

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
«___»_____ 2021 г.

ДИПЛОМНЫЙ ПРОЕКТ

на тему: Проект обогатительной фабрики на базе золотосодержащих руд месторождения «Албын». Специальная часть: флотационное обогащение руд

Исполнитель
студент группы 516-ос

(подпись, дата)

А.В Каржилов

Руководитель
профессор, д.г.-м.н.

(подпись, дата)

Е.В. Бучко

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

(подпись, дата)

Т.В. Кезина

по разделу технологическая
часть, доцент, к.т.н.

(подпись, дата)

Л.Г. Никитина

по разделу экономическая
часть, доцент, к.т.н.

(подпись, дата)

Л.Г. Никитина

Нормоконтроль

(подпись, дата)

С.М. Авраменко

Рецензент

(подпись, дата)

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»)

Факультет Инженерно-физический
Кафедра Геологии и природопользования

УТВЕРЖДАЮ
Зав. кафедрой
_____ Д.В. Юсупов
«___» _____ 2020 г.

ЗАДАНИЕ

К выпускному квалификационному проекту студента Каржилова Андрея Виктровича

1. Тема дипломного проекта – Проектирование обогатительной фабрики на базе золотосодержащих руд месторождения Албын. Специальная часть: Флотационный метод обогащения.

(утверждено приказом от 26.08.2020 №1734-уч)

2. Срок сдачи студентом законченного проекта: 04.02.2021

3. Исходные данные к дипломному проекту: $Q=6000$ т/сут, $\alpha=1,5$ г/т.

4. Содержание дипломного проекта: Геологическая часть, генеральный план и транспорт, практика обогащения золотосодержащих руд, технологическая часть, выбор и расчет основного оборудования, выбор и расчет вспомогательного оборудования, вспомогательные службы, безопасность и экологичность проекта, специальная часть, экономическая часть.

5. Перечень материалов приложения: 7 рисунков, 42 таблицы, 2 приложения, 30 источников.

6. Консультанты по дипломному проекту (с указанием относящихся к ним разделов): общая – Бучко И.В., экономическая часть – Никитина Л.Д.; безопасность и экологичность – Т.В. Кезина

7. Дата выдачи задания: 01.09.2020

Руководитель дипломного проекта: Никитина Людмила Георгиевна, доцент
К.Т.Н

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

Задание принял к исполнению (дата) 01.09.2020

подпись студента

РЕФЕРАТ

Дипломный проект содержит 132 с., 4 рисунка, 39 таблицы, 2 приложения, 35 источников.

МЕСТОРОЖДЕНИЕ «АЛБЫН», ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩИЕ РУДЫ, ФАБРИКА, ПУЛЬПА, ДРОБЛЕНИЕ, ИЗМЕЛЬЧЕНИЕ, КЛАССИФИКАЦИЯ, ГИДРОЦИКЛОНИРОВАНИЕ, ГИДРОМЕТАЛЛУРГИЯ.

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

Объектом разработки является золотосодержащие руды месторождения «Албын», расположенного в Селемджинском районе Амурской области.

Основные задачи дипломного проектирования:

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

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

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

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

Дипломный проект основан на следующих фактических материалах: технологическая инструкция Албынский ЗИФ, Албынский ЗИФ проекты рекуль-

-тивации, программа мониторинга.

Все технологические процессы золота совершенствовались в течение некоторого периода времени. В дипломном проекте большое внимание уделяется процессу гидрометаллургии. Первичные руды обогащаются гидрометаллургическим методом обогащения. Цианирование золота зависит от природы золота (крупность, форма золотин, химической чистоты поверхности, наличии пленок, примесей и вещественного состава руд). К металлургической переработке руд и концентратов относятся цианирование или другие методы выщелачивания, обжиг, сорбционные методы извлечения золота.

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

СОДЕРЖАНИЕ

Введение	9
1 Геологическая часть	15
1.1 Общие сведения о предприятии и месторождении	15
1.2 Вещественный состав руд	17
1.3 Минеральный состав руды	19
2 Генеральный план и транспорт	22
2.1 Генеральный план площадки ЗИФ	22
2.2 Транспорт	23
3 Практика обогащения золотосодержащих руд	25
4 Технологическая часть	34
4.1 Выбор и обоснование схемы обогащения	34
4.1.1 Предварительное цианирование и сорбционное выщелачивание	35
4.1.2 Десорбция и электролиз	36
4.1.3 Пирометаллургическая переработка катодных осадков	37
4.2 Расчет качественно-количественной схемы	37
4.3 Расчет водно-шламовой схемы обогащения	40
5 Выбор и расчет основного оборудования	44
5.1 Выбор и расчет дробилок	44
5.2 Расчет мельниц	45
5.2.1 Выбор и расчет мельницы для первой стадии измельчения	46
5.2.2 Выбор и расчет оборудования для второй стадии измельчения	48
5.3 Выбор и расчет спирального классификатора	52
5.3.1 Выбор и расчет спирального классификатора	52
5.3.2 Выбор и расчет гидроциклонов	53
5.4 Выбор и расчет оборудования для грохочения	56
5.5 Расчет цеха предварительного цианирования и сорбционного выщелачивания	58

5.5.1	Расчет операции предварительного цианирования	58
5.5.2	Расчет количества емкостей предварительного цианирования	59
5.5.3	Расчет металлического баланса по золоту для операции предварительного цианирования	60
5.6	Расчет операции сорбционного выщелачивания	61
5.6.1	Расчет потока сорбента по аппаратам сорбционного цианирования	61
5.6.2	Расчет единовременной загрузки в процесс	63
5.6.3	Расчет числа ступеней сорбции	63
5.6.4	Расчет металлического баланса по золоту для сорбционного выщелачивания	64
5.7	Расчет регенерации	66
5.8	Выбор и расчет сгустителей	70
5.9	Выбор и расчет электролизеров	71
5.9.1	Пирометаллургическая переработка катодного осадка	75
6	Выбор и расчет вспомогательного оборудования	77
6.1	Выбор и расчет бункера	77
6.2	Выбор насосов	78
7	Вспомогательные службы	79
7.1	Электроснабжение	79
7.2	Связь и сигнализация	80
7.3	Связь	80
7.4	Водоснабжение	81
7.5	Объекты вспомогательного и обслуживающего назначения.	
	Объекты ремонтного и гаражного хозяйства	82
7.6	Складское хозяйство	83
8	Безопасность и экологичность проекта	85
8.1	Электрическая безопасность	85
8.2	Пожарная безопасность	85
8.3	Охрана труда	86

8.3.1 Шум и вибрации	86
8.3.2 Освещенность	88
8.3.3 Запыленность воздуха рабочей зоны	89
8.3.4 Опасности механического характера	91
8.3.5 Санитарно-гигиенические условия труда	92
8.3.6 Правила безопасности на золотоизвлекательной фабрике	93
8.4 Охрана окружающей среды	97
8.4.1 Рекультивация нарушенных земель	99
9 Специальная часть	102
9.1 Флотация как способ обогащения	102
9.1.1 Способы флотации	102
9.1.2 Применение флотации	102
9.1.3 Способы использования флотационных устройств	103
9.1.4 Разновидности оборудования	104
9.1.5 Практика обогащения золотосодержащих руд методом флотации	104
9.1.6 Реагенты, применяемые для флотации золотосодержащих руд	107
10 Экономическая часть	110
10.1 Режим работы, графики сменности, баланс рабочего времени	110
10.2 Производственная мощность, производственная программа и товарная продукция фабрики	112
10.3 Численность трудящихся	113
10.4 Производительность труда	114
10.5 Заработная плата	115
10.6 Основные фонды	118
10.7 Амортизация	119
10.8 Оборотные фонды	120
10.9 Себестоимость	121
10.10 Прибыль и рентабельность	121

10.11 Определение платы за загрязнение окружающей среды и размещение отходов	121
10.12 Показатели экономической эффективности	122
Заключение	124
Библиографический список	126
Приложение А Технологическая схема	130
Приложение Б Спецификация	131

ВВЕДЕНИЕ

В природе очень мало металлов, находящихся в самородном состоянии. Первые крупинки этого металла попали в руки людей несколько тысячелетий назад, и тогда же он был возведен человеком в ранг драгоценного. Самой богатой страной древнего мира считался Египет. Не случайно при раскопках захоронений египетской знати археологи находят много украшений и других золотых предметов.

Вначале золотые самородки просто находили, потом – в Древнем Египте золотосодержащую породу начали промывать. Деревянных лотков еще не было и промывали золотоносную породу на кусе ткани, натянутом на раму из веток.

Позднее в Древнем Египте начали добывать золото из золотоносных руд – золотоносных жил, пронизывающих кварцевые породы. В древнем мире золото добывали в Аравийской пустыне, в горной стране Этаби, в Бени-Шагул (совр. Эфиопия), на рудниках Вади-Аббаса и Икита. В последующем жильное золото было найдено во многих местах Европы и Азии.

В XIX веке, интенсивные торговые отношения между государствами увеличили спрос на драгоценные металлы, что привело к поиску и открытию новых россыпных и рудных месторождений в Австралии и Калифорнии. В этот период совершенствуются способы технологии добычи и извлечения золота: внедряются процессы обжига и хлоринации руд, применяются промывочные механизмы и шлюзы.

Резкий и длительный подъем золотопромышленности наблюдался в 90-е годы 19-го столетия, когда были открыты и стали эксплуатироваться месторождения коренных золотосодержащих руд в Южной Африке, которые вплоть до настоящего времени обеспечивают около 80 % мировой добычи золота. Почти одновременно были открыты, хотя и меньшие по запасам, но всё же значительные, месторождения золота в Индии и на Аляске.

На территории России золото добывалось ещё в отдалённые времена, однако достоверных данных об этом периоде не имеется. Первым документом

указывает на открытие в 1732 году рудного золота в Олонецком крае (ныне Карелия), а в 1744 г – на Урале в районе Березовска. В 1814 г сын уральского мастера Л.И. Брусницын положил начало разработке золотосодержащих россыпей. Изобретенные им приемы поиска и промывки золотосодержащих песков способствовали открытию и вовлечению в эксплуатацию многочисленных россыпей Урала, Алтая, Лены, Забайкалья. Благодаря этому, Россия к 1820 г. становится главной золотодобывающей державой в мире. Однако, уже с 1850 г. ведущая роль в добыче золота переходит к США, а позднее к Южной Африке.

Месторождения золота выявлены в 40 субъектах РФ. Основная масса сосредоточена в Сибири, на Востоке и Центральном Уральском регионе. Основная часть российского золота, добывается из россыпей примерно 75 %, хотя на долю россыпей приходится около 20 % запасов. Прогнозируется увеличение руд золота до 40 %, за рубежом около 90 % золота добывается из руд коренных месторождений. Официально началом добычи золота в России принято считать первые десятилетия 18 века, когда было открыто на Урале Берёзовское месторождение. Рудное золото добывали на Урале, россыпное – в Сибири. В 1830 году Россия по объему добычи золота занимала первое место в мире, в 1900 году выпускала 5 % золота от мирового производства этого металла.

В первой половине 19 века на Урале широко применяли бутары. В тридцатые годы 19 века появились прототипы гидромониторов. В 1886 году на Качканарском руднике на Урале выпущен первый в России завод по извлечению золота цианированием.

История золотодобычи района началась с открытия в 1894 г. золотопромышленниками Мординым и Толмачевым богатейшего Жедринского прииска по руч. Албын. В 1900 г. ими же учреждается Амурское золотопромышленное общество (АЗО), к которому отходят россыпи р. Харги и её притоков. Находка в 1901 г. в плотике р. Харга обломков кварца с видимым золотом послужила поводом для начала поисков рудного золота [18].

Первые геологические сведения принадлежат А.И. Хлапонину, исследовавшему район в 1901, 1908-09 гг. и П.К. Яворовскому, который в 1901 году

прошел маршрутом по р. Харге и посетил Жедринский прииск.

До октябрьской революции поисками и разведкой золотоносных жил на Харгинском (по современному районированию) месторождении с попутной добычей металла занималась геологическая служба АЗО. К сожалению, сохранились только разрозненные сведения о результатах довольно большого объема работ, в том числе и об установлении вольфрамовой минерализации жил и добыче еще в 1916 г. 1,5 т. кускового и шлихового шеелита.

После революции геологоразведочные и добычные работы возобновились в 1922 г., и до 1925 г. уже было добыто 182 кг рудного золота. С 1922 до 1955 г. – начала планомерных площадных работ, в окрестностях Златоустовска работали такие известные геологи как член геолкома И.А. Преображенский, профессор А.В. Арсентьев, Г.П. Воларович и многочисленные инженеры и техники, трудом которых была обеспечена добыча за этот период около 6 т. золота и 5,6 т шеелита, выявление более 30 золоторудных объектов.

В 1941 г. к востоку от пос. Златоустовск геологи Харгинского приискового управления обнаружили линзы золотоносных кварц-альбитовых метасоматитов – будущее Албынское месторождение. Уже в 1942 г. старатели предприняли попытку разработки метасоматитов, в результате которой было добыто 35,3 кг золота при среднем содержании металла в руде - 2,9-3,1 г/т, Всего до 1951 г. из окисленных руд Албынской зоны было добыто 100,5 кг золота.

Повторная и последняя попытка эксплуатации метасоматитов была принята рудником Харга в 1958 г. Тогда из 21 тыс. т. руды со средним содержанием 2,5 г/т было извлечено всего 37,02 кг золота, вместо расчетных 53,0 кг. При этом методе амальгамации при 54 % извлечения получено 28,6 кг, а из сульфидного концентрата весом 126 т при 95 % извлечения в заводских условиях - 8,42 кг золота. В 1959 году в связи с затоплением выработок эксплуатационные работы прекращаются [18].

В целом период до 1955 г. можно охарактеризовать как время хищнической отработки с минимальными затратами на геологическое изучение. Выполнявшиеся геологоразведочные работы имели ряд методических недостатков: в

первую очередь это «игнорирование» золотоносности вмещающих пород и зон прожилкового окварцевания (опробовались только кварцевые жилы мощностью более 10 см), низкое качество аналитических работ и плохой выход керна.

В 1955 г. с издания государственной геологической карты региона масштаба 1:200 000 (N-53-XXVI) составленной специалистами ДВГУ (Козюра, 1955) началось государственное планомерное изучение территории.

В 60-80-х годах прошлого столетия в регионе проводились многочисленные поисковые работы (Моисеенко, 1963; Эйриш, 1965; Шишканова, 1971; Лебедев, 1971; Билан, 1978; Ципуков, 1985 и др.). Билан и Ципуков занимались, в том числе, и непосредственным изучением Албынской зоны метасоматитов, канавами и скважинами была подтверждена ее золотоносность и перспективность, но из-за ограниченных объемов работ масштабы оруденения были занижены и в целом проявление получило отрицательную оценку.

На протяжении последних десятилетий прошлого столетия в районе выполнен ряд тематических работ, ориентированных на выявление закономерностей размещения полезных ископаемых и перспектив территории. Геологическое изучение территории было возобновлено в начале 21 века. В 2002 - 2005 гг. опоскование Албынской рудоперспективной площади провело ЗАО «Хэргу», были выполнены значительные объемы бульдозерных канав и скважин колонкового бурения, площадных геохимических и геофизических работ, что позволило оценить прогнозные ресурсы золота и рекомендовать объект для дальнейшего изучения. В 2002 г было завершено геологическое доизучение площади масштаба 1: 200 000 (Агафоненко, 2002)

Инженерно-геологические условия района изучены в масштабе 1:500 000 (Розенберг, 1980; Колесников, 1982), гидрогеологические исследования выполнены специалистами второго гидрогеологического управления ПГО «Гидро-спецгеология» (Ведерникова, 1980; Денисенко, 1980). Гидрогеологические съемки в масштабе 1:500 000 были проведены в 1984 г. силами ПГО «Гидро-спецгеология». Естественные ресурсы подземных вод аллювиальных отложений были определены при проведении поисков и разведки россыпей золота

(Смирнов, 1990)

Основные задачи дипломного проектирования:

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

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

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

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

В свою очередь экологические проблемы обуславливают пересмотр традиционных подходов к золотоносным образованиям, приемам и качеству их обогащения и использования. Это вызвано, например, тем, что отвальные продукты золотодобычи занимают земельные площади хозяйственного назначения. Причем данные процедуры зачастую несут токсическую составляющую, вызывающую отравление природной среды не только в районах проведения добычных работ, но и значительном расстоянии от них за счет разноса продуктов ветрами, водными потоками.

Золото сыграло важную роль в мировых товарно-денежных отношениях вследствие того, что этот металл весьма компактен, имеет незначительный вес при значительной массе, не изменяется в обычных условиях. Что позволяет хранить его практически без ограниченного срока. Золото гораздо удобнее для перевозки, чем бумажные деньги. Золото служит удобным мерилем стоимости любого товара, а его высокая ценность остается во все времена постоянной.

Если раньше золото непосредственно использовалось в качестве денег в виде монет различного достоинства, то в настоящее время золото юридически

устранено из денежного обращения и формально утратило связь с денежной системой. Тем не менее, как бывший денежный металл, золото продолжает служить абсолютным покупательным и платежным средством. Для государств золото является страховым и резервным фондом, позволяющим в случае крайней необходимости получать платежные средства в любой национальной валюте. Вот почему каждое государство стремится создать свой «золотой» запас, как средство обеспечения национальной валюты, и для создания страхового фонда в случае катастроф и стихийных бедствий.

Вторая область применения золота (примерно 15-20 %) – промышленность и ювелирное дело. Золото высокотехнологический металл, из него легко изготовить сверхтонкую фольгу и микронную проволоку, оно хорошо паяется и сваривается под давлением, золотые покрытия хорошо наносятся на металл и керамику. Золото почти полностью отражает инфракрасные лучи, обладает высокой электропроводностью. Такая совокупность полезных свойств золота является причиной широкого его использования в важнейших отраслях промышленности, таких как электроника, техника связи, космическая и авиационная техника. Ядерная энергетика, измерительная аппаратура и др.

Значительные количества золота потребляет стоматология – коронки и зубные протезы изготавливаются из сплавов золота с серебром, медью, никелем, платиной. Такие сплавы сочетают коррозионную стойкость с высокими механическими свойствами.

Традиционно большое количество золота потребляет ювелирная промышленность. Ювелирные изделия. Как правило, изготавливают не из чистого золота, а из его сплавов с другими металлами, в основном с серебром, медью, цинком и др. Важнейшей характеристикой ювелирных изделий является проба, характеризующая содержание золота. В нашей стране установлена метрическая система проб, в которой содержание золота обозначается числом частей по массе 1000 частях сплава. В соответствии химически чистое золото имеет пробу 1000.

1 ГЕОЛОГИЧЕСКАЯ ЧАСТЬ

1.1 Общие сведения о предприятии и месторождении

Албынская рудо-перспективная площадь располагается на правом берегу реки Харга между ее правыми притоками, руч. Корейским и руч. Эльгокан. По административному делению площадь входит в состав Селемджинского района Амурской области и располагается в пределах листа №-53-XXVI.

Расположение месторождения «Албынский рудник» представлено на рисунке 1.

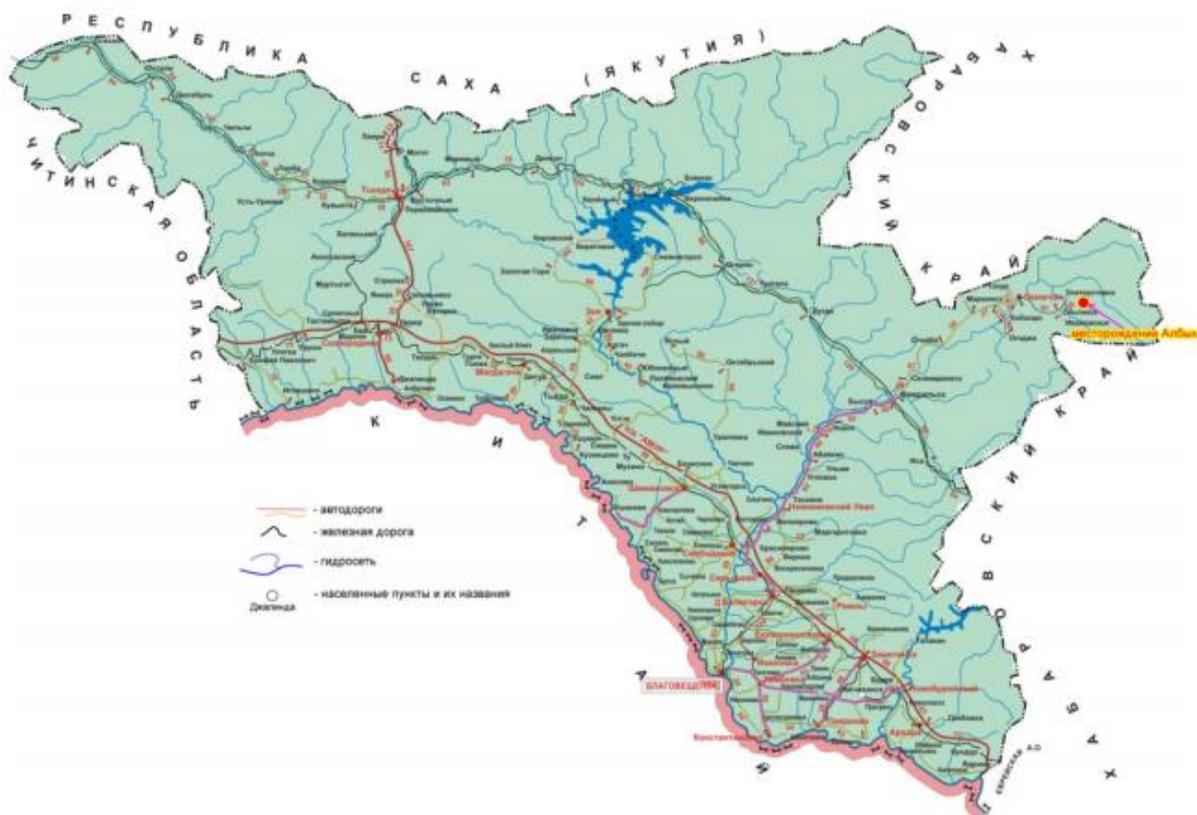


Рисунок 1 – Расположение месторождения «Албынский рудник»

Общая площадь района работ составляет 40,0 км². На глубину участок недр не ограничен. В западной части 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 принадлежащие ЗАО «Хэргу» цех по ремонту земле-

ройной техники, подсобный цех с пилорамой Р-65, столярный цех, теплица [18].

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 в паводки 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.

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 орогидрографическом отношении район работ занимает территорию на правом берегу реки Харга между ее правыми притоками: руч. Корейским и руч. Эльгокан. Рельеф здесь 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 пологий, 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 [18].

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

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.

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 семи бальной зоне [18].

1.2 Вещественный состав руд

Характеристика вещественного состава руды месторождения «Албын» приводится на основании изучения полупромышленной технологической пробы ТАл- 21П массой 4849 кг [3]. Проба на 97 % представлена первичными и на

3 % окисленными рудами и характеризует рядовые золотокварцевые руды данного месторождения.

Породы, слагающие руду, представлены филлитовидными слюдистыми, хлорит-слюдистыми сланцами, углисто-слюдистыми сланцами и кварц – альбитовыми метасоматитами по слюдистым сланцам, а также, в небольшом количестве жильным кварцем. В незначительном количестве присутствуют ожелезненные и выветрелые породы, цвет которых варьирует от буровато-серого до рыжевато- бурого.

Химический состав руды приведен в таблице 1, из которой следует, что основными компонентами являются оксид кремния с массовой долей 58,8 % и оксид алюминия (16,1 %). Масса оксида кальция - 4,2 %, а оксидов щелочных металлов в сумме ($K_2O + Na_2O$) – 8,86 %. При этом доля оксида натрия немногим более чем в 1,5 раза больше чем калия.

Основными рудными компонентами являются железо, сера и мышьяк. Количественно преобладает мышьяк в сульфидной форме, на долю которого приходится практически 100 % от его общей массы. Доля серы находится на уровне 0,8 % и она также присутствует, главным образом, в сульфидной форме. Масса серы в оксидной форме ниже порога количественного определения элемента атомно-абсорбционным методом химического анализа, т.е. $<0,2$ %. Масса общего железа - 4,78 %, при этом доля сульфидного железа составляет 14 % от общего количества элемента.

Таблица 1 – Химический состав руды

Компоненты	Массовая доля, в процентах	Компоненты	Массовая доля, в процентах
1	2	3	4
SiO ₂	58,8	S окисл.	<0,20
Al ₂ O ₃	16,1	S сульфид..	0,75
TiO ₂	0,83	As общ.	0,190
CaO	4,2	As окисл..	0,005
MnO	0,29	As сульф.	0,185
MgO ×	1,04	Sb	<0,001
Na ₂ O ×	5,56	Zn	0,007
K ₂ O	3,5	Cu	0,006
P ₂ O ₅	0,20	Pb	<0,001

1	2	3	4
Fe общ.	4,78	CO ₂ карб	4,23
Fe окисл.	4,13	C орг.	<0,05
Fe сульф.	0,65	Au, г/т	1,89
S общ.	0,75	Ag, г/т	<1,0
S элементарная	<0,20		

Руда классифицируется как первичная, т.к. степень её окисления, рассчитанная по железу, находится в пределах 4 % [3].

Среднее содержание золота составляет 1,53 г/т.

1.3 Минеральный состав руды

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

Результаты количественного минералогического анализа отражены в таблице 2, 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 2 – Минеральный состав руды

Минералы, группы минералов	Массовая доля, в процентах
1	2
Кварц, аморфный кремнезем	11,5
Полевые шпаты	34,2
Глинисто – слюдисто - гидрослюдистые (мусковит, серицит, гидросерицит, каолинит)	37,7
Хлориты	4,0
Карбонаты (кальцит, сидерит)	7,2
Биотит, амфиболы, пироксены	3,5

Продолжение таблицы 2

1	2
Арсенопирит	0,4
Пирит	1,1
Пирротин	Редкие зерна
Сфалерит	Единичные зерна
Халькопирит, халькозин, ковеллин	Единичные зерна
Гидроксиды железа (лимонит, гётит, гидрогётит)	Редкие зерна
Скородит	Единичные зерна
Оксиды марганца	0,3
Магнетит	0,1
Ильменит, рутил	Редкие зерна
Барит, турмалин, гранат, монацит	Единичные зерна
Угlistое вещество	Единичные зерна
Итого	100,0

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.

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

Единичные зерна угlistого вещества регистрируются в виде обломочков черного цвета, хрупких, напоминающих древесную золу.

Гранулометрическая характеристика сульфидов приведена в таблице 3, 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.

Таблица 3 – Гранулометрическая характеристика сульфидов

Классы крупности, мм	Выход класса, в процентах
1	2
+1,0	8,0
Минус 1,0+0,5	24,0
Минус 0,5+0,25	16,0
Минус 0,25+0,15	17,0

Продолжение таблицы 3

1	2
Минус 0,15+0,10	24,0
Минус 0,10+0,07	2,0
Минус 0,07	9,0
Итого	100,0

2 ГЕНЕРАЛЬНЫЙ ПЛАН И ТРАНСПОРТ

2.1 Генеральный план площадки ЗИФ

Размещение объектов горно-эксплуатационного участка опытно-промышленной добычи на золоторудном месторождении «Албын» обусловлено следующими факторами:

- местоположением участка горных работ;
- имеющимися природно-климатическими, топографическими и инженерно-геологическими условиями района строительства;
- действующими нормами и правилами в части безопасности ведения технологических процессов и требований по охране окружающей природной среды;
- предварительными данными о безрудности застраиваемых территорий.

Соответственно, в данном варианте на площадке предусматривается размещение минимально необходимой производственной инфраструктуры, необходимой для производства только горных работ.

При этом проживание трудящихся предусматривается в существующем вахтовом поселке ОПК «Албын».

Основная часть объектов предприятия располагается на следующих площадках:

Главная промплощадка ОПК «Албын» с объектами производственной и социальной инфраструктуры, располагается на террасе правого борта руч. Эльгокан в 1,5 км южнее ОПК-1 и имеет в своем составе следующие здания и сооружения:

- резервуары производственно-противопожарного водоснабжения;
- склад противопожарных материалов;
- бытовые помещения;
- здание ИТР;
- ремонтно-механические мастерские (РММ) с гаражом вспомогательного транспорта;

- открытая стоянка автотранспорта и ремонтная площадка;
- помещение ДЭС-100;
- склад ГСМ емкостью 200 т;
- склад продтоваров;
- морозильник контейнерного типа;
- резервуары запаса хозпитьевой воды;
- помещение для приема пищи на 100 чел.;
- нагорные и водоотводные канавы;
- отстойник дождевых вод.

Площадка карьера и отвального хозяйства в составе:

- карьер № 1;
- временный склад богатой руды;
- отвал пустой породы;
- пруд- отстойник и очистные сооружения карьерных вод;
- летняя ремонтная площадка.
- временный склад руд для КВ.

2.2 Транспорт

Внешние грузы поступают на прирельсовую базу, расположенную на арендуемом ОАО «Маломырский рудник» железнодорожном тупике на станции Февральск.

Перевозка грузов и доставка людей к площадке месторождения будет осуществляться с использованием собственного автотранспорта.

Вывоз горной массы из карьеров на отвал и временные склады осуществляется автомобилями Volvo FM и Volvo A40E.

Транспортировка материалов для производства горных работ осуществляется круглогодично. Для обеспечения указанного грузооборота принимается парк автомашин соответствующих марок.

Помимо этого, для осуществления перевозок предусматривается приобретение грузового автомобиля с бортовой платформой КамАЗ-54101.

Топливо перевозится специализированным транспортом: бензовозом АЦ

на базе Урал-5329 емкостью 10 м³.

Продукты питания завозятся автофургоном.

Доставка людей на ОПК «Албын» будет осуществляться в вахтовых автомобилях УРАЛ-4320.

Для технологической связи проектируемых площадок в проекте предусмотрен ряд межплощадочных автодорог со щебеночным покрытием общей протяженностью 5 км. В соответствии со СНИП 2.05.07-91 ширина проезжей части технологических автодорог (автодороги на отвал с двухполосным движением) принята равной 13,5 м, ширина проезжей части рудовозной дороги и остальных межплощадочных автодорог - 5,5 м [20].

Всего предусматривается строительство около 20 км двухполосных технологических автодорог и 30 км однополосных автодорог (рудовозной автодороги и вспомогательных межплощадочных автодорог).

Для производства ремонтных работ горной техники предусматривается приобретение передвижной авторемонтной мастерской 4784 (ПАРМ) на базе Урал-3432.

Кроме того, для внутриплощадочных перевозок предусматривается использование двух грузопассажирских машин УАЗ-469, поливомоечной машины МКДМ. Для выполнения эпизодических работ планируется привлекать автотранспортные средства, задействованные на эксплуатации Маломырского месторождения (автокран КАТО - 25 тонн; автомобиль скорой помощи - УАЗ-3962; вакуумная машина КО-50 и пр.).

Загрузка автопоездов Volvo FM и Volvo A40E на складе руды осуществляется гидравлическим экскаватором САТ-330 с емкостью ковша 1,6 м³ или погрузчиком МоАЗ.

Содержание внутриплощадочных автодорог планируется с использованием автогрейдера Д 3-98.

3 ПРАКТИКА ОБОГАЩЕНИЯ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩИХ РУД

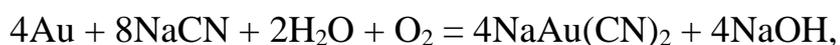
Одним из самых распространенных благородных металлов является золото. Золото (Au) металл желтого цвета с плотностью 19300 кг/м^3 и температурой плавления $1063 \text{ }^\circ\text{C}$. Прежде всего, это валютный металл, кроме того, золото, из-за своих уникальных физических и химических свойств, широко используется в приборостроении, в электротехнической, химической и ювелирной промышленности. Цена золота в настоящее время составляет около $47,6 \text{ долларов/г}$, мировая добыча $1100 - 1200 \text{ т/год}$.

Основными источниками получения золота являются коренные и россыпные золотые руды, а также полупродукты цветной металлургии. Доминирующую роль играют коренные руды. В этих рудах золото представлено мелкими включениями металлического золота, как правило, с небольшой примесью других металлов (серебро, медь, железо, платина и др.). В зависимости от крупности включений золото по-разному ведет себя на различных технологических переделах: крупное золото ($d > 70 \text{ мкм}$) хорошо вскрывается при измельчении, хорошо извлекается гравитационными способами обогащения и амальгамируется, плохо флотируется и плохо цианируется; мелкое золото ($5 < d < 70 \text{ мкм}$) вскрывается при измельчении, плохо амальгамируется и плохо извлекается гравитацией, хорошо флотируется и цианируется; тонкодисперсное золото ($d < 5 \text{ мкм}$) не вскрывается при измельчении и не извлекается традиционными способами. В коренных рудах преобладает мелкое золото. При переработке коренной золотой руды обычно крупное золото извлекают гравитационным обогащением и амальгамацией, а мелкое - цианированием. Содержание золота в руде составляет $1,5-15 \text{ г/т}$. Для вскрытия золота руду дробят и измельчают до крупности $\sim 90 \%$ класса $-0,074 \text{ мм}$.

Задача гравитационного обогащения - вывести из процесса крупное золото. В классическом узле измельчения мельница – классификатор крупные золотины, которые не изменяют своей массы во время измельчения, так как золото ковкий металл, будут накапливаться в песках классификатора. Для вывода

крупного золота обычно на разгрузке мельниц предусматривается гравитационное обогащение, осуществляемое на стандартных гравитационных аппаратах (отсадочные машины, концентрационные столы и др.). В получаемых гравитационных концентратах содержание золота составляет от нескольких сотен граммов до нескольких килограммов на тонну.

Основная масса золота (мелкого) остается в хвостах гравитационного обогащения, поэтому задачей цианирования является перевод мелкого золота в раствор. Осуществляется в реакторах с механическим или воздушным перемешиванием в присутствии цианистых солей (NaCN , KCN или $\text{Ca}(\text{CN})_2$). В этих условиях золото переходит в раствор по реакции

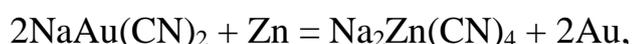


При этом другие металлы и минералы пустой породы практически не затрагиваются. Цианирование проводят в присутствии извести, чтобы предотвратить реакцию гидролиза цианида, приводящую к ненужным потерям дорогостоящего реагента:



Присутствие извести сдвигает реакцию гидролиза влево. Золотосодержащий раствор отделяют от пустой породы в сгустителях и на фильтрах.

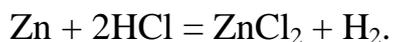
Задача процесса осаждения золота – выделить золото из цианистого раствора. Осуществляется обычно на вакуум-фильтрах металлическим цинком. Поскольку цинк – металл более электроотрицательный, чем золото, протекает реакция



при которой золото осаждается в виде металла. Процесс осуществляют следующим образом, сначала на фильтр набирают слой цинковой пыли, а затем через него фильтруют золотосодержащий раствор. В этот момент и происходит цементация золота цинком. Получаемый золотоцинковый осадок содержит 5 - 15 % Au.

Основную массу осадка составляет цинк, кроме него присутствуют и другие примеси (медь, свинец, железо и др.). Поэтому осадок подвергается очист-

ке, которая осуществляется в две стадии. Сначала осадок обрабатывают соляной кислотой, при этом в раствор переходит цинк и некоторые другие элементы:



Во второй стадии остаток плавится с различными флюсами, при этом оставшиеся примеси удаляются в шлак и получается золото, которое может содержать серебро (Доре-металл). Природное золото практически всегда содержит в качестве примеси серебро в большем или меньшем количестве. Серебро в технологическом процессе во всех операциях ведет себя аналогично золоту, поэтому золото, получаемое по рассматриваемой схеме, всегда «грязное», и его отправляют на аффинажный завод, где получают золото высокой чистоты (99,999 %).

В настоящее время для извлечения тонкого золота, в том числе и мелко-го, из рудного сырья, как в отечественной, так и в зарубежной практике применяются традиционные технологии: гравитационная, флотационная, гидрометаллургическая. Выбор рациональной технологии обогащения руд осуществляется в зависимости от особенностей вещественного состава исходного сырья, содержания золота, его гранулометрического и фазового состава [2].

Гравитационные методы на рудном сырье остаются основными при извлечении крупного золота в голове технологических схем обогащения.

Первичные руды, содержащие не более 10 - 20 % окисленных минералов, преимущественно обогащают флотационными или гравитационно-флотационными методами.

Получаемые флото- и гравиоконцентраты, если они являются кондиционными по содержанию золота и лимитируемых примесей, представляют готовый для реализации продукт. Следует отметить, что существующая на металлургических заводах схема извлечения золота из концентратов является крайне неэффективной из-за высоких затрат на переработку, транспортировку концентратов, а также из-за сложности и долговременности взаиморасчетов между золотоизвлекающими и перерабатывающими предприятиями (медеплавиль-

ный, медь-электролитный, аффинажный заводы). В связи с этим более эффективны технологические схемы, предусматривающие полное или частичное извлечение золота из концентратов на месте их производства в виде слитков лигатуры с их отправкой на аффинажный завод.

Золото из концентратов извлекают цианированием с последующим осаждением его из раствора на цинковую стружку (цинковую пыль) или по сорбционной технологии с использованием активированных углей или ионообменных смол.

К компонентам, осложняющим технологию флотационного обогащения золотосодержащих руд, относят в первую очередь, мышьяк, сурьму, содержание которых в товарных концентратах строго лимитируется. В случае переработки концентратов на месте получения наличие указанных примесей может существенно усложнить технологическую схему извлечения золота.

Для переработки частично окисленных руд применяют гидрометаллургические методы обогащения (цианирование, сорбционное цианирование и др.) или в комбинации с гравитацией, флотацией [2].

Цианистый процесс широко используется в практике отечественной и зарубежной промышленности. Существует, однако, определенная категория упорных золотых руд, непосредственное цианирование которых неприемлемо по технологическим и экономическим соображениям. К такой категории относят руды, проявляющие:

- физическую депрессию золота – руды, содержащие золото, тонко вкрапленное в кварце, сульфидах железа, сульфидах цветных металлов, гидроокислах железа, окислах марганца и т.д.;

- руды, проявляющие при цианировании химическую депрессию золота (сурьмянистые, медистые, пирротин содержащие, глинистые и углистые руды).

Возможны два принципиальных подхода к решению проблемы переработки упорного золоторудного сырья. Первый из них предполагает сохранение цианистого процесса в качестве основного метода получения товарной золотосодержащей продукции. Обеспечение приемлемых показателей извлечения зо-

лота в данном случае достигается за счет включения в технологическую схему дополнительных операций или использования специальных приемов цианирования, целью которых является снижение до минимума величины физической или химической депрессии золота в гидрометаллургическом цикле. Альтернативой данному подходу является замена цианирования другими гидрометаллургическими процессами, по отношению к которым технологическая упорность руды (концентрата) проявляется меньше.

Радикальными методами подготовки руд, содержащих тонковкрапленное золото, к цианированию являются механическое (измельчение), химическое (выщелачивание) или термохимическое (обжиг) вскрытие золота, ассоциированного с соответствующими минеральными компонентами. Установлено, что методы тонкого и сверхтонкого измельчения обеспечивают, как правило, заметное снижение потерь золота с хвостами цианирования. Однако применительно к сульфидным рудам и концентратам с пирит-арсенопиритовой минерализацией эффективность данного приема существенно снижается из-за неполноты вскрытия дисперсного золота и возрастающей химической активности сульфидных минералов. Поэтому данный метод подготовки используется главным образом для несульфидных материалов, тем более, что для некоторых из них другие способы вскрытия тонковкрапленного золота экономически неприемлемы [1].

Наиболее эффективным методом вскрытия дисперсного золота, ассоциированного с сульфидами железа (пирит, арсенопирит), является обжиг в нейтральной или окисленной атмосфере, в результате которого происходит резкое изменение физической структуры минеральных зерен. Образующиеся породы и микротрещины позволяют цианистым растворам проникать внутрь зерна и растворять тонкие включения золота. Аналогичная картина имеет место и при обжиге (прокалке) золотосодержащего лимонита. Как правило, обжигу подвергают не исходные руды, а концентраты гравитационно-флотационного обогащения.

К компонентам, осложняющим технологию переработки руд как флота-

ционными методами, так и гидрометаллургическими, относят углесодержащее вещество, шламы, глины и др. Даже незначительное содержание (0,2 - 0,5 %) углеродистого вещества (углистых веществ), находящегося в тонкорассеянном состоянии и обладающего сорбционной способностью осложняет технологию переработки руд: вызывает увеличение расхода реагентов при флотации, делает невозможным использование прямого цианирования и требует повышенного расхода ионообменной смолы при сорбционном цианировании. Отрицательное влияние на извлечение золота цианированием так же, как и сурьма, оказывает медь, вызывающая снижение извлечения золота и повышение расхода цианида.

Совершенствование данной технологии предполагает гравитационное выделение крупных частиц золота перед цианированием, максимальное повышение активности традиционного процесса выщелачивания золота, внедрение нового оборудования и кучное выщелачивание бедных руд [22].

Значительным достижением в технологии переработки руд золота и серебра явилось сорбционное цианирование и использование активированных углей и ионообменных смол. Многолетний опыт работы более 30 фабрик показал преимущества указанной технологии перед традиционной: исключены операции сгущения и фильтрования пульп, сокращена длительность выщелачивания благородных металлов, повышено извлечение золота (особенно из руд и концентратов, содержащих сорбционно-активные углесодержащие вещества), повышено качество конечных для фабрик продуктов. Вместе с тем, выявлены и слабые стороны технологии: отсутствие операций сгущения и фильтрования хвостов осложняет организацию оборота цианистых растворов, приводит к повышенному расходу цианида и росту затрат на обезвреживание стоков; механическое разрушение и истирание угля в процессе, ведущее к потерям угля шламистыми минералами, маслами, соединениями кальция; увеличилась длительность и усложнились операции десорбции благородных металлов с угля.

Перечисленные недостатки частично устраняются в случае применения ионообменной технологии «смола в пульпе». Смолы существенно дороже активированных углей, однако преимущества Технологического характера позво-

ляют охарактеризовать оба процесса как вполне конкурентоспособные и более совершенные, чем традиционная технология цианирования [2].

Кучное выщелачивание (КВ), как способ цианирования, применяемое обычно к низкосортным материалам, получило в настоящее время достаточно широкое распространение в гидрометаллургии золота как за рубежом, так и в отечественной практике. Считается, что в первую очередь эта технология может быть применена для выщелачивания золота из руд маломощных месторождений (где невыгодно строить фабрики из-за недостаточных запасов и большой удаленности) с использованием передвижных комплексов рудоподготовки, переработки растворов и получения товарной продукции. Эта технология признана эффективной для исходного сырья с мелким золотом, теряемым при использовании обычных методов обогащения. Этот вид выщелачивания является относительно простой операцией при извлечении из руд золота и серебра, затраты на которую существенно ниже, чем на непрерывный поточный процесс. Технология кучного выщелачивания постоянно совершенствуется. Это привело с одной стороны к широкому вовлечению различных руд в переработку методом КВ, с другой стороны к повышению извлечения золота, которое на наиболее современных предприятиях достигает 90 %, т.е. сопоставимо с результатами агитационного выщелачивания тонкоизмельченной руды. Однако, метод КВ не получил в зарубежной практике повсеместного распространения. Одной из главных причин этого является то, что не в любом месте и не для всех руд метод кучного выщелачивания может быть использован с приемлемой экономической и технологической эффективностью. На выбор способа кучного выщелачивания влияют географическое месторасположение рудника, минералогические характеристики и физические свойства руды [2].

При этом выделяют следующие основные факторы, связанные с минералогией: крупность включений благородных металлов, характер первичного минерала руды, характер распределения благородного металла в руде. Практически не поддается извлечению при КВ золото, заключенное в кварце. Не удастся достаточно полно извлечь тонковкрапленное золото, заключенное в пирите и

арсенопирите. Весьма часто тонкое золото встречается в рудах, содержащих графит и углистое вещество. Переработка таких руд кучным выщелачиванием нецелесообразна, вследствие вторичной сорбции золота углистыми веществами.

К одному из самых существенных недостатков технологии выщелачивания золота цианистыми растворами относится чрезвычайно высокая токсичность растворителя. Специального внимания заслуживают вопросы контроля загрязнения окружающей среды.

Новые гидрометаллургические способы, в основном, предусматривают применение новых растворителей золота, менее токсичных, чем цианид. Необходимость в таких растворителях вызвана резким повышением в последние годы экологических требований, что привело к значительному росту затрат на обезвреживание цианидсодержащих стоков. Сейчас известны десятки соединений – растворителей золота и серебра, большинство из которых менее токсичны по сравнению с цианидом.

Наиболее детально разработан способ тиокарбамидного (тиомочевинного) выщелачивания. Установлено, что во многих случаях извлечение золота и серебра при тиомочевинном и цианидном выщелачивании практически одинаково; в отдельных случаях, в частности при переработке углистых руд, новый растворитель обеспечивает более высокое извлечение. Наряду с преимуществами тиокарбамида, как растворителя золота, необходимо отметить и недостатки этого способа: относительно высокая стоимость и дефицитность тиомочевины; потребность в кислотостойкой аппаратуре; большой расход кислоты; увеличение расхода реагента из-за его разложения (окисления). На применение кислых растворов тиокарбамида в чановом, кучном и подземном выщелачивании можно ориентироваться только при условии малой кислотоемкости минерального сырья и при наличии тонкого золота в нем.

На стадии лабораторных и полупромышленных исследований испытан целый ряд других заменителей цианида (гуминовые кислоты, галогенсодержащие соединения, белковые гидролизаторы и др.). Однако исследователи счи-

тают, что в ближайшее время нельзя ожидать масштабной замены цианистых солей другими растворителями. Такой прогноз на ближайшие годы оправдан, особенно если учесть отлаженность промышленной технологии цианирования, уникальную селективность цианида-растворителя, эффективность действия его при низких концентрациях и относительно небольшой расход на тонну руды.

Таким образом, применяемые в практике обогащения рудного золотосодержащего сырья технологии, в основном, способны обеспечить извлечение тонкого золота, однако они имеют ряд недостатков. Флотационные методы являются высокочрезвычайно затратными; получаемые концентраты требуют применения дополнительных операций для извлечения золота в конечные реализуемые продукты. Гравитационные методы практически не обеспечивают извлечение золота тонких классов крупности и применяются обычно в комбинированных схемах для предварительного извлечения крупного золота с последующей переработкой хвостов гравитации методом флотации или цианирования. Одним из основных и существенных недостатков цианирования является высокая токсичность применяемого растворителя золота.

4 ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ ЧАСТЬ

4.1 Выбор и обоснование схемы обогащения

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

В соответствии с заявкой заказчика и на основании проведенных научно-исследовательских работ и полупромышленных испытаний рекомендована для переработки руды месторождения «Албын» технологическая схема, которая обеспечивает извлечение золота на 86,67 % (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 До-ре;
- 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 2.

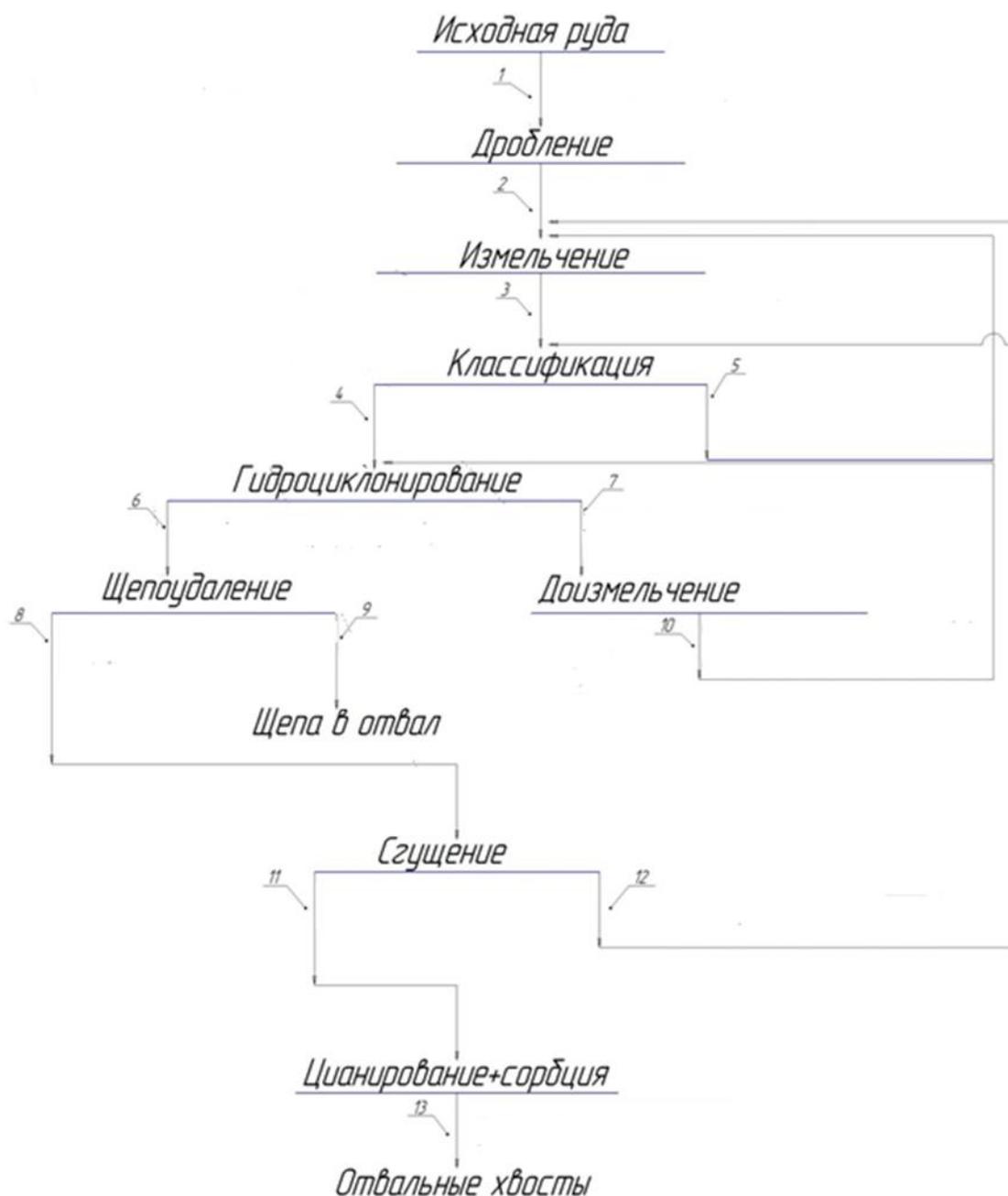


Рисунок 2 – Технологическая схема переработки золотосодержащих руд месторождения «Албын»

4.1.1 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.

4.1.2 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 промывочные 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 осад-

ком[2].

4.1.3 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; 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 прокалки исходного материала и последующей плавки с добавками флюсов[2].

4.2 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, γ, β и ε по формулам:

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

где Q_n – производительность цеха обогащения, т/сут;

γ_n – выход продуктов, в процентах;

Q_1 – 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 флюорита в исходной руде $\alpha = 1,5 \%$;

Производительность по исходному сырью $Q = 6400$ т/с .

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

- 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 [22].

Неизвестные значения части продуктов определяются по формулам. Исходные данные «баланс металла» для расчета количественно-качественной схемы приведены в таблице 4.

Таблица 4 – Общий баланс металла

Номер продуктов	Продукты	Выход γ , в процентах	Содержание металла β , в процентах	Извлечение металла ε , в процентах
1	Исходная руда	100	1,5	100
9	Хвосты	0,02	0	0
13	Хвосты	99,98	0,2	13,33

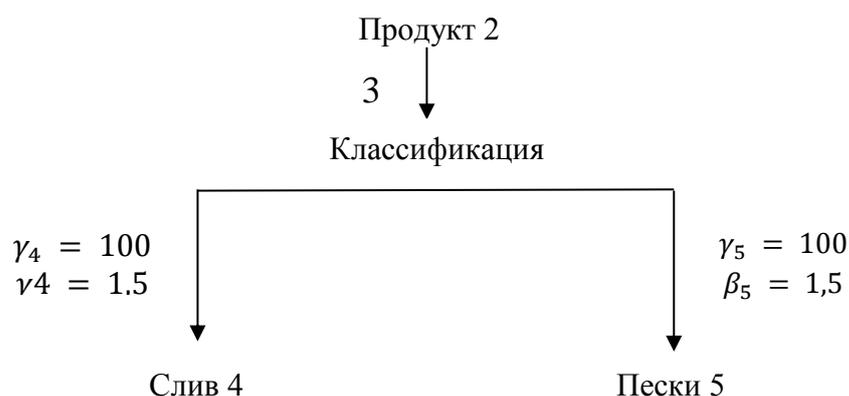


Рисунок 3 – Схема операции обогащения

Результаты расчетов качественно-количественной схемы сводим в таблицу 5 [23].

Таблица 5 – Результаты расчетов качественно-количественной схемы

№ поз.	Наименование операции и продуктов	Выход γ , %	Производительность Q , т/сут	Содержание β , %	Извлечение ε , %
1	2	3	4	5	6
I	<i>Дробление</i>				
	Поступает:				
1	Исходная руда	100	6000	1,5	100
	Итого	100	6000	1,5	100
	Выходит:				
2	Дробленный продукт	100	6000	1,5	100
	Итого	100	6000	1,5	100
II	<i>Измельчение</i>				
	Поступает:				
2	Дробленный продукт	100	6000	1,5	100
5	Пески	150	9000	1,5	150
	Итого	250	15000	1,5	250
	Выходит:				
3	Измельченный продукт	250	15000	1,5	250
	Итого	250	15000	1,5	250
III	<i>Классификация</i>				
	Поступает:				
3	Измельченный продукт	250	15000	1,5	250
	Итого	250	15000	1,5	250
	Выходит:				
4	Слив классификатора	100	6000	1,5	100
5	Пески классификатора	150	9000	1,5	150
	Итого	250	15000	1,5	250
IV	<i>Доизмельчение</i>				
	Поступает:				
7	Пески гидроциклона	300	18000	2,25	504
	Итого	300	18000	2,25	504
	Выходит:				
10	Доизмельченный продукт	300	18000	2,25	504
	Итого	300	18000	2,25	504
V	<i>Классификация ГЦ</i>				
4	Слив классификатора	100	6000	1,5	100
10	Доизмельченный продукт	300	18000	2,25	450
	Итого	400	24000	2,06	550
	Выходит:				
6	Слив гидроциклона	100	6000	0,81	54
7	Пески гидроциклона	300	18000	2,25	450
	Итого	400	24000	1,89	504
VI	<i>Щепоудаление</i>				
	Поступает:				
6	Слив ГЦ	100	6000	0,81	54
	Итого	100	6000	0,81	54
	Выходит:				
8	Слив	99,98	5998,8	0,77	51,3
9	Хвосты	0,02	1,2		

1	2	3	4	5	6
	Итого	100	6000	0,77	51,3
VII	<i>Сгущение</i>				
	Поступает:				
8	Слив	99,98	5998,8	0,77	51,3
	Итого	99,98	5998,8	0,77	51,3
	Выходит:				
11	Сгущенный продукт	99,98	5998,8	0,77	51,3
	Итого	99,98	5998,8	0,77	51,3
VIII	<i>Цианирование + сорбция</i>				
	Поступает:				
11	Слив	99,98	5998,8	0,77	51,3
	Итого	99,98	5998,8	0,77	51,3
	Выходит:				
14	Хвосты	99,98	5998,8	0,2	13,33
	Итого	99,98	5998,8	0,2	13,33

4.3 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 (3) определяется количество воды в продуктах и операциях с известными значениями R_n , причем значения Q_n берутся из количественной схемы:

$$W_n = Q_n \times R_n, \quad (3)$$

где n – номер продукта в схеме;

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

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

По уравнению баланса определяется количество воды, добавляемой в отдельные операции и в отдельные продукты [23].

По формуле (4) находим объем пульпы, м³/сут – V_n

$$V_n = Q_n \times (R_n + 1 / \delta_n) , \quad (4)$$

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

Весовое отношение жидкого к твердому по массе R_n определяется по формуле (5):

$$R_n = 100 - T_n : T_n, \quad (5)$$

где T_n – содержание твердого, в процентах.

Отношение Ж:Т и содержание твердого в операциях и продуктах, для которых значения T и R не были приняты определяются по формуле (6):

$$T_n = 100 : (R_n + 1), \quad (6)$$

Результаты расчетов каждой операции водно-шламовой схемы заносим в таблицу 6.

Таблица 6 – Результаты расчетов каждой операции водно-шламовой схемы

Наименование операций и продуктов	Количество твердого Q, т/сут	Содержание твердого T, %	Разбавление R, %	Количество воды W, м ³ /с	Объем пульпы V, м ³ /с	
1	2	3	4	5	6	
I Дробление						
Поступает:						
1	Исходная руда	6000	93	0,075	450	2430
	Итого	6000	93	0,075	450	2430
Выходит:						
2	Дроблен. продукт	6000	93	0,075	450	2430
	Итого	6000	93	0,075	450	2430
II Измельчение						
Поступает:						
2	Дроблен. продукт	6000	93	0,075	450	2430
5	Пески	9000	80	0,25	2250	5220
	Вода			3750	3750	
	Итого	15000	70	0,43	6450	11400
Выходит:						
3	Измельч. продукт	15000	70	0,43	6450	11400
	Итого	15000	70	0,43	6450	11400
III Классификация						
Поступает:						
3	Измельч. продукт	15000	70	0,43	6450	11400
	Вода	-	-	-	9600	9600
	Итого	15000	48,31	1,07	16050	21000
Выходит:						

Продолжение таблицы 6

	1	2	3	4	5	6
4	Слив классиф.	6000	30	2,3	13800	15780
5	Пески классиф.	9000	80	0,25	2250	5220
	Итого	15000	48,31	1,07	16050	21000
IV	<i>Классификац. ГЦ</i>					
	Поступает:					
4	Слив классиф.	6000	30	2,3	13800	15780
10	Доизмельченный продукт	18000	65	0,53	9540	15480
	Вода	-	-	-	5640	5640
	Итого	24000	45,45	1,2	28980	36900
	Выходит:					
6	Слив ГЦ	6000	22	3,54	21240	23220
7	Пески ГЦ	18000	70	0,43	7740	13680
	Итого	24000	45,45	1,2	28980	36900
V	<i>Доизмельчение</i>					
	Поступает:					
7	Пески ГЦ	18000	70	0,43	7740	13680
	Вода	-	-	-	1800	1800
	Итого	18000	65	0,53	9540	15480
	Выходит:					
10	Доизмельченный продукт	18000	65	0,53	9540	15480
	Итого	18000	65	0,53	9540	15480
VI	<i>Щепоудаление</i>					
	Поступает:					
6	Слив ГЦ	6000	22	3,54	21240	23220
	Вода	-	-	-	1317,28	1317,28
	Итого	6000	21,08	3,75	22557,28	24537,28
	Выходит:					
8	Слив	5998,8	21	3,76	22555,48	24535,09
9	Хвосты	1,2	40	1,5	1,8	2,196
	Итого	6000	21	3,76	22557,28	24537,28
VII	<i>Сгущение</i>					
	Поступает:					
8	Слив	5998,8	21	3,76	22555,48	24535,09
	Вода	-	-	-	3000	3000
	Итого	5998,8	18,6	4,38	25555,48	27535,09
	Выходит:					
11	Сгущен. продукт	5998,8	40	1,5	8998,2	10977,8
12	Внутр. оборот	-	-	-	16557,28	16557,28
	Итого	5998,8	18,6	4,38	25555,48	27535,09
VIII	<i>Цианирование + сорбция</i>					
	Поступает:					
11	Слив	5998,8	40	1,5	8998,2	10977,8
	Итого	5998,8	40	1,5	8998,2	10977,8
	Выходит:					
14	Хвосты	5998,8	40	1,5	8998,2	10977,8
	Итого	5998,8	40	1,5	8998,2	10977,8

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.

$$W_1 + \sum L = \sum W_k, \quad (7)$$

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.

Баланс водопотребления и водоотведения по цеху обогащения представлен в таблице 7.

Таблица 7 – Баланс водопотребления

Поступает воды в процесс	м ³ /сут	Уходит воды из процесса	м ³ /сут
С исходной рудой	450	Внутренний водооборот	16557,28
В измельчение	3750	Хвосты из щепоудаления	1,8
В классификацию	9600	Хвосты	8998,2
В классификацию ГЦ	5640		
Доизмельчение	1800		
Сгущение	3000		
Щепоудаление	1317,28		
Всего поступает $W_1 + \sum L$	25557,28	Всего выходит $\sum W_k$	25557,28

5 ВЫБОР И РАСЧЕТ ОСНОВНОГО ОБОРУДОВАНИЯ

При выборе обогатительного оборудования приходится решать три основных вопроса – выбор типа аппарата, определение его производительности, выбор оптимального и в технико-экономическом отношении размера аппарата и в связи с этим потребного количества устанавливаемых аппаратов.

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

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

5.1 Выбор и расчет дробилок

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 [22].

Дробление осуществляется в щековой дробилке, работающей в открытом цикле.

Расчет требуемой производительности щековой дробилки (т/ч).

Производительность, с учетом коэффициента использования оборудова-

ния $K_B = 0,75$ будет:

$$Q = \frac{6000}{0.75} = 8000 \text{ т/сут.}$$

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

$$Q = \frac{8000}{(0.75 \times 0.95)} = 11228,07 \text{ т/сут.}$$

Часовая производительность:

$$Q = \frac{11228,07}{24} = 467,84 \text{ т/ч.}$$

Устанавливаем щековую дробилку DCD 2000x1600. Технические характеристики приведены в таблице 8.

Таблица 8 - Технические характеристики

Тип	Размер загрузочной щели, мм	Максимальный размер куска в питании, мм	Масса	Производительность, т/ч	Мощность э/двигателя	Габариты
DCD 2000×1600	2000×1600	1400	181200	406-844	250	6750×436 5×4730

5.2 Расчет мельниц

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

Стержневые мельницы применяют в первой стадии измельчения при обработке руд, содержащих легкошламуемые полезные ископаемые, а также при измельчении руд, обогащаемых гравитационными или магнитными методами [3].

Мельницы с разгрузкой через решетку применяют при одностадийном измельчении мелкодробленой руды. Эти мельницы более производительны:

удельная производительность у них на 10-15% выше, чем у мельниц с центральной разгрузкой [18].

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.

5.2.1 Выбор и расчет мельницы для первой стадии измельчения

Первая стадия измельчения проектируется в мельницах полусамоизмельчения с 16 % загрузкой шаров от объема. На полусамоизмельчение поступает руда крупностью 200 мм. Массовая доля готового класса минус 0,074 мм в разгрузке мельницы составляет $\beta_k = 45$ %. Требуемая производительность по сухому 250 т/ч.

Эталонная мельница принимается ММС-55×18, производительностью 120 т/ч и объемом барабана 40 м³ [19].

Проектируемые мельницы – ММС-70×23А с объемом барабана 80 м³ и ММС-5000×3400 с объемом барабана 56 м³.

Расчет производительности проектируемой мельницы ведется по формуле (8):

$$Q_n = Q_{эт} \times \frac{V_n}{V_{эт}} \times \left(\frac{D_n}{D_{эт}} \right)^{0.3}, \quad (8)$$

где Q_n – производительность запроектированной мельницы, т/ч;

$Q_{эт}$ – производительность испытанной мельницы, т/ч;

V_n – объем запроектированной мельницы, м³;

$V_{эт}$ – объем испытанной мельницы, м³;

D_n – диаметр проектируемой мельницы, м;

$D_{эт}$ – диаметр испытанной мельницы, м.

а) для мельницы ММС 5500×1800

$$Q_1 = 120 \times \frac{40}{40} \times \left(\frac{5,5}{5,5}\right)^{0,3} = 120 \text{ т/ч.}$$

б) для мельницы ММС 7000*2300А

$$Q_2 = 120 \times \frac{75}{40} \times \left(\frac{7}{5,5}\right)^{0,3} = 241,8 \text{ т/ч.}$$

в) Для мельницы ММС 5000*2300Р

$$Q_3 = 120 \times \frac{56}{40} \times \left(\frac{5}{5,5}\right)^{0,3} = 153 \text{ т/ч.}$$

Определяем число мельниц по формуле [18]:

$$n = \frac{Q_{\text{исх}}}{Q_n}, \quad (9)$$

где $Q_{\text{исх}}$ – производительность по исходной руде, т/ч;

Q_n – производительность запроектированной мельницы, т/ч.

а) для мельницы ММС 5500×1800

$$n = \frac{250}{120} = 2,08 \approx 3;$$

б) для мельницы ММС 7000×2300А

$$n = \frac{250}{258} = 0,96 \approx 1;$$

в) для мельницы ММС 5000×3400

$$n = \frac{250}{153} = 1,69 \approx 2.$$

Таблица 9 – Сравнение установки мельниц по основным показателям

Размеры барабанов мельниц, мм	Число мельниц	Масса мельниц, т	Установочная мощность, кВт	Производительность т/ч
5500×1800	3	210	800	100-120
7000×2300	1	450	1600	80-320
5000×3400	2	200	1250	70-155

При сравнении по массе, мощности и габаритным размерам, а также производительности вариант установки двух мельниц ММС-5000×3400 является наиболее выгодным. Технические характеристики выбранной мельницы представлены в таблице 10 [19].

Таблица 10 – Технологические характеристики мельницы ММС - 5000×3400

Параметры	ММС - 5500×1800
Внутренний размер барабана:	
- диаметр, мм	5000
- длина, мм	3400
Объем барабана, м ³	56
Диаметр загруженных шаров, мм	100
Степень заполнения мелющими телами, %	12
Мощность двигателя главного привода, кВт	1250
Габариты, мм:	
- длина	13800
- ширина	9500
- высота	5520
Напряжение, В	7000
Масса мельницы без двигателя, т	290

5.2.2 Выбор и расчет оборудования для второй стадии измельчения

Вторая стадия измельчения проектируется в мельницах измельчения с 45 % загрузкой шаров от объема. Массовая доля готового класса минус 0,074 мм в разгрузке мельницы составляет $\beta_k = 95\%$, а в исходном сырье готового класса минус 0,074 мм составляет $\beta_{и} = 35\%$; Требуемая производительность по сухому 208,3 т/ч.

Эталонная мельница принимается МШЦ - 32×54, с объемом барабана 40 м³, а проектируемые мельницы – МШЦ - 36×40 с объемом барабана 36 м³ и МШЦ - 45×60 с объемом барабана 85 м³ [19].

Производительность эталонной мельницы рассчитываем по формуле (10):

$$Q_{\text{ЭТ}} = \frac{Q_{\text{год}}}{365 \times 24 \times K_{\text{в}} \times K_{\text{н}}}, \quad (10)$$

где $Q_{\text{год}}$ – годовая производительность фабрики по сухому весу, т/год;

$K_{\text{в}}$ – коэффициент использования оборудования, равный 0,9;

$K_{\text{н}}$ – коэффициент, учитывающий неравномерность свойств руды, равный 0,98.

$$Q_{\text{ЭТ}} = \frac{2160000}{365 \times 24 \times 0,9 \times 0,98} = 279 \text{ т/ч.}$$

1. Выбираем эталонную мельницу. Для расчета принимаем за эталон мельницу МШЦ 3200×5400. Определяем для нее удельную производительность по вновь образованному классу минус 0,074 мм по формуле [18]:

$$q_{эм} = \frac{Q(\beta_k - \beta_n) \times 4}{\pi(D - 0,15)^2 L}, \quad (11)$$

где $q_{эм}$ - удельная производительность, т/м³·час;

Q – производительность цеха, т/час;

β_k и β_n – содержание расчетного класса соответственно в конечном исходном продуктах;

D – диаметр барабана, м;

L – длина мельницы, м.

$$q_{эт} = \frac{279 \times (0,95 - 0,35) \times 4}{3,14 \times (5,4 - 0,15)^2 \times 3,2} = 2,41 \text{ т/м}^3 \cdot \text{час.}$$

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

МШЦ 3200х5400, МШЦ 3600х4000, МШЦ 4500х6000 по формуле (12):

$$q_{пр} = q_{эм} \times K_u \times K_k \times K_D \times K_m \times K_L \times K_y \times K_\phi, \quad (12)$$

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

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

K_k - коэффициент, учитывающий различие в крупности исходного и конечного продуктов измельчения для проектируемых мельниц $K_k = 1$ [18];

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

$$K_D = \sqrt{\frac{D - 0,15}{D_{эт} - 0,15}}, \quad (13)$$

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

Для мельницы МШЦ 3200х5400

$$K_{D1} = \sqrt{\frac{3,2 - 0,15}{3,2 - 0,15}} = 1.$$

Для мельницы МШЦ 3600х4000

$$K_{D2} = \sqrt{\frac{3,6 - 0,15}{3,2 - 0,15}} = 1,06.$$

Для мельницы МШЦ 4500×6000

$$K_{ДЗ} = \sqrt{\frac{4,5-0,15}{3,2-0,15}} = 1,19.$$

K_T – коэффициент, учитывающий различие в типах мельниц, принимаем по таблице 4.5 [18], $K_T = 1$.

K_L – коэффициент, учитывающий различия в длинах проектируемой и эталонной мельниц, рассчитываем по формуле (14):

$$K_{L1} = \left(\frac{L}{L_{ЭТ}}\right)^{0,15}, \quad (14)$$

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

Для мельницы МШЦ 3200×5400

$$K_{L1} = \left(\frac{5,4}{5,4}\right)^{0,15} = 1.$$

Для мельницы МШЦ 3600×4000

$$K_{L2} = \left(\frac{4}{5,4}\right)^{0,15} = 0,95.$$

Для мельницы МШЦ 4500×6000

$$K_{L3} = \left(\frac{6}{5,4}\right)^{0,15} = 1,016.$$

K_ψ – коэффициент, учитывающий различие скорости вращения проектируемой к установке мельниц ψ и эталонной $\psi_{Э}$. Определяем по формуле (15):

$$K_\psi = \psi/\psi_{ЭТ}, \quad (15)$$

где ψ и $\psi_{Эт}$ – соответственно скорости вращения в процентах от критической проектируемой и эталонной мельниц, определяем по технической характеристике мельницы, $K_\psi = 1$ [18];

K_φ – коэффициент, учитывающий различие объемного заполнения измельчающей средой проектируемой и эталонной мельниц, определяем по формуле (16):

$$K_\varphi = \frac{\varphi}{\varphi_{ЭТ}}, \quad (16)$$

где φ и $\varphi_{Эт}$ – соответственно степень заполнения измельчающей средой про-

ектируемой и эталонной мельниц, принимаем $K_\varphi = 0,45$.

Определяем удельную производительность по формуле (12):

Для мельницы МШЦ 3200×5400

$$q_1 = 2,41 \times 1 \times 1 \times 1 \times 1 \times 1 \times 1 \times 0,45 = 1,08 \text{ т/м}^3 \cdot \text{час.}$$

Для мельницы МШЦ 3600×4000

$$q_2 = 2,41 \times 1 \times 1 \times 1,06 \times 1 \times 0,95 \times 1 \times 0,45 = 1,09 \text{ т/м}^3 \cdot \text{час.}$$

Для мельницы МШЦ 4500×6000

$$q_3 = 2,41 \times 1 \times 1 \times 1,19 \times 1 \times 1,016 \times 1 \times 0,45 = 1,31 \text{ т/м}^3 \cdot \text{час.}$$

3. Определяем производительность мельниц по формуле [1]:

$$Q_n = \frac{q_n V_n}{\beta_k - \beta_n}, \quad (17)$$

где V_n – объемы сравниваемых мельниц, м³.

а) для мельницы МШЦ 3200×5400

$$Q_1 = \frac{1,08 \cdot 40}{0,95 - 0,35} = 72 \text{ т/ч.}$$

б) для мельницы МШЦ 3600×4000

$$Q_2 = \frac{1,09 \cdot 36}{0,95 - 0,35} = 65,4 \text{ т/ч.}$$

в) для мельницы МШЦ 4500×6000

$$Q_3 = \frac{1,31 \cdot 85}{0,95 - 0,35} = 185,58 \text{ т/ч.}$$

4. Определяем число мельниц по формуле (20):

а) для мельницы МШЦ 3200×5400

$$n = \frac{279}{72} = 3,87 \approx 4.$$

б) для мельницы МШЦ 3600×4000

$$n = \frac{279}{65,4} = 4,26 \approx 5.$$

в) для мельницы МШЦ 4500×6000

$$n = \frac{279}{185,58} = 1,51 \approx 2.$$

При сравнении по массе, мощности и коэффициента запаса, а так же других технических характеристик и экономических показателей, вариант установки четырех мельниц МШЦ 3200×5400 является наиболее выгодным. Техниче-

ские характеристики, которой, приведены в таблице 14 [4].

Таблица 11 – Сравнение установки мельниц по основным показателям

Размеры барабанов мельниц, мм	Число мельниц	Масса мельниц, т	Установочная мощность, кВт	Коэффициент запаса
3200×5400	4	137	800	1,02
3600×4000	5	163	1000	1,17
4500×6000	2	344	2500	1,34

Таблица 12 – Технические характеристики мельницы МШЦ 3200х5400

Параметры	МШЦ 3200×5400
Внутренний размер барабана:	
- диаметр, мм	3200
- длина, мм	5400
Объем барабана, м ³	40
Количество загружаемых шаров, т	80
Мощность двигателя главного привода, кВт	800
Частота вращения двигателя, об/мин	167
Габариты, мм:	
- длина	15100
- ширина	9100
- высота	6800
Напряжение, В	6000
Масса мельницы без двигателя, т	137

5.3 Выбор и расчет спирального классификатора

5.3.1 Выбор и расчет спирального классификатора

Классификаторы выпускают двух типов: КСП – классификаторы с погруженной спиралью и КСН – классификаторы с не погруженной спиралью. В обозначении типоразмера классификатора входят: число спиралей (1 или 2); местонахождение опорного подшипника вала спирали относительно зеркала пульпы (с не погруженной или погруженной спиралью) и диаметр спирали [18].

Определяем производительность по сливу, т/ч:

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

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

$Q_{\text{баз}}$ – базисная производительность по сливу, т/ч;

K_c , - коэффициент учитывающий плотность руды ($K_c=1.96$);

K_α – коэффициент разжижения и угол наклона ванны классификатора;

m – число спиралей $m=1$.

$$Q_c = 66,576 \times 1 \times 1 \times 1 \times 1,96 = 130,489 \text{ т/ч.}$$

Определяем производительность по пескам, т/ч:

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

где D – диаметр спирали, мм;

n – частота вращения, мин^{-1} .

$$Q_{\Pi} = 5,45 \times 2 \times 1 \times 1 \times 3^3 \times 3,67 = 540,04 \text{ т/ч.}$$

При выборе и расчете классификатора учитывают сопряжение его с мельницей, которое определяют по таблице 5.3 [18]. Отсюда принимаем к установке спиральный классификатор типа 1КСН-24. Технические характеристики приведены в таблице 13.

Таблица 13 – Технические характеристики классификатора 1КСН-24

Параметры	1КСН-24
Длина спирали, мм	2400
Длина ванны, мм	9200
Угол наклона ванны	18
Число спиралей	1
Мощность электродвигателя привода спирали, кВт	22
Габариты, мм:	
длина	12500
ширина	3150
высота	4900
Масса, т	28

5.3.2 Выбор и расчет гидроциклонов

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

В условное обозначение входит слово «гидроциклон», угол конусности (если он отличается от 20°), буквенные обозначения материала и обозначение климатического исполнения (для стран с жарким климатом - Т) [21].

Установлены следующие буквенные обозначения материалов для футеровки гидроциклонов: К - каменное литье; М- металлокерамика; Ч - легирован-

ный или отбеленный чугун; С - легированная сталь; Р - резина; П -полиуретан.

1. Объемная производительность гидроциклона с углом конусности 20° W , $m^3/ч$, определяется по формуле:

$$W = 0,93 \times 10^4 \times K_d \times d_3 \times d_c, \quad (20)$$

где K_d – поправочный коэффициент (см.гл.4.6 [21]);

d_3 – размер эквивалентного питающего патрубка, м. Численные значения d_3 принимаются по данным технической характеристики гидроциклонов;

d_c – диаметр сливного патрубка гидроциклона, м.

а) Для гидроциклона ГЦ-360

$$W = 0,93 \times 10^4 \times 1,06 \times 0,09 \times 0,115 = 102 \text{ м}^3/\text{ч}.$$

б) Для гидроциклона ГЦ-500

$$W = 0,93 \times 10^4 \times 1 \times 0,13 \times 0,1 = 181,35 \text{ м}^3/\text{ч}.$$

в) Для гидроциклона ГЦ-710

$$W = 0,93 \times 10^4 \times 0,95 \times 0,15 \times 0,2 = 265 \text{ м}^3/\text{ч}$$

2. Номинальная крупность частиц (d_n , мкм) определяется по формуле:

$$d_n = 15 \sqrt{\frac{D d_c \beta}{K_d d_{\text{п}} \sqrt{P} (\rho - 1)}}, \quad (21)$$

где D – диаметр гидроциклона, м;

d_c – диаметр сливного патрубка гидроциклона, м;

$d_{\text{п}}$ – диаметр пескового патрубка гидроциклона, м;

β – содержание твердого в питании гидроциклона, %;

ρ – объемная плотность твердой фазы, t/m^3 ($\rho=2,6 \text{ т}/\text{м}^3$).

а) для гидроциклона ГЦ-360

$$d_n = 15 \sqrt{\frac{0,36 \times 0,115 \times 25}{1,06 \times 0,075 \times \sqrt{0,03} (2,6 - 1)}} = 102,8 \text{ мкм}.$$

б) для гидроциклона ГЦ-500

$$d_n = 15 \sqrt{\frac{0,5 \times 0,15 \times 25}{1 \times 0,096 \times \sqrt{0,05} (2,6 - 1)}} = 110,9 \text{ мкм}.$$

в) для гидроциклона ГЦ-710

$$d_n = 15 \sqrt{\frac{0,71 \cdot 0,2 \cdot 25}{0,95 \cdot 0,15 \cdot \sqrt{0,07(2,6-1)}}} = 115,07 \text{ мкм.}$$

3. Количество гидроциклонов определяется по формуле [21] :

$$n = \frac{W_{\text{тр}}}{W}, \quad (22)$$

где $W_{\text{тр}}$ – требуемая производительность по исходной пульпе, м³/ч;

W – производительность гидроциклона, м³/ч.

а) для гидроциклона ГЦ-360

$$n = \frac{1537,5}{102} = 15,07 \approx 16.$$

б) для гидроциклона ГЦ-500

$$n = \frac{1537,5}{181,35} = 8,47 \approx 9.$$

в) для гидроциклона ГЦ-710

$$n = \frac{1537,5}{265} = 5,8 \approx 6.$$

Таблица 14 – Сравнение установки гидроциклонов по основным показателям

Тип гидроциклона	Число гидроциклонов	Масса, кг	Диаметр сливного патрубка d, мм	Диаметр песковой насадки, D, мм
ГЦР-360	14	400	115	34-96
ГЦР-500	8	600	160	48-100
ГЦР-710	6	1450	200	100-200

При сравнении по массе и диаметре сливного патрубка, а также числа гидроциклонов, к установке принимаем 16 ГЦР-500: 8 рабочих и 8 запасных. Этот вариант является наиболее выгодным.

Удельная нагрузка по пескам ($q_{\text{п}} = 0,5 - 2,5 \text{ т/(ч} \cdot \text{см}^2)$) проверяется по формуле (23):

$$q_{\text{п}} = \frac{W_{\text{тр}}}{n \cdot S}, \quad (23)$$

где S – сечение пескового отверстия, см² ($S=72.345 \text{ см}^2$)

$$q_{\text{п}} = \frac{1406,6}{8 \cdot 72,345} = 2,43 \text{ т/ч} \cdot \text{см}^2.$$

Данное значение удельной нагрузки по пескам находится в пределах нормы $q_{\text{п}}=0,5-2,5 \text{ т/(ч} \cdot \text{см}^2)$, следовательно ГЦР-500 справится с удельной

нагрузкой по пескам и обеспечит номинальную крупность слива. Технические характеристики представлены в таблице 15 [2].

Таблица 15 – Технические характеристики гидроциклона ГЦР-500

Параметры	ГЦР-710
Диаметр цилиндрической части, мм	710
Угол конуса	20
Диаметр сливного отверстия, мм	200
Крупность слива при оптимальном режиме, мкм	60-250
Диаметр пескового отверстия, мм	12-75
Производительность по питанию, при давлении 0,1 Мпа, м ³ /ч	200-500
Масса гидроциклона, кг	575

5.4 Выбор и расчет оборудования для грохочения

Для предварительного грохочения руды перед первой стадией дробления устанавливают колосниковые грохоты.

Для операций предварительного и контрольного грохочения в схемах дробления применяют инерционные грохоты тяжелого типа.

При переработке руд с повышенной влажностью и глинистостью в операциях предварительного грохочения перед средним дроблением для выделения готового по крупности продукта используют двухситные грохоты или каскад односитных грохотов типа ГИТ [14].

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.

Производительность барабанного грохота, м³/ч, определяют по формуле:

$$Q_{\text{расч}} = 3600Fv_0\mu, \quad (24)$$

где F – площадь поперечного сечения слоя материала в грохоте, м²;

v_0 – скорость движения материала вдоль оси грохота, м/с;

μ – коэффициент, учитывающий наличие пустот между частицами материала, 0,6.

Площадь поперечного сечения слоя материала, м², рассчитывается по формуле (25):

$$F = 1,9\sqrt{Rh^3}, \quad (25)$$

где R – радиус барабана грохота, м;

h – толщина слоя материала в первой секции барабана, м;

d – диаметр частицы раздробленного материала, м.

$$F = 1,9\sqrt{0,51 \times 0,3^3} = 0,22 \text{ м}^2.$$

Определяем производительность барабанного грохота по формуле (24):

$$Q = 3600 \times 0,22 \times 0,5 \times 0,6 = 237,6 \text{ м}^3/\text{ч}.$$

Определяем необходимое количество грохотов по формуле:

$$n = \frac{Q_{\text{исх}}}{Q_{\text{расч}}}, \quad (26)$$

где $Q_{\text{исх}}$ – необходимая производительность грохотов, $\text{м}^3/\text{ч}$;

$Q_{\text{расч}}$ – расчетная производительность грохота, $\text{м}^3/\text{ч}$.

$$n = \frac{416,8}{237,6} = 1,75 \approx 2.$$

К установке принимаем 4 барабанных грохота ГБ- 2000×4500: 2 – рабочих, 2 – запасных, для операции щепоудаления. Аналогично рассчитываем барабанные грохота для отмывки смолы и контрольного грохочения. Получаем 2 барабанных грохота ГБ-2000×4500: 1-рабочий, 1- запасной, для операции отмывки, а для контрольного грохочения нужно 3 барабанных грохота ГБ-2000×4500: 2 – рабочих, 1 – запасной. Технические характеристики барабанного грохота приведены в таблице 16.

Таблица 16 – Технические характеристики барабанного грохота ГБ-2000×4500

Параметры	ГБ-2000×4500
	1
Расчетная производительность, $\text{м}^3/\text{ч}$ (зависит от размера ячейки и гран состава материала)	до 250
Длина просеивающей части, мм	400
Диаметр барабана, мм	2000
Крупность рассеиваемого материала, мм, не более	150
Размер ячейки, мм	50
Наклон барабана, градус	2
Число оборотов барабана, об/мин	18
Мощность электродвигателя, кВт	22
Напряжение питания электродвигателя, В	380

1	2
Габаритные размеры, мм	
длина	7665
ширина	2300
высота	3420
Масса, кг	7400

5.5 Расчет цеха предварительного цианирования и сорбционного выщелачивания

Рассмотрим и рассчитаем детально операции предварительного цианирования и сорбционного выщелачивания.

5.5.1 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 [21].



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

$q_1 = 3$ г/т – удельный твердый вес; производительность $Q_1 = 6000$ т/сут; рабочий объем $V = 200$ м³

Производительность по жидкой фазе пульпы:

$$Q = 6000 \times 1,4 = 8400 \text{ м}^3/\text{сут.}$$

$$V = 6000 : 3 = 2000 \text{ м}^3/\text{сут.}$$

Производительность по пульпе:

$$8400 + 6000 = 14400 \text{ м}^3/\text{сут.}$$

Объем пульпы на операции рассчитывается по формуле (27):

$$V_{\text{тв.ф}} + V_{\text{ж}} = V_{\text{тв.ф}} + V_{\text{ж.ф}}, \quad (27)$$

$$6000:3 + 8400 = 10400 \text{ м}^3/\text{сут}$$

Найдем плотность пульпы:

$$\rho = \frac{Qn}{V_{\text{тв+ж}}} = \frac{14400}{10400} = 1,385 \text{ т/м}^3$$

На операцию предварительного цианирования подается раствор цианистого натрия объемом:

$$V_{\text{NaCN}} = 750 \text{ л/час или } 16,8 \text{ м}^3/\text{сут.}$$

$$\text{Отсюда } V_{\text{ж.ф.п}} = 8400 + 16,8 = 8416,8 \text{ м}^3/\text{сут.}$$

Общий объем пульпы составит:

$$V_{\text{общ.п}} = V_{\text{ж.п}} + V_{\text{NaCN}} = 10400 + 16,8 = 10416,8 \text{ м}^3/\text{сут.}$$

$$\text{В час: } 10416,8 : 24 = 434,033 \text{ м}^3/\text{час.}$$

5.5.2 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 – 1,5 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 (28):

$$V_{\text{п1}} = V_{\text{раб}} \times n_{\text{об.пач}} \quad , \quad (28)$$

$$V_{\text{п1}} = 200 \times 16 = 3200 \text{ м}^3/\text{сут}$$

Отсюда количество ступеней цианирования будет равно:

$$n_{\text{пач}} = V_{\text{общ.п}} : V_{\text{пач}} \quad , \quad (29)$$

$$n_{\text{пач}} = 10416,8 : 3200 = 3,255 \text{ пачука.}$$

Принимаем 2 цепочки сорбционного цианирования. $n_{\text{пач}} = 4$ (по 2 на каждую цепочку).

Заполним водно-шламовую схему в таблице 17.

Таблица 17 – Водно-шламовая схема

Номер	Наименование операции	т/сут	м ³ /сут	ж:т
1	2	3	4	5
1	Операция предварительного цианирования			
	Поступает:			
	пульпа	6000	2000	1,4:1
	вода	8400	8400	
	Цианистый раствор	16,8	16,8	
	Итого	14416,8	10416,8	

1	2	3	4	5
	Выходит:			
	пульпа	6000	2000	
	Жидкая фаза (раствор)	8416,8	8416,8	
	Итого	14416,8	10416,8	

5.5.3 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 (30):

$$M_1 = q_1 \times Q_1, \quad (30)$$

$$M_1 = 1,5 \times 6000 = 9000 \text{ г/сут.}$$

Принимаем остаточное содержание золота в твердой фазе пульпы, равным 0,3 г/т. $Q_{\text{ост}} = 0,3 \text{ г/т.}$

Количество золота в твердой фазе пульпы составит (31):

$$M_1^{\text{ост.тв}} = q_1^{\text{ост.тв}} \times Q_1, \quad (31)$$

$$M_1^{\text{ост.тв}} = 0,3 \times 6000 = 1800 \text{ г.}$$

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

$$M_1^{\text{ж.ф}} = M_1 - M_1^{\text{ост.тв}}, \quad (32)$$

$$M_1^{\text{ж.ф}} = 9000 - 1800 = 7200 \text{ г.}$$

Содержание золота в жидкой фазе пульпы предварительного цианирования составит:

$$\alpha_{\text{нач.ж.ф}} = M_1^{\text{ж.ф}} : V_{\text{ж.ф.п}}, \quad (33)$$

$$\alpha_{\text{нач.ж.ф}} = 7200 : 8416,8 = 0,85 \text{ г/м}^3$$

Извлечение золота в раствор:

$$E_{\text{Au}} = M_1^{\text{ж.ф}} : V_{\text{ж.ф.}}, \quad (34)$$

$$E_{\text{Au}} = 7200 : 9000 = 0,8 = 80 \%$$

Содержание золота в растворе пульпы, извлекаемого на операции предва-

рительного цианирования составит:

$$q_1^{ж.ф} = q_1 \times E, \quad (35)$$

$$q_1^{ж.ф} = 1,5 \times 0,8 = 1,2 \text{ г/т.}$$

Баланс по золоту для операции предварительного цианирования показан в таблице 18.

Таблица 18 – Баланс по золоту для операции предварительного цианирования

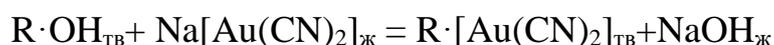
Номер	Наименование операции	г/т	м ³ /т	гр	Е
2	Предварительное цианирование				
	Поступает:				
	пульпа	1,5	6000	9000	100
	Выходит				
	пульпа				
	а) твердая фаза	0,3	6000	1800	20
	б) жидкая фаза	1,2	6000	7200	80
	Итого			9000	100

5.6 Расчет операции сорбционного выщелачивания

Сорбция – физико-химический процесс поглощения твердыми сорбентами ценных компонентов из растворов или пульпы при выщелачивании руд и концентратов [21].

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.

5.6.1 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 (36):

$$P = \frac{W \times (\alpha_{\text{нач.ж.ф.}} - \alpha_{\text{кон.ж.ф.}}) - Q \times I \times A_{\text{потерь}}}{A_{\text{нас}} - A_{\text{рег}}}, \quad (36)$$

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.

$\alpha_{\text{конеч}}$ – 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:

$$W = V_{\text{ж.ф.п}} : 24 = 8416,8 : 24 = 350,7 \text{ м}^3/\text{час}$$

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

$$A_{\text{потерь}} = 0,1 + A_{\text{нас}} \times (0,1 \times 2), \quad (37)$$

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

Находим поток сорбента:

$$P = \frac{350,7(0,85 - 0,05) - 250 \times 0,01 \times 0,64}{2,7 - 0,05} = 105,3.$$

Принимаем коэффициент набухания сорбента 2,8 л/кг.

Тогда часовой объем сорбента равен:

$$V_{\text{час}} = P \times K_{\text{наб}}, \quad (38)$$

$$V_{\text{час}} = 105,3 \times 2,8 = 294,8 \text{ л/час.}$$

Суточная производительность передела по смоле:

$$Q_{\text{смолы}} = P \times 24, \quad (39)$$

$$Q_{\text{смолы}} = 105,3 \times 24 = 2527,2 \text{ л/сут.}$$

$$\text{Реген. смол} = 2,7 \times 2,8 = 7,56.$$

5.6.2 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 $V_{\text{см}} = 1$ % от объема пульпы.

Находим количество сорбента в нашем случае при $V_{\text{п}} = 8920,2 \text{ м}^3/\text{сут.}$

$$V_{\text{смQ}} = \frac{V_{\text{см}} \times 11109,8}{100}, (10416,8) \quad (40)$$

$$V_{\text{смQ}} = \frac{1 \times 11109,8}{100} = 104,2 \text{ м}^3 = 10418 \text{ л.}$$

Принимаем две нити сорбции. Единовременная загрузка в каждую нитку:

$$V' = \frac{11110}{2} = 5555 \text{ л (5209)}$$

Время продолжительности сорбции составит:

$$T_{\text{сорбции}} = \frac{V'}{R_{\text{см}}}, \quad (41)$$

$$T_{\text{сорбции}} = \frac{5555}{314,4} = 17,7 = 17 \text{ ч.}$$

5.6.3 Расчет числа ступеней сорбции

Выбираем пачук сорбционного цианирования $V_{\text{раб}} = 200 \text{ м}^3/\text{час}$, $d = 6 \text{ м}$, $h = 10,8 \text{ м}$, $K = 0,9$ (коэффициент заполнения).

Число пачуков:

$$n = \frac{(V' + V_{\text{см}}) \times T_{\text{сорб}}}{V_{\text{пач}} \times 24} \times K, (33)$$

$$n = \frac{(5555 + 111,1) \times 17,4}{200 \times 24} \times 0,9 = 17,6$$

Так как две цепочки, принимаем 18 пачуков, по 8 на каждую цепочку.

Итого: каждая цепочка включает два пачука предварительного цианиро-

вания, по 8 пачуков сорбции и по 1 аварийному пачуку на каждую линию.

Общее количество пачуков в цехе сорбционного цианирования составит 24.

Составим водно-шламовую схему для сорбционного выщелачивания в таблице 19 [21].

Таблица 19 – Водно-шламовая схема сорбционного выщелачивания

Номер	Наименование операции	т/сут	м ³ /сут	ж:т
3	Операция сорбционного выщелачивания			1,4:1
	Поступает:			
	а) пульпа			
	- твердая руда	6000	1800	
	- раствор	8416,8	8416,8	
	б) регенерируемая смола	2,7	7,56	
	Итого:	14419,5	10224,4	
	Выходит:			
	Пульпа	6000	1800	
	Раствор	8416,8	8416,8	
	Потеря смолы	0,05	0,14	
	Насыщенный сорбент	2,65	7,42	
	Итого	14416,8	14416,8	

5.6.4 Расчет металлического баланса по золоту для сорбционного выщелачивания

В отделение сорбции поступает золота в растворах ($m_{1ж,ф} = 7680$ г). Количество золота (m_7), поступающее с регенирированной смолой, определим по формуле (42):

$$m_7 = Q_{см} \times A_{реген}, \quad (42)$$

$$m_7 = 2527,2 \times 0,05 = 126,36 \text{ г.}$$

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, $Q_{см7}$ – регенирированная смола, проступившая в отделение сорбции.

$Q_{см}$ – суточный поток смолы.

$$Q_3 = Q_7 = Q_{\text{сут}}, \quad (43)$$

$$Q_{\text{сут}} = 2527,2 \text{ кг/сут.}$$

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

$$m_3 = Q_3 \times A_{\text{нас3}}, \quad (44)$$

$$m_3 = 2527,2 \times 2,7 = 6823,44 \text{ г}$$

Количество золота, теряемого с отвальной пульпой:

$$m_4 = m_{4\text{тв.ф}} + m_{4\text{ж.ф}} + m_{4\text{см}}, \quad (45)$$

где $m_{4\text{ж.ф}}$ – количество золота, теряемого с жидкой фазы пульпы;

$m_{4\text{тв.ф}}$ – количество золота, теряемого с твердой фазы пульпы;

Количество золота, теряемого с твердой фазы пульпы:

$$m_{4\text{тв.ф}} = Q_1 \times q_1^{\text{тв.ф}}, \quad (46)$$

$$m_{4\text{тв.ф}} = 6000 \times 0,3 = 1800 \text{ г}$$

Количество золота, теряемого с жидкой фазы пульпы:

$$m_{4\text{ж.ф}} = W_1 \times \alpha_{\text{конеч}}, \quad (47)$$

$$m_{4\text{ж.ф}} = 8416,8 \times 0,05 = 420,84 \text{ г}$$

Количество золота, теряемого с механическим разрушением сорбента:

$$m_{4\text{см}} = I_7 \times Q_1 \times A_{\text{потерь}}, \quad (48)$$

$$m_{4\text{см}} = 0,02 \times 6000 \times 0,64 = 76,8 \approx 77 \text{ г}$$

$$77 \times K_{\text{сорб}} = 77 \times 1,2 = 92,4 \text{ г}$$

$$m_4 = 1800 + 420,84 + 92,4 = 2313,24 \text{ г}$$

Уравнение баланса по золоту:

$$m_1 + m_7 = m_3 + m_4 = m_3 + m_{4\text{тв.ф}} + m_{4\text{ж.ф}} + m_{4\text{сорб}}, \quad (49)$$

$$Q_1 \times \text{ю.}\alpha_1 + Q_{\text{см}} \times A_{\text{рег}} = Q_{3\text{см}} \times A_{\text{нас}} + Q_1 \times q_1^{\text{тв.ф}} + W_1 \times \alpha_{\text{конеч}} + I_7 \times Q_1 \times A_{\text{потерь}}, \quad (50)$$

$$9000 + 126,36 = 6823,44 + 2313,24$$

$$9126,36 = 9136,56$$

Невязка составляет 10 грамма (0,1 %).

Составим схему баланса по золоту для операции сорбционного выщелачивания в таблице 20.

Таблица 20 – 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	0,3	6000	1800	20
	Пульпа жидкой фазы	0,85	8416,8	7200	80
	Регенерированная смола	0,05	2527,2	126,36	1,4
	Итого			9126,36	101,4
	Выходит				
	Насыщенная смола	2,7	2527,2	6823,44	75,8
	Отвальная пульпа				
	А) твердая фаза	0,3	6000	1800	20
	Б) жидкая фаза	0,05	8416,8	420,84	4,6
	В) механического разрушение сорбента	0,64	144,375	92,4	1,01
	Итого			9136,68	101,4

5.7 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 21 – Отмывка от илов и щепы

Операции	Отношение V _{р-ра} к V _{смолы}
1 Отмывка от илов	1:1
2 Кислотная обработка	2:1
3 Сорбция ТМ	1,8:1
4 Десорбция золота	1,8:1
5 Отмывка от ТМ	2,5:1
6 Щелочная обработка	2,5:1
7 Отмывка от щелочи	1,5:1

Отмывку смолы ведут 3 - 4 часа при расходе от 1 до 4 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.

Кислотная обработка 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 %.

Сорбция ТМ (тиомочевины) – процесс десорбции благородного металла со смолы. Элюент – кислый раствор ТМ с образованием прочного катионного комплекса.

Сорбция ТМ – подготовка сорбента к десорбции золота и обесмечивание регенерата с высокой концентрацией благородных металлов. Продолжительность 30 - 36 часов.

Десорбция золота – основная операция в технологической схеме регенерации сорбента – извлечение золота из фазы смолы и получение товарного регенерата. Продолжительность 75 – 90 часов [21].

Отмывка от ТМ. После десорбции в фазе и на поверхности остается ТМ, которую необходимо вернуть в процесс.

Щелочная обработка – для удалений из фазы смолы нерастворимого соединения солей.

Отмывка смолы от щелочи. Цель – вытеснить из колонны раствор щелочи.

Составим водно-шламовую схему для операций регенерации в таблице 22.

Таблица 22 – Водно-шламовая схема регенерации

Номер	Наименование операции	т/сут	м ³ /сут	ж:т
1	2	3	4	5
1	Регенерируемые смолы:			1:1
	Отмывка от илов			
	Поступает:			
	Смола	2,7	7,56	
	Вода	7,56	7,56	
	Итого:	10,26	15,12	
	Выходит:			
	Смола	2,7	7,56	
	Раствор на сброс	7,56	7,56	
	Итого	10,26	15,12	

Продолжение таблицы 22

1	2	3	4	5
2	Отмывка смолы			1:1
	Поступает:			
	Смола	2,7	7,56	
	Вода	7,56	7,56	
	Итого:	10,26	15,12	
	Выходит:			
	Смола	2,7	7,56	
	Раствор на сброс	7,56	7,56	
	Итого:	10,26	15,12	
3	Кислотная обработка			2:1
	Поступает:			
	Смола	2,7	7,56	
	Раствор	15,12	15,12	
	Итого:	17,82	22,68	
	Выходит:			
	Смола	2,7	7,56	
	Раствор на сброс	15,12	15,12	
	Итого:	17,82	22,68	
4	Сорбция ТМ			
	Поступает:			
	Смола	2,7	7,56	
	Раствор ТМ	13,6	13,6	
	Итого:	16,3	21,16	
	Выходит:			
	Смола	2,7	7,56	
	Раствор на электролиз Ag	13,6	13,6	
Итого:	16,3	21,16		
5	Десорбция золота			1,8:1
	Поступает:			
	Смола	2,7	7,56	
	Раствор десорбции	13,6	13,6	
	Итого:	16,3	21,16	
	Выходит:			
	Смола	2,7	7,56	
	Товар элюат на электролиз Au	13,6	13,6	
	Итого:	16,3	21,16	
6	Отмывка от ТМ			2,5:1
	Поступает:			
	Смола	2,7	7,56	
	Вода	18,9	18,9	
	Итого:	21,6	26,46	
	Выходит:			
	Смола	2,7	7,56	
	Раствор на доукрепление ТМ	18,9	18,9	
Итого:	21,6	26,46		
7	Обработка NaOH			2,5:1
	Поступает:			
	Смола	2,7	7,56	

1	2	3	4	5
7	Раствор NaOH	18,9	18,9	2,5:1
	Итого:	21,6	26,46	
	Выходит:			
	Смола	2,7	7,56	
	Раствор на сброс	18,9	18,9	
	Итого:	21,6	26,46	
8	Отмывка смолы от щелочи			1,5:1
	Поступает:			
	Смола	2,7	7,56	
	Вода	11,34	11,34	
	Итого:	14,04	18,9	
	Выходит:			
	Смола	2,7	7,56	
	Раствор на доукрепление	11,34	11,34	
	Итого:	14,04	18,9	

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.

$$\varepsilon_{Au} = 80 \% = 0,8$$

$$\varepsilon_{с\ сорб} = 98 \% = 0,98$$

$$W_5 = 40000 \text{ л/сут}$$

$$W_6 = 273000$$

$$\alpha_5 = 0,18$$

Составим уравнение баланса по золоту для отделения регенерации (51):

$$m_9 + m_3 = m_5 + m_6 + m_7, \quad (51)$$

где m_9 – количество золота в отработанном электролите;

m_3 – в насыщенном сорбенте;

m_5 – в золотосодержащем элюате;

m_6 – в промывочных и элюирующих растворах;

m_7 – поступившее с регенерированной смолой.

Количество золота в отработанном электролите:

$$m_9 = \alpha_9 \times W_9, \quad (52)$$

где α_9 – золото в маточнике электролита ($\alpha_9 = 0,01 \text{ г/л}$);

W_9 – суточный объем отработанного электролита, $W_9 = W_5$.

Отсюда $W_9 = W_5 = 40000$ л/сут

$m_9 = 0,01 \times 40000 = 400$ гр.

Количество золота в золотосодержащем элюате m_5 выведем из формулы (53):

$$m_5 = (m_3 + m_9) \times \varepsilon_{\text{сorb.}}, \quad (53)$$

$$m_5 = (6823,44 + 400) \times 0,98 = 7078,97$$

Количество золота в объединенных промывочных и элюирующих растворах найдем:

$$m_6 = m_9 + m_3 - m_5 - m_7, \quad (54)$$

$$m_6 = 400 + 6823,44 - 7078,97 - 126,36 = 18,11$$

Концентрация золота объединенных промывочных и элюирующий растворов:

$$\alpha_6 = \frac{m_6}{W_6}, \quad (55)$$

$$\alpha_6 = \frac{18,78}{273000} = 0,00007$$

Составим таблицу 23 материального баланса по золоту.

Таблица 23 – Материальный баланс по Au

Номер	Наименование операции	г/м ³	г/т	г	ε
3	Отделение регенерации				
	Поступает:				
m_3	Насыщенная смола	2,7	2527,2	6823,44	75,8
m_3	Отработанный электролит	0,00007	40000	400	4,1
	Итого:			7223,44	79,9
	Выходит:				
m_5	Золотосодержащий элюат	0,19	40000	7078,97	78,6
m_6	Объединенный промывочный и элюирующий раствор	0,00007	273000	18,11	0,2
m_7	Регенерируемая смола	0,05	2527,2	126,36	1,4
	Итого:			7223,44	80,2

5.8 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 [21].

Для выбранной удельной производительности производят расчеты по формулам (56) и (57):

$$S = Q : q, \quad (56)$$

$$n = S : S_c, \quad (57)$$

где S – площадь сгущения, m^2

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

q – удельная производительность сгустителя, $t/m^3 \text{ сут.}$;

n – количество сгустителей;

S_c – номинальная площадь осаждения, m^2 ;

Сгуститель для 1 золотосодержащего концентрата

$$S = \frac{5998,8}{1} = 5998,8$$

$$n = \frac{5998,8}{3850} = 1,56 \approx 2$$

Принимаем к установке сгуститель Ц-70.

По производительности фабрики выбираем сгуститель по таблице 1.69 [21]. Принимаем к установке два сгустителя типа Ц-70, техническая характеристика которого представлена в таблице 24.

Таблица 24 – Техническая характеристика сгустителя

Техническая характеристика	Ц-70
Диаметр чана, мм	70
Глубина чана в центре, м	6,5
Номинальная площадь осаждения, m^2	3850
Потребляемая мощность привода скребков, кВт	17
Габариты, м, не более:	
Длина	72
высота	18

5.9 Выбор и расчет электролизеров

Рассчитаем баланс по золоту для операции электролиза:

$$m_5 = m_8 + m_9, \quad (58)$$

где m_5 – количество Au в золотосодержащем элюате;

m_8 – количество золота товарного регенерата;

m_9 – количество золота в отработанном электролите.

$$m_8 = m_5 - m_9, \quad (59)$$

$$m_8 = 7078,97 - 400 = 6678,97$$

Прямое частное золото в отделении электролиза составит

$$m_8 / m_1 = \frac{6678,97}{9000} = 0,74 = 74 \%,$$

где m_1 – количество золота, поступившего со сгущенным продуктом.

Материальный баланс по золоту операции электролиза представлен в таблице 25.

Таблица 25 – Материальный баланс по золоту операции электролиза

Номер	Наименование операции	г/м ³	г/т	г	ε
4	Электролиз				
	Поступает:				
m_5	Au-содержащий элюат	0,19	40000	7078,97	78,6
	Итого:			7078,97	78,6
	Выходит:				
m_8	Товарное золото	0,53	40000	6678,97	
m_9	Отработанный электролит	0,0007	40000	400	
	Итого:			7078,97	78,6

Расчет поверхности катода основан на расчете числа проволок и площади одной проволоки, расположенной по высоте и ширине катода.

Принимаем: $L = 3000$ мм – ширина; $H = 700$ мм – высота.

Площадь осаждения на одной проволоке будет равна:

$$S_1 = \pi D H, \quad (60)$$

где $D = 0,32$ – диаметр

$$S_1 = 3,14 \times 0,32 \times 700 = 703,36 \text{ мм}^2$$

Расстояние между проволоками C_1 :

$$C_1 = 0,63 \text{ мм}$$

Число проволок по ширине сетчатого катода составит:

$$n_1 = \frac{3000}{c_1} = 3000/703,36 = 4761,9 \text{ шт.}$$

Общая площадь проволок, расположенных вертикально:

$$S'_{\text{общ}} = S_1 \times n_1, \quad (61)$$

$$S'_{\text{общ}} = 703,36 \times 4761,9 = 3,35 \text{ м}^2$$

Площадь осаждения на одной проволоке, расположенной горизонтально:

$$S_2 = \pi D L, \quad (62)$$

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

Расстояние между проволоками $C_2 = 0,63$.

$$n_2 = 700/0,63 = 1111,1 \text{ шт.}$$

Общая площадь:

$$S''_{\text{общ}} = S_2 \times n_2, \quad (63)$$

$$S''_{\text{общ}} = 3014,4 \times 1111,1 = 3,35 \text{ м}^2$$

Общая площадь одного катода:

$$S_{\text{общ}} = S' + S'' = 3,35 + 3,34 = 6,69 \text{ м}^2, \quad (64)$$

$$S_{\text{кат}} = S_{\text{общ}} \times 1,5 = 6,69 \times 1,5 = 10,03 \text{ м}^2, \quad (65)$$

Расчет числа катодов.

Расчет общей катодной поверхности:

$$S_{\text{о кат}} = \frac{I}{i}, \quad (66)$$

$$S_{\text{о кат}} = 1000/8,3 = 120,5 \text{ м}^2$$

Расчет числа катодов:

$$N = 120/10,03 = 11,9 \approx 12 \text{ шт.}$$

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

$$S_{\text{кат общ}} = S_{\text{кат}} \times N, \quad (67)$$

$$S_{\text{кат общ}} = 10,03 \times 120 = 1203,6 \text{ м}^2$$

Проведем расчет общего тока на электролизере:

$$I/i_k \times S_{\text{кат}} = N, \quad (68)$$

$$I = N \times i_k \times S_{\text{кат}}, \quad (69)$$

$$I = 12 \times 8,3 \times 10,03 = 998,9 \text{ А} \approx 1000 \text{ А}$$

Расчет габаритов электролиза.

Найдем длину электролизера:

$$A = a_1 + \delta_{\text{ан}} \times N_{\text{ан}} \times a_2 + \delta_{\text{кат}} \times N_{\text{кат}}, \quad (70)$$

$$a_1 = 115 \text{ мм};$$

$$a_2 = 85 \text{ мм};$$

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

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

$$A = 115 + 74 \times 13 + 12 \times 85 + 80 \times 12 = 3057 \text{ мм} = 3 \text{ м}.$$

Найдем ширину электролизера:

$$B = d + 2\beta_1, \quad (71)$$

$$\beta_1 = 85 \text{ мм};$$

$$d = 730 \text{ мм};$$

$$B = 730 + 2 \times 85 = 900 \text{ мм} = 0,9 \text{ м}.$$

Исходя из полученных данных принимаем электролизер ДМ-90 с основными характеристиками.

Расчет числа электролизеров.

Расчет производительности электролизера.

$$\Pi^{1\text{эл}}_{\text{год}} = q_{\text{Au}} \times I \times T_{\text{раб в год}} \times \beta_{\text{ток}}, \quad (72)$$

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

T – время работы одного электролизера за год.

$$T_{\text{год}} = T_{\text{год.эфф}} - T_{\text{год.простои}}, \quad (73)$$

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

$$T_{\text{год.простои}} = T_{\text{кап.рем}} + T_{\text{рем}} + T_{\text{вынуж.простои}}, \quad (74)$$

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

$$T^{1\text{эл}}_{\text{простои}} = 4950 \text{ часов}$$

$$T^{\text{год}}_{\text{раб}} = 8760 - 4950 = 3810 \text{ ч}.$$

$$\Pi^{1\text{эл}}_{\text{год}} = 7,357 \times 1000 \times 3810 \times 0,1 = 2803017 \text{ гр} = 2,8 \text{ тонн}.$$

Число электролизеров:

$$N_{\text{эл}} = \Pi^{\text{год}}_{\text{исх}} : \Pi^{1\text{эл}}_{\text{год}}, \quad (75)$$

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

$$N_{эл} = 2,4 : 2,8 = 0,85 \approx 1 \text{ шт.}$$

Принимаем один электролизер.

5.9.1 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 [23].

Основные технологические параметры переработки катодных осадков приведены в таблице 26.

Таблица 26 – 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 прокалки, °С	500÷600
Продолжительность прокалки, 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

Продолжение таблицы 26

1	2
Способ плавки	Накопительная
Максимальная масса порции загружаемого осадка, кг	2÷3
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

6 ВЫБОР И РАСЧЕТ ВСПОМОГАТЕЛЬНОГО ОБОРУДОВАНИЯ

6.1 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 в максимальной степени обеспечивать условия для равномерного питания мельниц и автоматизации процессов измельчения, т.е. обеспечивать необходимую полезную вместимость, равномерную разгрузку руды, усреднение её по качеству и гранулометрическому составу для компенсации сегрегации, возникающей при прохождении руды через бункер и склады рудоподготовительного комплекса.

Длина бункера или склада дроблёной руды обычно принимается равной длине цеха измельчения, и бункер должен иметь необходимый запас руды при конструктивно - приемлемых размерах поперечного его сечения [1].

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

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

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

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

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

Определяем производительность бункера по формуле (76):

$$Q = Q_1 \times 1,5, \quad (76)$$

где Q – производительность фабрики, т/час

$$Q = 250 \times 1,5 = 375 \text{ т/час.}$$

Определяем объем бункера по формуле (77):

$$V = Q/\delta, \quad (77)$$

где δ – насыпной вес руды, 2,7 кг/м³

$$V = 375/2,7 = 138,9 \text{ м}^3.$$

Определяем высоту бункера по формуле (78):

$$H = V/B \cdot L, \quad (78)$$

где B – ширина бункера, равна 6 м;

L – длина бункера, равна 12

H – высота бункера, м;

$$H = 138,9/72 = 1,9$$

6.2 Выбор насосов

Широко используются центробежные насосы, осевые и диагональные.

По аналогии с действующей обогатительной фабрикой принимаем к установке насосы Warman 8/6 АН/TLS фирмы Weir Warman для откачки дренажных стоков в гидроциклоны, для перекачки золотосодержащих растворов в пачуки сорбции, для перекачки воды из пруда отстойника шахтных вод в мельницу ММПС 9500×2900 [1].

Технические характеристики приведены в таблице 27.

Таблица 27 - Технические характеристики насоса

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

7 ВСПОМОГАТЕЛЬНЫЕ СЛУЖБЫ

7.1 Электроснабжение

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

Электроэнергию Зейской ГЭС поселок получает по внутрирайонным воздушным линиям электропередач через подстанцию 35кВ/6кВ.

Питание электроэнергией потребителей карьера осуществляется по ВЛЗ - 6кВот КРУ-6 ПС 110\35\6кВ «Албын».

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

Отопление вахтового поселка водяное. Источником тепла являются электронагреватели 3-6 Квт. Производственные помещения обогреваются печками «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;

Распределение электроэнергии от ДЭС будет осуществляться по воздушным и кабельным линиям.

Наружные кабельные линии будут выполнены в траншеях, а также на конструкциях, по эстакадам и стенам зданий.

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

Питание внутрицеховых силовых потребителей 380/220 В будет осу-

ществляется по радиальным схемам (распределительные пункты - пусковые аппараты - электроприемники). В качестве распределительных пунктов будут использоваться шкафы и панели типа ПР8503, для защиты и управления - блоки Б5000, и ящики Я5000.

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].

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.

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 молнезащиты.

7.2 Связь и сигнализация

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

Для обеспечения жизнедеятельности предприятия будут запроектированы следующие виды связи и сигнализации:

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

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

7.3 Связь

Внешняя связь промплощадки ОПК-1 «Албын» осуществляется по радиотелефону с Маломырским рудником.

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

7.4 Водоснабжение

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

Следует отметить, что гидрогеологических изысканий по поиску источника хозяйственно-питьевого водоснабжения на площадке «Албын» сегодня проводит геологоразведочная компания «Регис» по специально утвержденной программе.

В то же время, сведения о высокой водообильности горного массива в зоне русловой части р. Харга позволяет предположить наличие достаточных запасов подземных вод требуемого качества.

Для хозяйственно-питьевого водоснабжения предусматривается использование привозной воды из расчета 40-50л на одного человека.

Таким образом, среднесуточный расход хозяйственно-питьевой воды при планируемой численности ОПК-1 «Албын» 120 человек ориентировочно составит не более 4,8-6,0 м³ /сут. Общий расход воды на хозяйственные нужды составит не более 2190 м³/год.

Расходы производственной воды определены согласно требованиям технологического процесса и вспомогательных служб.

Максимальный расход воды на внутреннее и наружное пожаротушение составляет 20 л/сек; продолжительность пожаротушения - 3 часа.

Неприкосновенный запас воды (216 м³) и суточный запас воды на производственные и хозяйственные нужды (22 м³/сут) хранится в шести металлических наземных резервуарах емкостью 50 м³ каждый. Резервуары располагаются на главной промплощадке ОПК-1 «Албын». Тепловая изоляция резервуаров вы-

полняется минералватными прошивными матами «125» (толщиной 60 мм), укрытыми сверху слоем оцинкованной стали.

Подача воды к потребителям осуществляется по системе трубопроводов $D = 50$ мм с помощью погружных электронасосов типа ГНОМ.

Пожаротушение осуществляется с помощью этих же насосов путем присоединения пожарных рукавов со стволом к резервуарам через полугайки.

Потребный напор на вводе хозяйственного водопровода, с учетом его совмещения с противопожарным трубопроводом, принимается - 30 м. Пуск насосов производится от кнопок, расположенных в местах потребления воды и размещенных у резервуаров.

Для предотвращения замерзания водоводов предусматривается их теплоизоляция из минералватовых плит.

7.5 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.

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

На участке предприятия организуется собственная ремонтная служба, силами которой производится техническое обслуживание и 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, обогательного и транспортного оборудования, отдельных узлов и агрегатов, изготовление несложных запчастей и пр., производится в РММ предприятия совме-

щенных 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.

7.6 Складское хозяйство

Материально-техническое снабжение предприятия будет осуществляться с прирельсовой базы, расположенной в п. Февральск, а также с технических складов рудника.

На промплощадке рудника размещается материально-технический склад в составе 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 200 м³ (четыре горизонтальных резервуаров с емкостью по 50 м³ каждый для хранения дизельного топлива). Кроме того, в составе склада ГСМ предусмотрен 1 резервуар емкостью 10 м³ - для хранения бензина; сливная площадка; площадка тарного хранения нефтепродуктов.

Площадка хранения ГСМ располагается на поверхности, оборудованной экранированной пленкой с обваловкой, позволяющей удерживать любые утечки.

8 БЕЗОПАСНОСТЬ И ЭКОЛОГИЧНОСТЬ ПРОЕКТА

При проведении горных работ вредными факторами, воздействующими на человека, являются: шум и вибрации, запыленность, электрический ток, движущиеся машины и механизмы, повышенная яркость света.

8.1 Электрическая безопасность

Для распределения электроэнергии проектом приняты распределительные пункты ПР 8522 навесного исполнения с степенью защиты IP21.

Для защиты от перегрузок и токов КЗ, в качестве выключателей распределителей приняты автоматические выключатели [25].

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) будут заземлены.

В проекте предусмотрена TN-S система заземления. Здание административно-хозяйственного корпуса относится к III категории молниезащиты и подлежит защите от прямых ударов молнии и заноса высоких потенциалов. Молниезащита выполняется путем присоединения металлических панелей кровли к общему заземляющему устройству.

При внезапной остановке (например, при прекращении подачи электроэнергии) необходимо немедленно отключить от сети все электродвигатели, не имеющие автоматического отключения. 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 [11,12].

8.2 Пожарная безопасность

На обогатительной фабрике 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 эвакуационные выходы. В цехах, диспетчерской проектируемой обогатительной фабрики предусмотрены огнетушители [6].

Общая система пожаротушения обеспечивается пожарными гидрантами, которые расположены как внутри фабрики, так и за ее пределами. Проектом также предусматривается установка пожарных щитов, на которых расположены углекислотные огнетушители; ведра, лопаты, ящики с сухим песком устанавливаются в цехах с большим количеством электрооборудования. Предусмотрены мероприятия по пожароопасности вентиляционных систем [22].

8.3 Охрана труда

Идентификация опасностей проводится с целью выявления опасных и вредных факторов на каждом участке производственного подразделения в соответствии с установленным порядком. Повторная идентификация опасностей проводится в случае изменения технологического процесса, замене производственного оборудования, реконструкции и модернизации производственного участка.

Оценка риска проводится с целью выявления опасных и вредных факторов производственной среды, а также выработки и выполнения защитных действий для обеспечения безопасности работников при выполнении производственных заданий. Результаты оценки рисков используются для планирования деятельности по ОТ и ПБ на производстве, обоснования мероприятий по снижению рисков до технически приемлемого и экономически обоснованного уровня [15].

8.3.1 Шум и вибрации

Шум оказывает влияние на центральную нервную систему рабочих. При наличии шума снижается производительность труда, иногда повышается кровяное

давление, учащается дыхание и пульс, появляется тугоухость [5, 10].

На обогатительной фабрике источниками шума будут соударения металлических частей машин с перерабатываемыми материалами при дроблении, грохочении, измельчении, а также соударениями металлических частей машин (шары в мельницах), падение материалов при перегрузке и др. Для уменьшения уровня производственных шумов в проекте предусмотрено применение шумопоглощающих материалов, из которых делают прокладки. Чтобы уменьшить шум от дробилки, ее закрывают кожухом, а между корпусом и кожухом помещают прокладки из резины, войлока или других шумопоглощающих материалов.

При работе дробилок, мельниц, грохотов и другого оборудования обогатительной фабрики возникают вибрации, вредно действующие на организм человека, которые при длительном воздействии вызывают профессиональные заболевания.

Шум - беспорядочное сочетание различных по уровню и частоте звуков. Шум, являясь общебиологическим раздражителем, не только действует на слуховой аппарат, но может вызвать расстройство сердечно-сосудистой и нервной систем, пищеварительного тракта, а также способствует возникновению гипертонической болезни. Кроме того, шум является одной из причин быстрого утомления работающих, может вызвать головокружение, что в свою очередь может привести к несчастному случаю [10].

Вибрация - механические колебания упругих тел при низких частотах (3 - 100 Гц) с большими амплитудами (0,5 - 0,003 мм). Вибрация от оборудования передается через конструкции и пол к человеку и вызывает общую вибрацию его тела. Особо вредны колебания с частотой 6 - 9 Гц, близкой к частоте колебаний человека. При этом возникает резонанс, который увеличивает колебания внутренних органов, расширяя или сужая их, что весьма вредно. Особенно вредна вибрация, сопровождающаяся возвратно-ударной отдачей, например при работе с пневматическим инструментом. В особо тяжелых случаях в организме человека наступают необратимые изменения, приводящие к инвалидности.

Борьба с вредным воздействием шума производится мерами общего характера и индивидуальной защиты. Меры общего характера:

- замена шумных машин на бесшумные, звукоизоляция источников шумообразования,

- автоматизация и механизация, а также дистанционное управление, позволяющее рабочему следить за работой машины вне действия шума [7].

На многих обогатительных фабриках существуют такие виды работ, при которых персонал может получить опасное для здоровья воздействие. Опасные и вредные для людей воздействия могут неизмеримо вырасти при возникновении чрезвычайных ситуаций, а также при ликвидации их последствий. Во всех этих случаях для защиты человека необходимо применять средства индивидуальной защиты. В настоящее время многие работающие получают спецодежду, спецобувь, беруши, очки, каску, перчатки и другие средства индивидуальной защиты. Их использование должно обеспечить достаточную безопасность.

8.3.2 Освещенность

На обогатительной фабрике проектом предусмотрено дневное, искусственное и аварийное освещение [21].

Места производства работ фабрики освещены в соответствии с действующими санитарными нормами. Они предусматривают следующее искусственное освещение на рабочих местах (не менее): лестницы, коридоры, переходы - 10ЛК; неподвижные колосниковые грохоты - 20 ЛК: подвижные грохоты, мельницы и другое оборудование - 30 ЛК. Нормы освещенности поддерживаются в производственном помещении достаточным числом светильников.

Светильники расположены таким образом, чтобы можно было безопасно их обслуживать без снятия напряжения с электрооборудования.

Для осветительных сетей будет применена электрическая система с изолированной нейтралью при линейном напряжении не выше 220В, 36В, 12В и плюс аварийное освещение.

Светильники будут расположенные в цехах на большой высоте, обслуживаться с помощью кранов, при этом работа будет выполняться в диэлектрических перчатках в присутствии второго лица. Светильники с люминесцентными лампами на напряжение 127 - 220В допускается устанавливать не ниже 2,5 м

при условии недоступности их контактных частей для случайных прикосновений.

Для питания светильников местного стационарного освещения с лампами накаливания применяем напряжение: в помещениях без повышенной опасности - не выше 220В; в помещениях с повышенной опасностью и особо опасных - не выше 42В [21].

Допускается напряжение до 220В включительно для светильников специальной конструкции:

а) являющихся составной частью аварийного освещения, получающего питание от независимого источника тока;

б) устанавливаемых в помещениях с повышенной опасностью (но не особо опасных).

Металлическая арматура светильников напряжением выше 42В надежно заземлена.

Светильники с люминесцентными лампами на напряжение 127 - 220В допускается применять для местного освещения при условии недоступности их токоведущих частей для случайных прикосновений. В помещениях сырых, особо сырых, жарких применяем люминесцентные лампы для местного освещения. Питание светильников напряжением 42В и ниже будет осуществляться от трансформаторов с электрически раздельными обмотками первичного и вторичного напряжения [25].

Применение в производственных помещениях открытых (незащищенных) люминесцентных ламп не допускается, за исключением помещений, не предназначенных для длительного пребывания людей.

Работникам, направляемым на работу в условиях низкой освещенности и в ночное время будут выдаваться индивидуальные переносные светильники.

8.3.3 Запыленность воздуха рабочей зоны

На проектируемой обогатительной фабрике дробление руды сопровождается сильным пылевыделением. В соответствии с «Правилами безопасности при ведении горных работ и переработке твердых полезных ископаемых» [26] до-

пускают концентрацию нетоксичной пыли с содержанием кварца не менее - 2 % (10 мг/м^3).

Главный принцип воздухообмена в помещении заключается в сохранении оптимальных метеорологических условий, а также условий, при которых не превышаются допустимые концентрации пыли и газов. На проектируемой фабрике для обеспечения наиболее эффективного воздухообмена в производственных помещениях предусмотрено одновременное удаление и приток воздуха.

Наличие в воздухе производственных помещений пыли независимо от ее химических и физических свойств снижает видимость, раздражает глаза и кожу, слизистую оболочку носоглотки, дыхательные пути и легкие. Результатом воздействия пыли на организм рабочего может быть острое и хроническое воспаление кожи, слизистой оболочки глаз, ослабление зрения.

На фабрике особо важным санитарно-техническим мероприятием является борьба с производственной пылью. Предусмотрены следующие мероприятия в технологических процессах: предупреждение пылеобразования; устройства герметизированных укрытий оборудования; выделяющего во время работы пыль; установка оросителей для гидрообеспечения и орошения перерабатываемого материала; обеспечение производственных помещений системами местной и общеобменной вентиляции [13].

В местах выхода из плоскости укрытия валов и других частей оборудования будут установлены надежные уплотнения, исключающее выбивание запыленного воздуха. В местах разъема укрытия предусматриваем резиновые или войлочные прокладки.

Герметизация оборудования даже без применения аспирационных устройств позволяет снизить запыленность воздуха в запыленных помещениях в 2-3 раза, а сочетание укрытий с отсосом запыленного воздуха позволяет создать условия, при которых запыленность воздуха в производственных помещениях обогатительной фабрики будет в пределах санитарных норм.

Для борьбы с запыленностью воздушной среды производственных, административных и бытовых помещений в дополнение к вышерассмотренным ме-

роприятиям устраивается местная и общественная вентиляция, осуществляется аэрация и используются естественное проветривание.

В местах, где невозможно снизить запыленность воздуха до санитарных норм, рабочие используют респираторы.

8.3.4 Опасности механического характера

К проекту предъявляются следующие требования: Машины прочно закрепляются на фундаментах и их детали механически прочны. Все движущиеся и вращающиеся части машин ограждены [25].

Проектом предусмотрены ограждения опасных зон, куда могут отлететь части сломавшихся деталей инструмента или отходы перерабатываемого материала. Сами ограждения прочны и будут надежно закреплены на ограждаемой машине или фундаменте. Ограждения будут сделаны из сплошного металла или решеток. С размером ячейки не более 50×50 мм. Они легко снимаются и устанавливаются на место при ремонте и имеют при необходимости открывающиеся дверцы для наблюдения и ухода за машиной. Ограждения движущихся частей машин и механизмов, грузоподъемное оборудование, постоянные и временные ограждения, установленные на границе опасных зон и окрашиваются в желтые сигнальные цвета.

Смазка, обтирка, чистка и ремонт машины производится только при полной остановке. Обязательно будут приняты меры против ошибочного или самопроизвольного запуска. Инструмент, обтирочные и смазочные материалы хранятся в специальных местах, а в производственных помещениях - только в металлических ящиках с крышками в количестве, не превышающем суточную потребность в них.

Проектом предусмотрена спецодежда для рабочего персонала. У дробилок основную опасность для обслуживающего персонала представляют вращающиеся части, поэтому проектом предусматривается их ограждение сплошными металлическими щитами. Рабочая площадка для машиниста дробилки и пускового устройства дробилки и питателя размещены так, чтобы можно было наблюдать за поступлением материала в дробилку. Проектом предусматривается защита грохотов кожухами, для удержания обломков дебалансов при авариях. У преду-

смотренных проектом шаровых мельниц ограждаются питатель, большая и малая шестерни, трансмиссионные передачи, валы, муфты.

Ширина проходов после установки ограждений у крупного и требующего внимательного наблюдения оборудования не менее 1,2 - 1,5 метров, у прочего оборудования не менее 0,8 м. Ширина главных проходов вдоль ленточных конвейеров шириной 600 мм не менее 1,5 м, а вдоль широких конвейеров - не менее 1,1 м. К пусковым устройствам длинных ленточных конвейеров крепится стальной трос (диаметром 5 – 6 мм) и протягивается вдоль конвейера. С его помощью можно при необходимости остановить конвейер из любой точки [1].

8.3.5 Санитарно-гигиенические условия труда

Температура на проектируемой обогатительной фабрике, по санитарным нормам, не ниже 16 °С влажность около 60 % и скорость движения воздуха не более 0,3 м/с. Проектом предусмотрено устройство приточно-вытяжной вентиляции и размещение отопительных систем [20].

В проектируемых бытовых помещениях предусмотрены обязательные душевые для работников и помещения для переодевания. Во всех отделениях технологического процесса, реагентных отделениях предусмотрены аварийные души, фонтанчики для промывки глаз, профилактические пункты. Все рабочие имеют спецодежду, которая подвергается стирке, сушке, обезвреживанию и индивидуальные средства защиты.

Рабочие имеют дополнительный отпуск, проходят медицинское освидетельствование по профзаболеваниям. На рабочих местах имеются аптечки с медикаментами. При ликвидации просыпей цианистого натрия и обезвреживании необходимым средством защиты является фильтрующий противогаз марки В [25].

В случае разгерметизации барабанов и повреждения мешков с реагентами работы по ликвидации просыпей ведутся с применением фильтрующих противогозов марки ФГ-13-В (при работе с гипохлоритом кальция), респираторов (при работе с бурой, едким натром, кальцинированной содой и активированным углем).

Все складские помещения будут снабжены системой вентиляции. Перед

входом в склад цианида необходимо включить механическую вытяжную вентиляцию и проветривать склад в течение 10 - 15 минут.

Для контроля за содержанием цианистого водорода в воздухе помещений, где реагент хранится, пересыпается, растворяется и обезвреживается, устанавливаются приборы ССК-4М. В отделении десорбции и электролиза установлен газоанализатор для определения хлора.

В ОТК проведение анализов предусмотрено в вытяжных шкафах. В отделении обезвреживания установлены: сигнализатор паров синильной кислоты, анализатор хлора «Атмосфера-11м». Контроль за выделением высокотоксичного газа хлорциана производится по рН обезвреживаемых растворов. В случае превышения содержания хлора или паров синильной кислоты в воздухе рабочей зоны выше ПДК или снижении рН обезвреживаемых растворов ниже 9,5 срабатывает звуковая сигнализация [8, 20].

На всех рабочих местах с выделением вредных веществ запрещается принимать пищу, пить, курить. Для этих целей предусмотрены отдельные комнаты отдыха и приема пищи.

8.3.6 Правила безопасности на золотоизвлекательных фабриках

Технологические процессы, осуществляемые на золотоизвлекательных фабриках или в отдельных цехах, являются опасными производственными объектами, на которые распространяются действие Федеральных Законов «О промышленной безопасности опасных производственных объектов» [25] и «Об основах охраны труда в Российской Федерации» [26], а также постановление правительства РФ «Об организации и осуществлении производственного контроля за соблюдением требований промышленной безопасности на опасном производственном объекте» [15].

В соответствии с этими законами на золотоизвлекательных фабриках должен постоянно осуществляться комплекс мероприятий по соблюдению требований промышленной безопасности, которые должны обеспечивать безопасность и здоровье обслуживающего персонала в процессе их трудовой деятельности, создание безопасных условий труда, предупреждение аварий на опасном производ-

ственном объекте и предотвращение ущерба окружающей среде [9, 15].

Все работники опасного производственного объекта по переработке полезных ископаемых должны иметь профессиональное образование, соответствующее профилю выполняемых работ, должны быть обучены безопасным приемам работы, знать сигналы аварийного оповещения, правила поведения при авариях. Это касается как рабочих, так и ИТР фабрик.

На время обучения новые рабочие должны допускаться к работе только совместно с опытными специалистами-наставниками и мастерами-инструкторами.

Все вновь принятые, а также переведенные на другую работу работники перед допуском к работе должны получить инструктаж по промышленной безопасности для конкретного обслуживаемого рабочего места [5].

В гидрOMETаллургическом производстве основную опасность и вредность для организма человека представляют летучие пары синильной кислоты, которые выделяются из пульп и растворов, содержащих цианистый натрий.

Вот почему для исключения непосредственного контакта обслуживающего персонала с цианистыми растворами и снижения ядовитых выделений в атмосферу цеха оборудование и емкости цианирования и сорбции должны быть максимально уплотнены и оборудованы укрытиями местного отсоса газов с помощью принудительной вентиляции.

Обслуживающий технологический персонал в течение рабочей смены должен регулярно проверять работу систем вентиляции и в случае прекращения работы немедленно сообщать об этом руководителю смены для принятия оперативных мер.

Согласно ПБ [25] во время работы технологического оборудования все основные приточно-вытяжные вентиляционные системы и местного отсоса должны работать непрерывно.

Кроме того, Правила ПБ требуют, чтобы в помещениях сорбции, десорбции, регенерации были установлены непрерывно действующие приборы контроля воздушной среды, заблокированные с системой звуковой и световой сигнализации,

которая оповещает о возрастании содержания паров синильной кислоты в воздухе рабочей зоны.

За герметичностью аппаратуры должны следить сами аппаратчики. Необходимо, чтобы крышки аппаратов и лючки для отбора проб были постоянно закрыты.

Особенно нужно быть внимательным при перекачке рабочих цианистых растворов в расходные емкости из реagentного отделения. Чтобы не допустить при этом перелива цианистых растворов, эту операцию необходимо выполнять вдвоем: один следит за наполнением расходного чана, другой находится у перекачивающего насоса в реagentном отделении, чтобы по сигналу первого остановить вовремя насос.

Кроме того, вся аппаратура и емкости цианистого процесса должны быть оборудованы устройствами, предупреждающими возможность случайных переливов. Пачуки, расходные емкости и другая аппаратура должны оснащаться трубопроводами с отводом перелива в запасные аварийные емкости или в специальный дренажный приямок.

При обслуживании цианистого процесса аппаратчики должны работать только в спецодежде из кислотощелочестойких тканей, в резиновых перчатках и сапогах. Для защиты органов дыхания в аварийных случаях в цехе в легкодоступном месте должны находиться противогазы с коробкой марки «В». Противогазы необходимо хранить в специальном шкафу в ячейках. Количество противогазов должно соответствовать числу работающих в цехе. Обычно за каждым рабочим закрепляется противогаз, который хранится в ячейке шкафа с указанием фамилии рабочего [15].

Для оказания неотложной помощи при отравлениях цианидами в цехе оборудуются профилактические пункты, представляющие собой небольшие помещения или огороженные места размером примерно 2×2 м, которые снабжаются медицинскими аптечками первой помощи, набором противоядий, медикаментами и перевязочными средствами, а также необходимой посудой и инструкциями по применению противоядий и оказанию первой медицинской помощи при отравле-

ниях и травмах.

При производственной травме или отравлении пострадавшему оказывается первая доврачебная помощь в профилактическом пункте, а затем, если это необходимо, его отправляют в здравпункт или больницу. Каждый рабочий должен уметь оказывать первую помощь пострадавшему при несчастном случае. На каждом рабочем месте должны находиться аптечка с необходимыми медикаментами и аптечка с противоядиями.

О каждом несчастном случае на производстве, даже незначительном, пострадавший обязан сам или через товарищей сообщить своему непосредственному начальнику, который обязан расследовать обстоятельства и составить акт установленной формы для принятия необходимых мер по предупреждению подобных случаев.

Во избежание ошибок все емкости и аппаратура, трубопроводы, в которых находятся токсичные реагенты, должны быть окрашены и снабжены надписями. Аппаратура, в которой находятся цианистые соединения, должна быть окрашена в красный цвет, емкости и трубопроводы с щелочными растворами - в коричневый цвет и т.д.

В соответствии с требованиями ПБ полы в цехе устраиваются так, чтобы они имели уклон в сторону дренажных канав и приямков, исключающие скопление цианистых растворов и пульпы. Под оборудованием, устанавливаемым на площадках и междуэтажных перекрытиях устраиваются дренажные системы со стоком в нижерасположенные зумпфы и емкости.

Все рабочие места в цехе должны быть оборудованы фонтанчиками питьевой воды. Пищу разрешается принимать только в специально отведенной комнате, оборудованной раковиной, электроплитой, электротитаном, необходимой посудой и инвентарем. Следует помнить и неукоснительно выполнять требования о запрещении принимать пищу и курить на рабочих местах. Соблюдение этого правила поможет избежать заболеваний, неприятных ощущений в процессе работы и сохранить работоспособность [5, 15] .

До начала работы аппаратчик должен проверить работу вентиляции, лично

убедиться в наличии отсоса газов из аппаратуры, проверить комплектность противопожарного щита и средств противопожарной защиты, принять смену и расписаться в «Журнале» приема-сдачи смены. Аппаратчику запрещается производить работу, которая ему не поручена, за исключением случаев, когда создается угроза для жизни человека и при аварии с оборудованием.

Кроме изложенных здесь правил безопасности, требований охраны труда и промсанитарии, рабочие обязаны выполнять общие правила техники безопасности при работе с электроустановками, вращающимися частями оборудования и грузопъемными механизмами, а также неукоснительно выполнять правила внутреннего трудового распорядка предприятия и режима работы, установленного для данного цеха.

Аппаратчик выщелачивания обязан строго соблюдать все инструкции по технике безопасности. За нарушение правил безопасности аппаратчик несет дисциплинарную ответственность в установленном порядке. За работу и безопасность на ЗИФ ответственность несет начальник фабрики, мастер смены.

8.4 Охрана окружающей среды

Воздействие на окружающую среду осуществляют практически все производственные процессы. Это воздействие может быть, как непосредственным (прямым), так и косвенным, являющимся следствием первого [28].

Прямое воздействие обусловлено технологией подготовки, вскрытия, добычи, переработки руды и прекращается с окончанием горных работ, а косвенное воздействие уже является взаимодействием нарушенных земель с компонентами природной среды.

Вредному воздействию подвержены практически все компоненты биосферы: атмосферный воздух, поверхностные и подземные воды, земли, животный и растительный мир.

Потенциальными источниками загрязнения окружающей среды в районе расположения проектируемой обогатительной фабрики являются:

- рудный склад;
- подъездные дороги;

- транспорт и технологическое оборудование;
- цех измельчения;
- главный корпус обогатительной фабрики;
- хвостохранилище хвостов раствора цианидов.

В проекте предусмотрена нормализация воздушной среды в отделениях, поскольку в ходе технологического процесса выщелачивания руд в цианистых растворах выделяется цианистый водород HCN, отличающийся высокой токсичностью. Поэтому на фабрике будет уделяться постоянное внимание вопросу сооружения и совершенствования вентиляционных установок с одновременным проведением мероприятий по контролю воздушной среды на рабочих местах и улучшению состояния оборудования и его герметизации. Для защиты от синильной кислоты в проекте предусмотрена герметизация оборудования и вентиляционный откос. Применяемые вентиляторы: Ц6- 46, Ц4 - 55, Ц4 - 14 - 46, Ц4 - 70.

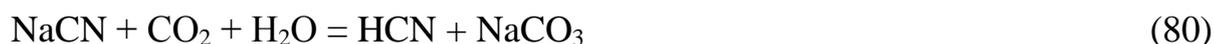
Вентиляционной системой из цехов фабрики удаляется воздух, загрязненный парами H₂SO₄, HCN, H₂S, NO [25].

В проекте предусмотрено, в случае поступления в вытяжные системы цианистого водорода, установлены шиберы на всасывающей стороне, независимо от места нахождения вентилятора и принимать меры по полной герметизации напорных воздухопроводов; свежий воздух приточными установками должен подаваться рассредоточено с малыми скоростями. Пол должен быть постоянно влажным. Цианистый водород выделяется с поверхности чанов и из агрегатов, содержащих растворы цианистого натрия. Образование паров синильной кислоты HCN вызывается следующими основными причинами: гидролизом цианистого натрия, происходящего по реакции:



Взаимодействием щелочных цианистых растворов с кислотами, содержащимися в обрабатываемой руде;

Взаимодействием с углекислым газом, содержащимся в воздухе:



Согласно технологии, а также с целью снижения образования цианистого водорода, в раствор вводится защитная щелочь (известковое молоко концентрацией 0,01-0,015 %).

Однако даже при соблюдении режима защитной щелочи в технологическом процессе фабрики наблюдается превышение ПДК на цианистый водород в помещениях, где сосредоточено оборудование с наибольшими концентрациями цианидов (разварочное отделение, отделение регенерации, сорбционное отделение). Наличие в отделениях фабрики потоков воздуха за счет естественной тяги, действия вытяжных вентиляционных систем и вследствие диффузии, почти во всех не изолированных друг от друга помещениях обнаруживается присутствие цианистого водорода [26].

В проекте предусматривается максимальное использование оборотной воды, возвращение всех дренажных стоков и растворов в технологический процесс. Обезвреживание полусухих кеков, их складирование и подача оборотной воды из хвостохранилища будет осуществляться по схеме, позаимствованной на уже существующей фабрике.

Защита атмосферы от загрязнений решена при помощи герметизации максимального количества оборудования, гидрообеспыливания в аспирационных системах.

Хвостохранилище не имеет сброса вод в поверхностные водоемы. Жидкая фаза находящаяся в хвостохранилище содержит сульфаты, хлориды, кальций, магний, цианиды, тиоцианаты, медь, цинк, железо. За счет разложения цианидов здесь присутствуют азотосодержащие соединения (ионы аммония, нитриты). Вспомогательные производства загрязняют атмосферу в основном выбросами неорганической пыли и выделениями от работающего автотранспорта.

Эксплуатация сооружений хвостового хозяйства проводится в соответствии с проектом эксплуатации хвостового хозяйства при незначительной координации некоторых видов работ.

8.4.1 Рекультивация нарушенных земель

Законодательные требования Российской Федерации в области рекульти-

вации в основном определяются рамками «Земельного кодекса РФ» [27] и требованиями ГОСТ 17.0.0.01-76 «Система стандартов в области охраны природы и улучшения использования природных ресурсов» и ГОСТ Р 17.5.1.01-83 «Охрана природы. Рекультивация земель» [14].

Преобразование нарушенных в результате производственной деятельности земель в состояние, пригодное для использования, предотвращение их отрицательного воздействия на прилегающие ландшафтные комплексы, охрана этих комплексов, оптимизация сочетания техногенных и природных ландшафтов достигается рекультивацией нарушенных земель. Рекультивация относится к мероприятиям восстановительного характера, направленным на устранение последствий воздействия промышленного производства на окружающую среду и рассматривается как основное средство воспроизводства земельных ресурсов.

Перечень необходимых и достаточных мероприятий по рекультивации, планируемых при закрытии рудника «Албынский» определялся исходя из природного состояния земельных ресурсов в районе месторождения, естественного ландшафта местности, фактического состояния нарушенных земель и способности природных растительных сообществ к восстановлению самозарастанием, характерным для данной территории.

В целом земли, занятые под горный участок, промплощадку, склад ВМ, по своим физико-механическим свойствам малопригодны для использования. Отсутствие сильных ветров и малые площади водосборников не приведут к развитию эрозионных процессов. Содержание мелкозема в пустых породах незначительное и они не могут быть потенциально плодородными. Отчуждаемые земли по мере высвобождения оставляются под самозарастание (природовосстановление).

При проведении технического этапа рекультивации земель должны быть выполнены следующие основные работы [14]:

- грубая и чистовая планировка поверхностей отвалов, засыпка нагорных, водоподводящих и водоотводящих каналов, выколаживание откосов;
- освобождение рекультивируемой поверхности от производственных

конструкций и строительного мусора с последующим их вывозом и организованным складированием;

- ликвидация дамб, насыпей;
- противоэрозионная организация территории;
- обеспечение сохранности земной поверхности.

При выполнении всех нормативных требований мероприятия по рекультивации должны быть экономичными, технически приемлемыми и практически реализуемыми.

На момент ликвидации рудника рекультивации подлежат:

- отвалы пустой породы и забалансовых руд;
- промплощадка обогатительной фабрики;
- площадка склада ВМ с полигоном для испытания и уничтожения ВМ;
- площадка отвала полусухих хвостов;
- площадка канализационных очистных сооружений;
- площадка расходного склада СДЯВ;
- площадка вахтового поселка;
- площадка полигона ТБО.

Рекультивация отвалов пустых пород будет выполнена сразу, после завершения вскрышных работ по отдельным проектам, которые пройдут необходимые согласования и экспертизу в соответствии с действующим законодательством.

По окончании рекультивационных работ отвалы пустой породы передаются Гослесфонду.

Для защиты животных от вредных воздействий на обогатительных фабриках устанавливают ограждения, заборы. Для отпугивания птиц на территории фабрики и хвостохранилищах используют специальные звуковые рупоры.

9 СПЕЦИАЛЬНАЯ ЧАСТЬ

9.1 Флотация как способ обогащения

Флотация представляет собой метод обогащения полезных ископаемых на промышленных предприятиях. Основан на способности одних частиц – гидрофильных – легко смачиваться жидкостью и отделяться от других частиц – гидрофобных [29]. Процесс происходит в жидкой среде, которая аэрируется воздухом или в которую вводятся капельки масла.

Разделение руды на элементы происходит на границе двух разных сред. Во флотационной установке гидрофобные частички прилипают к пузырькам газа или масла и поднимаются на поверхность, в то время как гидрофильные элементы оседают на дне емкости.

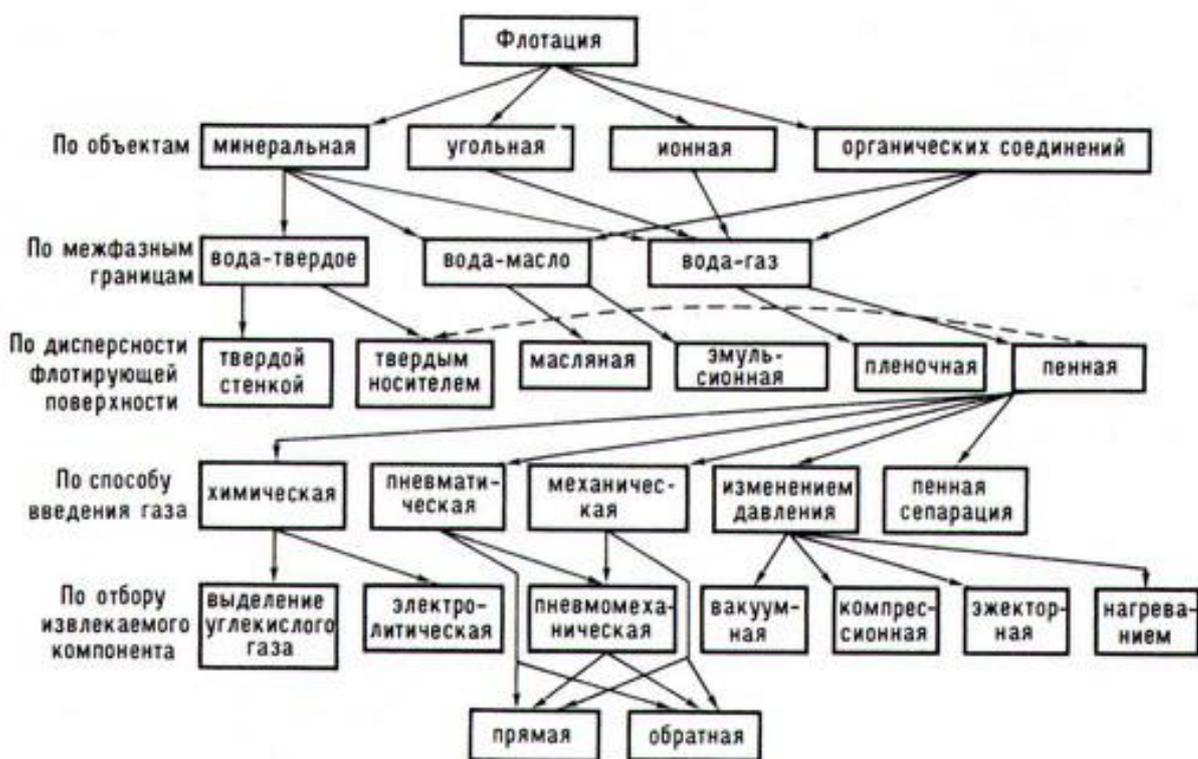


Рисунок 4 – Характеристика флотации

9.1.1 Способы флотации

В зависимости от того, каким образом создается межфазная граница меж-

ду средами, используются четыре разных способа флотации:

1) масляная. Используется для добычи сульфидных минералов, которые смачиваются в руде маслом и всплывают на поверхность воды, в то время как порода оседает вниз;

2) пленочная. Принцип работы этого оборудования основан на способности мелких гидрофобных частиц удерживаться на поверхности воды;

3) пенная. В установках через смесь руды в воде пропускаются маленькие пузырьки воздуха, которые всплывают на поверхность и собираются с нее. Помимо воды, в качестве флотационной жидкости могут использоваться другие вещества;

4) электрофлотация. Всплытие на поверхность жидкости частиц осуществляется за счет выделения электролитических газов в жидкости.

9.1.2 Применение флотации

Благодаря универсальности и эффективности метода, технология флотации используется при добыче таких полезных ископаемых:

- серы;
- золота (обработка золотосодержащих руд);
- угля (обогащение угольных шламов);
- железных руд;
- меди (обогащение медной руды).

9.1.3 Способы использования флотационных устройств

Рассматриваемая обогатительная технология в зависимости от типа используемого устройства позволяет решить несколько различных задач:

1) получение концентрата полезного ископаемого из руды, в которой содержится минимальное количество металла;

2) разделение пульпы на несколько компонентов, которые затем используются для производства. Таким образом сортируют руду и выделяют из нее несколько разных видов полезных ископаемых.

Помимо перечисленных задач, флотационные устройства могут применяться для выделения солей из перенасыщенного раствора, для очистки каучука

естественного происхождения от посторонних примесей, а также очистки бытовых и промышленных канализационных стоков [34].

9.1.4 Разновидности оборудования

Для обогащения руд методом флотации используются такие типы и виды оборудования:

Механические установки – перемешивание пульпы, а также диспергирование воздуха производится с помощью импеллера. Он создает водяной вихрь, который распределяет засасываемый воздух на пузырьки.

Пневматическое оборудование – насыщение воды воздухом производится с помощью аэраторов. Для разделения на пузырьки воздушный поток пропускается сквозь поры.

Комбинированное – В этом случае воздух распределяется на пузырьки с помощью сит, а перемешивание обрабатываемого материала и распределение пузырьков по емкости осуществляется с помощью импеллера.

Этот процесс имеет высокую эффективность и экономичность.

Полная автоматизация позволяет уменьшить себестоимость технологических операций на обогатительной фабрике и в гидрометаллургии [29].

9.1.5 Практика обогащения золотосодержащих руд методом флотации

Флотация золота применяется для труднообогатимых золотосодержащих руд и продуктов, содержащих 1-2 г/т золота. Данный метод обогащения обеспечивает рентабельное извлечение золота и ценных сопутствующих компонентов из убогих бедных руд, комплексных руд цветных металлов, из урановых и теллуридных руд; флотацией выделяют вредные примеси перед цианированием (сульфиды, графит, сланцы и др.). Ее применяют и после цианирования для извлечения теллуридов золота, золотосодержащих сульфиды (пирит, сфалерит, галенит, пирротин и др.).

При флотационном обогащении золото попутно извлекается в соответствующие концентраты, которые затем для извлечения золота цианируют, плавят или применяют другие методы, например, гидрометаллургическую переработку.

Флотируемость золота зависит от природы золота (крупности, формы золотинок, химической чистоты, наличия примесных компонентов, состава поверхностных пленок и вещественного состава руды), степени его ассоциации с сульфидными рудными минералами и состояния поверхности [35].

Частицы золота с чистой поверхностью хорошо флотируются, но несколько труднее сульфидов. Флотируемость сростков золота с минералами породы, сульфидами зависит от флотируемости минерала-носителя золота. Если это сростки сульфидные, то они хорошо флотируются сульфгидрильными собирателями. При флотации сульфидных минералов и их сростков с золотом, сростки минералов пустой породы с золотом преимущественно переходят в камерный продукт [29].

Крупность частиц золота значительно влияет на флотируемость. Предельный размер флотируемых золотинок зависит от их формы, структуры, плотности пульпы, характера пены, конструкции флотомашин. Частицы золота пластинчатой формы флотируются значительно лучше. В хвостах флотации обычно остаются частицы золота с большей массой, малоразвитой поверхностью и округлой формы. В тоже время, крупные тяжелые золотины лучше флотируются в более плотной пульпе во флотокамерах с обильной устойчивой пеной.

Флотация частиц золота с примесными компонентами или покрытыми пленками (так называемое золото «в рубашке») отличается от флотации химически чистого золота. Золото с примесями легче подавляется, особенно в известковой среде. Золото, покрытое пленками гидроксидов железа, ошламованными сульфидами, плохо флотируется [29].

Образование на золотилах всевозможных пленок одна из причин потерь золота при флотации. В хвостах флотации часто присутствуют золотины, покрытые пленками гидроксидов железа. Хуже флотируются золотины с покрытиями из ошламованных сульфидов - халькопирита, галенита и сфалерита. Флотируемость сростков золота в значительной мере зависит от того, с какими минералами связано золото. Сростки мелкого и среднего по крупности золота с

сульфидами при обычной флотации с сульфгидрильными собирателями переходят в концентрат. Сrostки с кварцем, гидроксидами железа, другими несulфидными минералами в условиях сульфидной флотации флотируют лишь при определенных соотношениях между весом золотины и связанного с ней минерала, и между величинами поверхностей вскрытых частей золотин и минерала.

Золото в составе теллуристых минералов флотируется хорошо даже с углеводородными маслами в качестве собирателя. Теллуриды золота флотируются в присутствии цианида и извести, когда пирит полностью подавлен [35].

Разновидностью золото-медных руд являются руды с повышенным содержанием арсенопирита. Для этих руд характерно более мелкое золото, в значительной мере связанное с пиритом, арсенопиритом и кварцем. Применяют гравитацию и стадийную флотацию. Хвосты гравитации направляют на селективную золото-медную флотацию с подавлением пирита и арсенопирита известью; камерный продукт направляют на коллективную флотацию пирита и арсенопирита, либо коллективно-селективную флотацию, либо селективную флотацию с получением одного (пиритного) или двух (пиритного и мышьякового) концентратов. Арсенопирит подавляют, окисляя его продувкой воздуха, хлорной известью и т.п. Пиритный и арсенопиритный концентраты цианируют без обжига, при необходимости после обжига.

Флотационному обогащению золотосодержащей руды предшествуют операции рудоподготовки (дробление, классификация, измельчение) и предварительного обогащения (гравитационное обогащение, сортировка, обесшламливание, магнитная сепарация). Сортировка производится после грохочения и промывки с применением тяжелосредной, радиометрической сепарации с удалением части минералов пустой породы в отвальный продукт.

Измельчение руды проводят в 2-3 стадии, иногда применяя бесшаровое или рудно-галечное измельчение, при котором снижаются потери золота с металлическим железом (исключается наклеп и цементация). Извлечение крупного золота в первых стадиях процесса, при возможно более крупном измельче-

нии, является общим принципом при любых схемах обогащения золота из руд. Обесшламливание руды перед флотацией проводят на глинистых рудах, если шламовые фракции обеднены золотом, для этого используют сгустители, гидроциклоны [29].

Для успешного извлечения золота из руд применяют флотацию в сочетании с гравитацией и цианированием; флотацию применяют в комбинированных схемах переработки золотосодержащих руд. Флотация проводится стадийно по селективной, либо коллективно-селективной схеме; технологическая схема зависит от вещественного состава сырья [29].

Флотацию проводят и после цианирования, извлекая из цианистого раствора теллуриды золота и сульфиды, как в щелочной (содовой), так и в кислой (диоксид серы) средах. Флотацией после цианирования извлекают трудно растворимые в цианистом растворе теллуриды золота и сульфиды. Несмотря на то, что сульфиды в хвостах цианирования сильно подавлены известью и цианидом, флотация протекает вполне удовлетворительно при условии тщательной отмывки материала от цианида и использовании при флотации соды и медного купороса.

9.1.6 Реагенты, применяемые для флотации золотосодержащих руд

Оптимальное рН флотации для медных минералов и золота 9-12, для пентландита и благородных металлов рН 5-10, а для системы пирит-золото предпочтительно использовать кислые и нейтральные среды [34].

В отечественной практике обогащения лучшими вспенивателями служат продукты лесохимической промышленности: сосновое масло, терпениол, флотационное масло терпениоловых заводов и другие спиртовые продукты (Т-66, Т-80, ОПС). Хорошо зарекомендовали себя пенообразователи на основе эфиров полигликолей (ОПСБ). Продукты коксохимической промышленности – крезол, тяжелый пиридин и т.п. образуют в пульпе менее устойчивую пену.

При выборе реагентов-регуляторов необходимо учитывать минеральный состав руды и зависимость флотации золота и минералов-носителей от значений рН щелочной среды, возможные пределы которых определены практикой

флотации не более 10,5. В каждом случае оптимальные значения рН среды и сам регулятор выбираются постановкой серийных опытов. Если в руде содержание сульфидов цветных металлов и пирита выше 30% и проводится селективная флотация с депрессией пирита, оптимальным регулятором может быть известь. При малом содержании в руде сульфидов (серы до 10%), когда применяется коллективная флотация золота и сульфидов, оптимальным регулятором может быть сода.

При подборе реагентов-собирателей испытывают ксантогенаты высших спиртов, смеси ксантогенатов с различной длиной углеводородных цепей, в сочетании с такими собирателями, как МКБТ (меркаптобензотиазол), 5-703, Р-100, СИГ. Для улучшения флотации крупных частиц золота, сульфидов, их сростков применяют аполярные реагенты: керосин, трансформаторное или машинное масло в виде 1-3 % водных эмульсий. Для шламистых руд собиратель подают порционно. Увеличение продолжительности контактирования пульпы с собирателем до 10-20 мин улучшает результаты флотации, иногда собиратель подают в измельчение [35].

Для флотации золота применяются следующие собиратели: ксантогенаты, дитиофосфаты, меркаптаны, дитиокарбаматы, соли жирных кислот и др. Адсорбция ксантогената на поверхности золота представляет сложный процесс; образующиеся при этом сорбционные пленки соединений ксантогената, имеют неравномерный пятнистый характер. В первый момент происходит химическое взаимодействие ксантогената и золота с образованием труднорастворимого в воде ксантогената золота. Последующие покрытия (образующиеся соединения) не соответствуют по своему составу ксантогенату золота.

Хороших технологических показателей при флотации золотосодержащих руд достигают применением в качестве собирателя меркаптобензотиазола. Реагент выпускают под названием: «Каптакс» (в странах бывшего СССР), реагенты 404, 407, 412, 425 («Цианамид Компани»). Обычно меркаптобензотиазолы используют в сочетании с другими сульфгидрильными собирателями, что позволяет снизить удельные расходы ксантогенатов и аэрофлотов и повысить из-

влечение ценных компонентов [35].

Флотация золота улучшается в присутствии ряда активаторов: медного купороса, сернистого натрия, (при малых концентрациях), фосфорнокислого натрия и др. Все они являются одновременно активаторами сульфидных минералов. Сернистый натрий часто вызывает подавление флотации золота, его рекомендуется использовать, когда основная масса золота уже сфлотирована. [34]

Очень важно правильно выбрать подавитель минералов пустой породы. Возможно, применение жидкого стекла, карбокси-метилцеллюлозы (КМЦ), полиакриламида (ПАА). Выбор конкретного подавителя породных минералов зависит от минерального состава. Для золото-сульфидных руд Урала наиболее приемлемым подавителем, по данным практики флотации, является жидкое стекло. В последнее время получены положительные результаты при применении в качестве подавителя минералов породы, реагентов КМЦ или гексаметафосфата, являющихся одновременно и активаторами флотации золота.

Исходя из этого, можно сделать вывод, что для флотации руд Албынского месторождения можно использовать пенную флотацию, так как преобладают сульфидные руды.

10 ЭКОНОМИЧЕСКАЯ ЧАСТЬ

10.1 Режим работы, график сменности, баланс рабочего времени

Эффективность развития народного хозяйства невозможно без широкого внедрения в производство достижений науки и техники, технического перевооружения, совершенствования организации производства труда, более полного использования интенсивных факторов развития, максимальной экономики материальных, трудовых и финансовых ресурсов, достижения наивысших конечных результатов при наименьших затратах [27].

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

Результаты работы горнодобывающих предприятий в значительной мере определяют уровень эффективности производства во всех отраслях народного хозяйства, потребляющих продукцию горной промышленности [28].

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

Режим работы, графики сменности, баланс рабочего времени.

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

От принятого режима работы зависит организация производства, труды и отдыха рабочих, а также вопросы социального характера, влияющие на успешное выполнение планов 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 16.

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:

$$T_{\text{раб}} = T_{\text{кал}} - T_{\text{рем}}, \quad (81)$$

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

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

$$T_{\text{раб}} = 365 - 24 = 341 \text{ дней}$$

Для расчета эффективного рабочего времени составляется баланс рабочего времени за год, который представлен в таблице 28.

Таблица 28 – 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	2
2	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	в
4	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	в

Для расчета эффективного рабочего времени $T_{эф}$ составляется баланс рабочего времени за год, который представлен в таблице 29.

Таблица 29 - Баланс рабочего времени на одного рабочего

Наименование	Дни
Календарное время, $T_{кал}$	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

10.2 Производственная мощность, производственная программа и товарная продукция фабрики

Производственная мощность – это максимально возможный в конкретных условиях технически и экономически обоснованный выпуск продукции необходимого качества при минимальных затратах производства и наиболее эффективном использовании оборудования [26].

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

$$M_c = A \times (T_{кал} - T_{рем}) \times N_T, \quad (82)$$

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

A – число одинаковых, параллельно установленных, ведущих агрегатов;

$T_{кал}$ – время планируемых перерывов (праздничные, выходные, планово-предупредительные ремонты), дн.;

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

$$N_{тр} = 6000 \text{ т/сут}$$

Производственная мощность по концентрату определяется как:

$$M_k = M_c \times \alpha \times \varepsilon, \quad (83)$$

где α – содержание металла в исходном сырье;

β – содержание металла в концентрате;

ε – извлечение металла в концентрат.

$$M_c = 1 \times (365-24) \times 6000 = 2046000 \text{ т/год.}$$

$$M_k = 2659902,3 \text{ г/год.}$$

Показателями использования производственной мощности являются:

– коэффициент экстенсивности, формула (81):

$$K_э = T_{\text{раб}}/T_{\text{кал}}, \quad (84)$$

$$K_э = 341/365 = 0,93;$$

– коэффициент интенсивности, формула (82):

$$K_{\text{и}} = N_{\text{пр}} / (N_{\text{т}} \times A), \quad (85)$$

$$K_{\text{и}} = 1;$$

– интегральный коэффициент, формула (83):

$$K_{\text{ин}} = K_э \times K_{\text{и}} = 0,93 \times 1, \quad (86)$$

$$K_{\text{ин}} = 0,93.$$

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

$$\text{ПП}_c = M_c \times K_{\text{ин}} \quad (87)$$

$$\text{ПП}_c = 2046000 \times 0,93 = 1902780 \text{ т/год}$$

$$\text{ПП}_k = 2659902,3 \times 0,93 = 2\,473\,709,14 \text{ г/год}$$

Товарная продукция рассчитывается по ценам предприятия на продукцию (концентраты), формула (85):

$$\text{ТП} = \sum \text{ПП}_k \times \text{Ц}, \text{ руб./год} \quad (88)$$

где Ц – цена за 1 г золота, руб.

$$\text{ТП} = 11\,072\,000\,528,45 \text{ руб./год.}$$

10.3 Численность трудящихся

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

Явочная численность трудящихся рассчитывается по формуле (86):

$$Ч_{яв} = Н_{чис} \times А \times Б, \text{ чел} \quad (89)$$

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

$Н_{чис}$ – 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 (87):

$$Ч_{сп} = Ч_{яв} \times Т_{кал} / Т_{эф}, \text{ чел.} \quad (90)$$

Таблица 30 – Списочный состав рабочих фабрики

Наименование	Норматив численности	Кол-во агрегатов	Кол-во бригад	$Ч_{яв}$	$Ч_{сп}$
Бункеровщик	0,33	1	2	2	4
Машинист конвейера	0,33	1	2	2	4
Машинист мельниц	0,13	2	2	6	12
Машинист насосной установки	0,03	8	2	6	12
Классификаторщик	0,1	2	2	2	4
Аппаратчик сгущения	0,11	2	2	2	4
Аппаратчик выщелачивания и сорбции	0,12	12	2	4	8
Аппаратчик электролиза	0,12	7	2	4	8
Всего по профессии					56
Вспомогательные рабочие 40 %					23
Итого:					79

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

10.4 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 [26]:

$$П_{т} = ВП : Ч_{сп} : Т_{кал}, \text{ т / чел.см} \quad (91)$$

где ВП – выпуск продукции, т;

ТП – товарная продукция, руб;

$Ч_{сп}$ – списочная численность работников, занятых на производстве в течение определенного времени, чел.

$$П_T = 2659902,3 : 79 : 365 = 92,2 \text{ г/чел.см.}$$

При стоимостном методе определяют объем валовой или товарной продукции на одного человека, формула (89):

$$П_T = ТП : Ч_{сп} : T_{\text{кал}}, \text{ руб/год/чел} \quad (92)$$

$$П_T = 11\,072\,000\,528,45 / 79 / 365 = 383\,977,82 \text{ руб. /чел.см.}$$

10.5 Заработная плата

В основу организации и планирования зарплаты 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 производственной программы. 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 (90):

$$З_{ТГ} = З_{ТД} \times T_{\text{ЭФ}} \times Ч_{\text{СП}}, \quad (93)$$

где $T_{\text{ЭФ}} = 257$ дн.

2) с районным коэффициентом, формула (91):

$$З_P = З_{ТГ} \times K_P, \quad (94)$$

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

3) премии, формула (92):

$$З_{\Pi} = З_{р} \times (100+d_{Н}) : 100, \quad (95)$$

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

4) доплата за работу в ночное время, формула (93):

$$З_{\text{ОБЩ}} = З_{\Pi} \times (100+d_{Н})/100, \quad (96)$$

где $d_{Н}$ - размер доплат за работу в ночное время, в процентах; $d_{Н} = 20 \%$.

5) за отпуск, формула (94):

$$Д_{\text{О}} = З_{\text{ОБЩ}} : m, \quad (97)$$

где m – число месяцев работы ($m = 11$ дней)

6) прочие, формула (95):

$$Д_{\text{ГР}} = З_{\text{ОБЩ}} \times d_{\text{ГР}} \quad (98)$$

где $d_{\text{ГР}}$ – прочие выплаты ($d_{\text{ГР}} = 0,7$)

7) всего, формула (96):

$$Д = Д_{\text{О}} + Д_{\text{ГР}}, \quad (99)$$

8) общий фонд заработной платы, формула (97):

$$З = З_{\text{ОБЩ}} + Д, \quad (100)$$

Расчеты основного фонда з/платы приведены в таблице 31.

Таблица 31 – Расчет фонда заработной платы

Профес- сия	Днев- ная тариф- ная ставка, р	Фонд основной заработной платы					Фонд дополнительной зара- ботной платы			Общий фонд заработной платы, руб.
		коли- чество рабо- чих	по тари- фу за год	с рай- онным коэф-ом	пре- мии	допла- та за работу	за отпуск	про- чие	всего	
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11
Бунке- ровщик	760	4	781280	70	50	20	217337,9	7	1890839,66	4281556,46
Маши- нист конвейе- ра	770	4	791560	70	50	20	220197,6	7	1915719,12	4337892,72
Маши- нист мельни- цы	760	12	2343840	70	50	20	652013,7	7	5672518,98	12844669,38
Маши- нист насосной	750	12	2313000	70	50	20	643434,5	7	5597880,5	12675660,5

установки										
Классификаторщик	750	4	771000	70	50	20	214478,2	7	1865960,2	4225220,2

Продолжение таблицы 31

1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11
Аппаратчик сгущения	750	4	771000	70	50	20	214478,2	7	1865960,2	4225220,2
Аппаратчик выщелачивания и сорбции	760	8	1562560	70	50	20	434675,8	7	3781679,32	8563112,92
Аппаратчик электролиза	750	8	1542000	70	50	20	428956,3	7	3731920,3	8450440,3
Вспомогательные рабочие 40 %	740	23								23841509,072
Итого:		79								83445281,7

Расчет фонда заработной платы по ИТР, служащим и МОП сводим в таблице 32.

Таблица 32 – Расчет фонда заработной платы по ИТР и МОП

Должности		Количество	Оклад	С районным коэффициентом	С премией	За год
ИТР	Директор ЗИФ	1	24000	70	50	734400
	Гл. инженер ЗИФ	1	20000	70	50	612000
	Гл.энергетик ЗИФ	1	20000	70	50	612000
	Гл. механик ЗИФ	1	20000	70	50	612000
	ГЛ.технолог ЗИФ	1	20000	70	50	612000
	ГЛ. по ТБ ЗИФ	1	20000	70	50	612000
	ГЛ.эколог ЗИФ	1	20000	70	50	612000
	Начальник смены	2	18000	70	50	1101600
	Мастер	8	16000	70	50	3916800
Итого:		16				21633800
МОП	Секретарь	1	15000	70	50	459000
	Уборщица	4	10000	70	50	2020600
Итого:		5				3060000
Всего:		21				24113400

По полученным расчетам составим общую таблицу заработной платы, которая представлена в таблице 33.

Таблица 33 – Годовой фонд заработной платы

Категория	Годовой фонд заработной платы, руб.
Рабочие	83445281,7
ИТР	21633800
МОП	3060000
Социальный налог	23790597,9
Итого:	131929679,6

10.6 Основные фонды

Необходимо определить стоимость зданий и сооружений с учетом их строительно-монтажных работ, исходя из стоимости 1 м³ объема помещения.

Стоимость зданий и сооружений приведена в таблице 34.

В соответствии с принятой технологической схемой обогащения необходимо определить стоимость оборудования, выбранного в технологической части дипломного проекта, а результаты свести в таблицу 35.

Таблица 34 – Стоимость зданий и сооружений

Наименование	Объем помещения, м ³	Сметная стоимость	
		За 1 м ² , тыс. руб.	Всего объема, руб.
Здания			
1 Главный корпус	750	120000	90000000
2 Корпус дробления	756	120000	90719000
3 Склад реагентов	324	50000	16200000
4 Реагентное отделение	340	50000	17000000
5 Химлаборатория	324	40000	12960000
6 Другие здания	324	15000	4860000
Итого			2317339000
Сооружения			
1 Приемный бункер	250	15000	3750000
2 Галерея	180	15000	2700000
3 Хвостохозяйство:			
а) пульпонасосная, трубопроводы	2000	15000	30000000
б) насосная, водоотвод, обратное водонабжение	500	3000	1500000
4 Объекты цехового хозяйства, 6 % от предыдущих	284	8000	2277000

5 Другие сооружения	972	2500	2431422
Итого:			42658422
Всего:			274397422

Таблица 35 – Стоимость оборудования

Наименование	Кол-во	Цена за единицу, руб.	Монтаж, 15 %	Транспорт, 20 %	Общая стоимость, руб.
Дробилка DCD 2000×1600	1	1500000	225000	300000	2025000
Ленточный конвейер	2	110000	16500	22000	297000
Мельница ММС 5000×3400	2	900000	135000	180000	2430000
Мельница шаровая МШЦ-3200×5400	4	900000	135000	180000	4860000
Классификатор 1КСН-24	2	450000	67500	90000	1215000
Гидроциклон ГЦР-500	16	120000	18000	24000	1962000
Сорбционные пачуки	24	350000	52500	70000	8522500
Грохот ГБ 2000×4500	3	250000	37500	50000	837500
Сгуститель Ц-70	2	1500000	225000	30000	4050000
Электролизер ПХМИ	1	150000	22500	30000	202500
Насос Варман 8/6	8	7500	1125	1500	81100
Неучтенное оборудование 3 %					1996248
Всего:					28 478 848

10.7 Амортизация

Размер амортизационных отчислений определяется на основе норм амортизационных отчислений и положения о порядке планирования, начисления и использования амортизационных отчислений [31].

Суммарные годовые амортизационные отчисления определяются по формуле (98) [14]:

$$A_{\text{год}} = \frac{\sum N_a \cdot \Phi_n}{100} \quad (101)$$

где N_a – норма амортизации,

Φ_n – первоначальная стоимость объекта или оборудования с учетом индексации цен на расчетный период.

Суммарно годовые амортизационные отчисления сведены в таблицу 36.

Таблица 36 – Суммарно годовые амортизационные отчисления

Основные фонды	Удельный вес		Амортизация	
	в процен-тах	рублей	в процен-тах	рублей
1	2	3	4	5

Здания		2317339000	3	69520170
Сооружения		42658422	5	2132921,1
Оборудование		28 478 848	18	5126192,64

Продолжение таблицы 36

1	2	3	4	5
Транспортные средства		438171793,4	25	109542948
Производственный и хозяйственный инвентарь		21485367,6	15	3222805,14
Прочие		16114025,7	18	2 900 524,63
Итого:		2 864 247 456,7		192 445 561,51

Эффективность использования основных фондов:

а) фондоотдача, формула (99):

$$\text{Фотд} = \text{ТП}/\text{Оосн}, \quad (102)$$

где Оосн – среднегодовая стоимость основных фондов, руб.;

$$\text{Фотд} = 11\,072\,000\,528 / 2\,864\,247\,456 = 3,86 \text{ руб.}$$

б) фондоемкость, формула (100):

$$\text{Фем} = 1/\text{Фотд}, \quad (103)$$

$$\text{Фем} = 1/3,86 = 0,26 \text{ руб.}$$

в) фондовооруженность, формула (101):

$$\text{Ф} = \text{Оосн} : \text{Чсп}, \quad (104)$$

где Чсп – списочная численность промышленно-производственного персонала

$$\text{Ф} = 3136045456,7 / 79 = 39696778 \text{ руб./чел.}$$

10.8 Оборотные фонды

Оборотные фонды – это часть производственных фондов предприятия, которое полностью потребляется в каждом производственном цикле. Состав основных фондов представлен в таблице 37.

Таблица 37 - Состав оборотных фондов

Наименование	Единица измерения	На 1 тонну руды	Расход в год	Цена, руб.	Сумма, руб.
Реагенты	кг/т	0,31	1116000	100	111600000
Фильтроткань	м ² /т	0,05	180000	700	126000000
Шары	кг/т	0,8	2880000	140	403200000
Футеровка	кг/т	0,3	1080000	110	118800000

Вода	м ³ /т	30	108000000	2,77	299160000
Прочие 3 %	31762800				
Итого:	1090522800				

10.9 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 38.

Таблица 38 - Калькуляция себестоимости переработки руды

Статьи затрат	В год, тыс. руб.	Удельный вес, в процентах
Материалы	1090522800	27,85
Топливо технологическое	574875000,8	14,68
Электроэнергия	299160000	7,64
Заработная плата	131929679,6	0,12
Единый соц. налог (26 %)	1214880,67	0,031
Амортизация	192445561,51	5,26
ИТОГО:	2290147922,58	55,58
Прочие расходы (10 % от ст. 8)	229014792,3	5,56
Цеховая себестоимость	2864247456,7	37,73
Общезаводские расходы (3 % от ст. 10)	44326739,1	1,13
Полная себестоимость	5 427 736 910,68	100,0

10.10 Прибыль и рентабельность

Прибыль общая, формула (102):

$$P_o = TP - C, \quad (105)$$

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

$$P_o = 11072000528,45 - 5427736910,68 = 5\,644\,263\,617,77 \text{ руб.}$$

Чистая прибыль, формула (103):

$$P_{ч} = P_o - (P_o \times H_n), \quad (106)$$

где P_o – общая прибыль, руб.;

H_n – ставка налога на прибыль, в процентах ($H_n = 24\%$).

$$P_{ч} = 4\,289\,640\,349,47 \text{ руб.}$$

Рентабельность к себестоимости, формула (104):

$$R = P_{ч}/C \times 100\%, \quad (107)$$

$$R = 4289640349,47/5427736910,68 \times 100\% = 79,03\%$$

10.11 Определение платы за загрязнение окружающей среды и раз-

мещение отходов

Существуют два вида базовых нормативов платы:

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

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

Общая величина платы природопользователей за размещение отходов определяется по формуле (105):

$$P_{от} = K \times C_{пл} \times M_{фс} \quad (108)$$

где K – поправочный коэффициент экологической ситуации;

$C_{пл}$ – ставка платы за размещение отходов, руб/т (52 руб/тонну);

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

$$P_{от} = 0,8 \times 52 \times 2046000 = 85\,113\,600 \text{ руб.}$$

10.12 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 (106):

$$D_r = TP - O_{об}, \quad (109)$$

где $O_{об}$ – стоимость среднегодовых оборотных фондов.

$$D_r = 11072000528,45 - 1090522800 = 9981477728,45 \text{ руб.}$$

Среднегодовые капитальные затраты, формула (107):

$$K_r = K_b / t_c, \quad (110)$$

где K_b – общие, суммарные капитальные вложения;

t_c – время строительства предприятия.

$$K_r = 2864247456,7 / 2 = 1\,432\,123\,728,35 \text{ руб.}$$

Рассчитываются коэффициенты дисконтирования для величин годового

дохода (A_d) и капитальных затрат (A_k), формула (111):

$$A_d = [(1+E)^t - 1] / (1+E)^T \times E, \quad (111)$$

где t – время эксплуатации;

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

T – общее время движения денежных потоков, $T = t + t_c$.

$$A_d = [(1 + 0,15)^{20} - 1] / (1 + 0,15)^{22} \times 0,15 = 4,74$$

$$A_k = [(1+E)^t - 1] / (1+E)^{tc} \times E \quad (112)$$

$$A_k = [(1 + 0,15)^{20} - 1] / (1 + 0,15)^{22} \times 0,15 = 7,7$$

Рассчитывается чистый дисконтированный доход, формула (110):

$$D_d = D_r \times A_d - K_r \times A_k, \quad (113)$$

$$D_d = 9981477728,45 \times 4,74 - 1432123728,35 \times 7,7 = 36\,284\,851\,724,553$$

руб.:

2) индекс доходности или уровень доходности проекта на вложенную денежную единицу, формула (111):

$$I_d = D_r \times A_d / K_r \times A_k, \quad (114)$$

$$I_d = 9981477728,45 \times 4,74 / 1432123728,35 \times 7,7 = 4,29$$

При $I_d < 1$ проект не эффективен [31]

Технико-экономические показатели приведены в таблице 39.

Таблица 39 – Данные технико-экономических показателей

Показатели	Единицы измерения	Проект
Производственная мощность:		
По сырью	т/год	2046000
По концентрату		2659902,3
Численность ППП	Человек	79
Производительность ППП	г/чел	92,2
Годовой фонд заработной платы	Рублей	131929679,6
Основные фонды	Рублей	2864247456
Оборотные фонды	Рублей	1090522800
Амортизация	Рублей	192445561,51
Полная себестоимость	Рублей	5427736910,68
Цена 1 г продукта	Рублей	4475,82
Себестоимость 1 т продукта	рублей	2318,45
Реализуемая продукция	Рублей	11072000528,45
Прибыль чистая	Рублей	4289640349,47
Рентабельность	процент	79,03
Плата за сбросы и размещение отходов	Рублей	85113600

Налог с прибыли	Рублей	1354623268,3
ЧДД	рублей	36284851724,553
ИД		4,29
Срок окупаемости	лет	2

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

В запроектированной фабрике на базе руд месторождения «Албын» производительностью по сухому сырью 6000 т/сут., с содержанием золота в исходной руде 1,5 г/т стоит отметить следующее:

- сорбционная схема обогащения;
- качественно-количественная схема с содержанием золота на выходе 1,3 г/т при извлечении 80 %;
- водно-шламовая схема с общим расходом воды 25557,28 м³/сут.

Выбрано основное технологическое оборудование:

- в цехе дробления – одна дробилка DCD 2000 × 1600;
- в цехе измельчения – две мельницы ММС 5000 × 3400; четыре мельницы МШЦ 3200 × 5400; два спиральных классификатора 1КСН-24; 16 гидроциклонов ГЦР-500;
- в цехе сорбции – четыре пачука предварительного цианирования, 18 пачуков сорбционного выщелачивания с рабочим объемом $V = 200 \text{ м}^3$;
- для цеха обезвоживания выбрано два сгустителя Ц-70;
- для электролиза выбран один электролизер ДМ-90;
- для операции щепоудаления выбрано четыре барабанных грохота ГБ 2000 × 4500;
- выбрано вспомогательное оборудование: приемный бункер дробленной руды, ленточные конвейеры, насосы Warman 8/6;
- решены вопросы водоснабжения и канализации, электро- и теплоснабжения, ремонтно-механической службы, хвостового хозяйства;
- изучено влияние обогатительной фабрики на компоненты окружающей среды и предусмотрены меры борьбы с вредными выбросами;
- предусмотрена безопасность в цехах обогатительной фабрики;

– в специальной части дипломного проекта раскрыта тема «Рекомендации по складированию хвостов и очистке сбросных вод хвостохранилища».

Рассчитаны основные технико-экономические показатели:

- годовой фонд заработной платы – 131929679,6 рублей;
- основные фонды – 2864247456 рублей;
- оборотные фонды – 1090522800 рублей;
- чистая прибыль составила 1354623268,3 рублей;
- рентабельность – 79,03 %;

Срок окупаемости фабрики около двух лет.

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: Обогащительные 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: Обогащительные процессы. – 417 с.
- 3 Вещественный состав полезных ископаемых и основные результаты их обогащения (по материалам месторождений Забайкалья): учебное пособие: в 2 ч. / В.П. Мязин [и др.]. – Чита: Изд-во «ЧитГТУ», 1998. – Ч.2. – 91 с.
- 4 Волков, О.И. Экономика предприятия: учебное пособие: для студентов высших учебных заведений, обучающихся по экономическим специальностям и направлениям / О.И. Волков, В.К. Складченко. – М.: Инфра-М, 2013. – 262 с.
- 5 ГОСТ 12.0.001-82 Система стандартов безопасности труда. основные положения. – Введ. 1983-07-01. – М.: Издательство стандартов, 2003. – 10 с.
- 6 ГОСТ 12.1.004-91 ССБТ. Пожарная безопасность. Общие требования. – Введ. 1992-07-01. – М.: Стандартиформ, 2010. – 68 с.
- 7 ГОСТ 12.1.029 Применение средств и методов коллективной и индивидуальной защиты. – Введ. 1981-07-01. – М.: Издательство стандартов, 2001. – 4 с.
- 8 ГОСТ 12.4.125-83 Средства коллективной защиты работающих от воздействия механических факторов. классификация. – Введ. 1984-01-01. – М.: Издательство стандартов, 2003. – 4 с.
- 9 ГОСТ 17.0.0.01-76 (2000) Система стандартов в области охраны природы и улучшения использования природных ресурсов. Основные положения. – Введ. 1977-01-01. – М.: Стандартиформ, 2008. – 5 с.
- 10 ГОСТ 12.1.003 Шум. Общие требования безопасности. – Введ. 2014-12-05. – М.: Издательство стандартов, 1982. – 28 с.

- 11 ГОСТ Р 12.1.019-2009 ССБТ. Электробезопасность. Общие требования и номенклатура видов защиты. – Введ. 2011-01-01. – М.: Стандартинформ, 2010. – 32 с.
- 12 ГОСТ Р 54944-2012. Нормы проектирования зданий и сооружений. – Введ. 1971-05-09. – М.: Госстрой СССР, 1971. – 28 с.
- 13 ГОСТ Р 55175-2012. Атмосфера рудничная. Методы контроля запыленности. – Введ. 2013-12-01. – М.: Стандартинформ, 2014. – 23 с.
- 14 ГОСТ Р 17.5.1.01-83. Охрана природы. Рекультивация земель. – М.: Росстандарт СССР, 1983. – 43 с.
- 15 Гридин, А.Д. Охрана труда и безопасность на опасных и вредных производствах / А.Д. Гридин. – М.: Альфа-Пресс, 2013. – 160 с.
- 16 Козин, В.З. Контроль технологических процессов обогащения: учебник для вузов / В.З. Козин. – Екатеринбург: Изд-во «УГГУ», 2013. – 161 с.
- 17 Манукян, Л. Отвалы и хвостохранилища горнорудного производства / Л. Манукян. – Саарбрюккен: Palmarium Academic Publishing, 2012. – 308 с.
- 18 Моисеенко, Н.В. Особенности самородного золота Эльгинского и Албынского рудопроявлений Харгинского рудного узла: Вестник АмГУ / Н.В. Моисеенко, В.И. Харитонов, П.П. Сафронов. - Благовещенск: Изд-во «АмГУ», 2013. – 133 с.
- 19 Пересторонин, А.Е. Золоторудное месторождение Албын. Геология и разведка: Изв вузов. / А.Е. Пересторонин, В.А. Степанов. - 2015. – 30 с.
- 20 СанПиН 2.2.4.548-96 Гигиенические требования к микроклимату производственных помещений [Электронный ресурс]: утв. пост. Госкомсанэпиднадзора РФ от 01 октября 1996 г. № 21. Доступ из справ.-правовой системы «Кодекс».
- 21 СНиП П.А.9.71 Искусственное освещение. Нормы проектирования. – М.: Госстрой СССР, 1971. – 28 с.
- 22 Фатьянов, А.В. Проектирование обогатительных фабрик: справочное пособие / А.В. Фатьянов, Л.Г. Никитина, А.А. Рябова. – Чита: Изд-во «ЧитГУ», 2004. – 111 с.

- 23 Фатьянов, А.В. Проектирование обогатительных фабрик: учебное пособие / А.В. Фатьянов. – Чита: Изд-во «ЧитГТУ», 2003. – 300 с.
- 24 Федотов, К.В. Проектирование обогатительных фабрик: учебник / К.В. Федотов, Н.И. Никольская. – М.: Горная книга, 2012. – 536 с
- 25 Федеральный закон от 21 июля 1997 г. № 116-ФЗ «О промышленной безопасности опасных производственных объектов» // Собр. законодательства Российской Федерации. – 1997.
- 26 Федеральный закон РФ от 11.12.2013 г. № 599 об утверждении Федеральных норм и правил в области промышленной безопасности «Правила безопасности при ведении горных работ и переработке твердых полезных ископаемых» с изменениями 21.11.2018 г. // Собр. Законодательства Российской Федерации. – 2013.
- 27 Федеральный закон РФ от 25.10.2001 г. № 136 «Земельный кодекс Российской Федерации» с изменениями от 27.12.2019 г. // Государственная Дума. – 2001.
- 28 Федеральный закон РФ от 10.01.2002 № 7-ФЗ «Об охране окружающей среды» с изменениями от 28.11.2015 // Собр. законодательства Российской Федерации. – 2002.
- 29 Чантурия, В.А. Исследование модифицированных угольных сорбентов для доизвлечения тонкодисперсного золота в процессе флотационного обогащения / В.А. Чантурия, Т.А. Иванов, И.Г. Зимбовский // Цветные металлы – 2017. – № 9. – С. 28-34.
- 30 Экономика и менеджмент: метод, указания / сост. С.Ю. Сапожников. - Чита: Изд-во «ЧитГУ», 2005. – 31 с.
- 31 Экономика предприятия: методические указания / разработ. С.П. Топоркова. – Чита: Изд-во «ЧитГТУ», 2000. – 52 с.
- 32 Экономика промышленности: методические указания / сост. В.К. Максимов, В. С. Дубина. – Чита: Изд-во «ЧитГТУ», 2001 – 25 с.
- 33 Экономическая оценка инвестиций: методические указания / сост. Е.А. Малышев. – Чита: Изд-во «ЧитГТУ», 2002. – 46 с.

34 Юшина, Т. И. Совершенствование технологии флотации медно-молибденовых руд с применением реагентов на основе ацетиленовых спиртов / Т.И. Юшина, К. Д'Элия // XVII Всероссийской конференции-конкурса студентов и аспирантов горно-геологического, нефтегазового, энергетического, машиностроительного и металлургического профиля: сборник тезисов докладов; СПГУ. – 2019. – 197 с.

35 Юшина, Т.И. Флотация золотосодержащих руд цветных металлов с применением реагентов на ацетиленовой основе / Т.И. Юшина, О.А. Малышев, С.А. Щелкунов // Цветные металлы, 2017. № 2. С. 13–18.