абрамов, А.А Переработка, обогащение и комплексное использование твердых полезных ископаемых: учебник: в 3 т. / А. А. Абрамов. – М. : Изд-во Моск. гос. горн. ун-та, 2012. – Т.1: Обоганительные процессы и аппараты. – 470 с.
2. Авдохин, В.М. Основы обогащения полезных ископаемых: учебник: в 2 т. / В.М. Авдохин. – М. : Изд-во Моск. гос. горн. ун-та, 2010. – Т.1: Обоганительные процессы. – 417 с.
3. Волков, О.И. Экономика предприятия: учебное пособие: для студентов высших учебных заведений, обучающихся по экономическим специальностям и направлениям / О. И. Волков, В. К. Скляренко. – М. : Инфра-М, 2013. – 262 с.
4. ГОСТ Р 12.1.019-2017 Система стандартов безопасности труда. Электробезопасность. Общие требования и номенклатура видов защиты – М.: Росздрав. – 32с
5. ГОСТ 12.1.004-91 Пожарная безопасность. – М. : Госстандарт СССР, 1991. – 15с.
7. ГОСТ 12.1.005-88 «Общие санитарно-гигиенические требования к воздуху рабочей зоны». – М. : Приор, 1996.
8. ГОСТ 12.1.005-88 Система стандартов безопасности труда. – М. : Госстандарт СССР, 1988. – 50 с
9. ГОСТ 17.1.3.07-82. Охрана природы. Гидросфера. Правила контроля качества воды водоемов и водотоков. – М. : Госстандарт СССР, 1982. – 12 с.
10. ГОСТ 17.4.3.02-85 Охрана природы. Почвы. Требования к охране плодородного слоя почвы при производстве земляных работ. – М. : Росстандарт, 1985. – 8 с.
11. ГОСТ 17.5.3.04-83 Охрана природы (ССОП). Земли. Общие требования к рекультивации земель. – М. : Росстандарт, 1983. – 8 с.

12. Определение технологических показателей сорбции благородных металлов из пульп сорбентом «PuroGold» при проведении укрупненных испытаний в непрерывном замкнутом цикле: Отчет о НИР (заключит.)/Иргиредмет; Руководитель работы Н.С.Войлошникова. – Иркутск, 2007. – 60 с.
13. Плановский, А.Н. Процессы и аппараты химической технологии / А. Н. Плановский, В. М. Рамм, С. З. Каган. – М. : Изд-во «Химия», 1967. – 848 с.
14. Разумов, К.А. Проектирование обогатительных фабрик. Учебник для вузов / К. А. Разумов, В. А. Перов. – М. : Недра, 1982. – 518 с.
15. Рекомендации по проектированию хвостовых хозяйств предприятий металлургической промышленности / под ред. Л. Н. Кузьмина. – М. : Стройиздат, 1975. - 176 с.
16. Саганюк, В.Б. Отчет о результатах полевых и оценочных работ, выполненных на Албынской рудоперспективной площади в 2006-2009 гг с подсчетом запасов на 01.05.2009 г. / В. Б. Саганюк, А.Е. Казанцев, В.Ф. Бенедюк. – Благовещенск : Амурский ТГФ, 2009. – 180 с.
17. Отчет о результатах разведочных работ в пределах Албынской рудоперспективной площади с ТЭО постоянных разведочных кондиций и подсчетом запасов по состоянию на 01.07.2012 г. (Златоустовский объект) / В. Б. Саганюк [и др.]. – Благовещенск : Амурский ТГФ, 2009. – 322 с.
18. СанПиН 2.1.4.027-95 «Зоны санитарной охраны источников водоснабжения и водопроводов хозяйственно-питьевого назначения». – М.: Приор, 1995.
19. 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.
20. СНиП П.А.9.71 Искусственное освещение. Нормы проектирования. – М. : Госстрой СССР, 1971. – 28 с.

21. Строительные нормы и правила РФ СНиП 41-01-2003 "Отопление, вентиляция и кондиционирование" (приняты постановлением Госстроя РФ от 26 июня 2003 г. N 115)
22. Учебно-методический комплекс дисциплины «Обогащение полезных ископаемых» - Владивосток 2012. – 54 стр.
23. Фалилева, С. К. Справочное пособие для курсового и дипломного проектирования студентов специальности «Обогащение полезных ископаемых» / С.К. Фалилева. – Чита : Изд-во Забайкальского горного колледжа, 2006. – 69 с.
24. Фатьянов, А. В. Проектирование обогатительных фабрик. Учеб. пособие. / А.В. Фатьянов. – Чита: ЧитГТУ, 2003. — 297 с.
25. Фатьянов, А.В. Проектирование обогатительных фабрик: справочное пособие / А.В. Фатьянов, Л.Г. Никитина, А.А. Рябова. – Чита : Изд-во «ЧитГУ», 2004. – 111 с.
26. Федеральный закон от 24 апреля 1995 г. N 52-ФЗ "О животном мире" // Собр. Законодательства Российской Федерации. – 1995.
27. Федеральный закон от 21 июля 1997 г. № 116-ФЗ «О промышленной безопасности опасных производственных объектов» // Собр. Законодательства Российской Федерации. – 1997.
28. Федеральный закон от 04.05.1999 N 96-ФЗ "Об охране атмосферного воздуха" // Собр. Законодательства Российской Федерации. – 1999.
29. Федеральный закон от 3 марта 1995 г. № 27-ФЗ «О недрах» // Собр. Законодательства Российской Федерации. – 2017.
30. Федеральный закон от 10.01.2002 N 7-ФЗ (ред. от 29.07.2017) "Об охране окружающей среды"// Собр. Законодательства Российской Федерации. – 2017.
31. Федеральный закон от 10.01.2002 N 7-ФЗ (ред. от 29.07.2017) "Об охране окружающей среды"// Собр. Законодательства Российской Федерации. – 2017.
32. Федотов, К.В. Проектирование обогатительных фабрик: учебник /К.В. Федотов, Н.И. Никольская. – М. : Горная книга, 2012. – 536 с.

33. Шершнеv А.А., Обоснование технологии отсыпки отвалов скальных вскрышных пород при складировании отходов обогащения / Шершнеv А.А. – Красноярск : Изд-во СФУ, 2016. – 147 с.
34. Экономика и менеджмент: метод, указания / сост. С.Ю. Сапожников. – Чита : Изд-во «ЧитГУ», 2005. – 31 с.
35. Экономика предприятия: методические указания / разработ. С.П. Топоркова. – Чита : Изд-во «ЧитГТУ», 2000. - 52 с.
36. Экономика промышленности: методические указания / сост. В.К. Максимов, В. С. Дубина. – Чита : Изд-во «ЧитГТУ», 2001 – 25 с.
37. Экономическая оценка инвестиций: методические указания / сост. Е.А. Малышев. – Чита : Изд-во «ЧитГТУ», 2002. – 46 с.
38. Ярочкин, В.И. Основы безопасности предприятий: учеб. для вузов / Ярочкин В.И. - М. : Недра, 2005. - 284 с.
39. Commission Internationale des Grands Barrages «Tailings dams risk of dangerous occurrences. Lessons learned from practical experiences» - Bulletin 121 – 151. Bd Haussmann, 75008. – Paris.
40. Outotec.ru [Электронный ресурс] : офиц. сайт. – 27.05.1999. – Режим доступа: <https://www.outotec.ru/products-and-services/newsletters/minerva/minerva-3--2017/> – 05.03.2017.