

Министерство науки и высшего образования Российской Федерации  
Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение  
высшего образования  
**АМУРСКИЙ ГОСУДАРСТВЕННЫЙ УНИВЕРСИТЕТ**  
(ФБГОУ 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: Проектирование обогатительной фабрики на базе золотосодержащих руд месторождения Пионер. Специальная часть: особенности технологии флотационного обогащения

Исполнитель  
студент группы 516-ос

\_\_\_\_\_  
(подпись, дата)

П.А. Семеров

Руководитель  
профессор, д. г.-м. н.

\_\_\_\_\_  
(подпись, дата)

В.Е. Стриха

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)

К.К. Размахнин

по разделу экономика  
доцент, к.т.н.

\_\_\_\_\_  
(подпись, дата)

К. К. Размахнин

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

И. о. зав. кафедрой

\_\_\_\_\_ Д.В. Юсупов

« \_\_\_\_ » \_\_\_\_\_ 2021г.

### ЗАДАНИЕ

К выпускному квалификационному проекту студента Семерова Павла Александровича

1. Тема выпускного квалификационного проекта: Проектирование обогатительной фабрики на базе золотосодержащих руд месторождения Пионер. Специальная часть: особенности технологии флотационного обогащения.

2. Срок сдачи студентом законченного выпускного квалификационного проекта: 04 февраля 2021 г.

3. Исходные данные к выпускному квалификационному проекту: Опубликованная литература, фондовые материалы, нормативные документы.

4. Содержание дипломного проекта: Общие сведения; геологическая часть; технологические исследования; технологическая часть; выбор и расчет основного технологического оборудования; выбор и расчет вспомогательного оборудования; вспомогательные службы; безопасность и экологичность проекта; специальная часть, экономическая часть

5. Перечень материалов: 103 страницы, 42 таблицы, 6 рисунков, 79 формул, 33 источника.

6. Консультанты к выпускному квалификационному проекту: общая – Стриха В.Е., экономическая часть Размахнин К.К., безопасность и экологичность – Кезина Т.В.

7. Дата выдачи задания: 01.09.2020

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

Задание принял к исполнению (дата): 01.09.2020

## РЕФЕРАТ

Дипломный проект содержит 103 страницы, 42 таблицы, 6 рисунков, 33 источника.

ДРОБЛЕНИЕ, ИЗМЕЛЬЧЕНИЕ, ЗОЛОТО, СГУСТИТЕЛЬ, ФЛОТАЦИЯ, ОБОГАЩЕНИЕ, ФЛОТОКОНЦЕНТРАТ, ОБОГАТИТЕЛЬНАЯ ФАБРИКА, МЕЛЬНИЦА, КОНЦЕНТРАТ

Целью данной работы является проект обогатительной фабрики на базе руд месторождения «Пионер».

Руды месторождения по своему химическому и минеральному составу относятся к типу золото-кварц-малосульфидным рудам.

Для достижения поставленной цели необходимо решить следующие задачи:

- 1) выбор и обоснование схемы обогащения;
- 2) расчёт качественно-количественной и водно-шламовой схем;
- 3) выбор и расчёт основного и вспомогательного оборудования;
- 4) расчёт экономической части;
- 5) разработка мероприятий по безопасности жизнедеятельности и охраны окружающей среды;
- 6) выполнение графической части.

Специальная часть: Особенности технологии флотационного обогащения.

## СОДЕРЖАНИЕ

Введение	7
1 Общие сведения	9
2 Геологическая часть	11
2.1 Геологическая характеристика	11
2.2 Характеристика исходного сырья	13
2.2.1 Проба ТПП-62 р.з Промежуточная	13
2.2.2 Проба ТПП-63 р.з Южная	13
2.2.3 Объединенная проба УЛ-30 (р.з. Южная, Промежуточная, Бахмут, Николаевская, СВ Бахмут, Восточная, Широкая)	14
3 Технологические исследования	16
4 Технологическая часть	20
4.1 Выбор и обоснование технологической схемы и ее описание	20
4.2 Реагентный режим	22
4.2.1 Расчёт качественно-количественной схемы обогащения	23
4.2.2 Расчёт водно-шламовой схемы обогащения	27
5 Выбор и расчёт основного технологического оборудования	34
5.1 Выбор и расчет оборудования для дробления	34
5.2 Выбор и расчёт оборудования для измельчения	36
5.2.1 Выбор и расчет мельницы для первой стадии измельчения	36
5.2.2 Выбор и расчет мельницы для второй стадии измельчения	39
5.3 Выбор и расчёт оборудования для классификации	45
5.3.1 Выбор и расчет спирального классификатора	45
5.3.2 Выбор и расчет спирального гидроциклонов	46
5.4 Выбор и расчёт оборудования для цеха флотации	48
5.5 Выбор и расчет оборудования для сгущения	50
5.6 Выбор и расчет оборудования для фильтрации	51
6 Выбор и расчёт вспомогательного оборудования	54
6.1 Расчёт приёмного бункера дробленной руды	54

6.2	Выбор и расчёт пластинчатого питателя	55
6.3	Выбор и расчёт ленточных конвейеров	56
7	Вспомогательные службы	58
7.1	Реагентное хозяйство	58
7.2	Опробование и контроль технологического процесса	59
7.3	Электроснабжение	60
7.4	Теплоснабжение	60
7.5	Водоснабжение и канализация	61
7.6	Ремонтно-механическая служба	61
7.7	Хвостовое хозяйство	62
8	Безопасность и экологичность проекта	64
8.1	Электробезопасность	64
8.2	Пожаробезопасность	65
8.3	Охрана труда	67
8.4	Охрана окружающей среды	68
8.4.1	Охрана атмосферного воздуха	69
8.4.2	Охрана водного бассейна	70
8.4.3	Охрана земель	70
9	Специальная часть «особенности технологии флотационного обогащения»	72
9.1	Механические флотационные машины	73
9.2	Пневмомеханические флотационные машины	74
9.3	Пневмомеханические флотационные машины чанового типа	75
9.4	Вывод по разделу	76
10	Экономическая часть	77
10.1	Режим работы, графики сменности, баланс рабочего времени	77
10.2	Производственная мощность, производственная программа и товарная продукция фабрики	78
10.3	Численность трудящихся	80
10.4	Производительность труда	81

10.5 Заработная плата	82
10.6 Основные фонды	91
10.6.1 Стоимость зданий и сооружений	91
10.6.2 Стоимость оборудования	92
10.7 Амортизация	93
10.8 Эффективность использования основных фондов	93
10.9 Оборотные фонды	94
10.10 Себестоимость	95
10.11 Прибыль и рентабельность	95
10.12 Определение платы за загрязнения окружающей среды	96
10.13 Показатели экономической эффективности	97
Заключение	99
Библиографический список	101

## ВВЕДЕНИЕ

Россия богата природными ресурсами и одно из самых важных – это конечно золото. По мере исчерпания и разработки существующих месторождений рассыпного золота, остается все больше участков именно с упорными рудами, их так и называют «месторождения упорного золота». Золото в данных рудах ассоциировано с сульфидными минералами и находится в так называемой сульфидной «рубашке», то есть закрыто внутри плотных зерна сульфида. В этом и заключается сложность извлечения золота из упорных руд.

Основным направлением развития экономики нашей страны является полное обеспечение потребности промышленности в цветных, редких и благородных металлах. Для решения этой задачи требуется увеличение объёмов добычи, переработки и обогащения полезных ископаемых, обеспечивающее комплексное использование природных ресурсов.

Добыча золота в экономике страны играет очень большую роль. Большая часть золота (52%) традиционно используется для производства ювелирных украшений.

Россия входит в пятёрку стран - лидеров, занимающихся золотодобычей, занимает шестое место по запасам золота в мире. Объём золота составляет 17% национального богатства России.

Развитие техники и технологии обогащения значительно расширило сырьевую базу промышленности, позволило вовлечь в переработку месторождения с низким содержанием золота в руде, упорные руды.

Руды отечественных месторождений относят к наиболее труднообогатимым. Сложность их обогащения объясняется весьма тонкой вкрапленностью сульфидов и их тесным взаимным прорастанием. В связи с промышленной переработкой таких руд важное значение приобретает разработка рациональных условий обогащения. Комплексное использование полезных ископаемых позволяет наиболее экономично использовать бедные руды,

добываемые из недр, значительно снижать себестоимость получения концентратов и повышать материальные ресурсы страны [1].

За последние годы накоплен большой опыт разработок, позволяющих, несмотря на значительное ухудшение качества руд, обеспечить технико-экономическую эффективность селективной флотации, повышение технико-экономических показателей обогащения при улучшении условий охраны окружающей среды.

## 1 ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ

Создаваемое предприятие на базе месторождения «Пионер» расположено на границе Магдачинского и Зейского районов Амурской области, в 430 км севернее города Благовещенска.

Наиболее крупными населенными пунктами района являются поселок Тыгда с одноименной железнодорожной станцией Транссибирской железнодорожной магистрали, расположенный в 40 км на юг и г. Зeya – в 55 км на северо-восток от предприятия.

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

Предприятие ОАО «Покровский рудник», в состав которого входит создаваемое производство, расположено в 30 км на юг - юго-восток [2].

Климатические условия района характеризуются как влажные, с теплым летом и умеренно суровой малоснежной зимой.

По данным метеостанции Тыгда в период с 1976 – 2015 г.г. наблюдались следующие метеорологические показатели:

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

Продолжительность периода с положительными среднесуточными температурами воздуха – 184 дня.

Сумма осадков за год- 494,2 мм; в том числе в летний период – 294,3 мм.

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

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

Рельеф района полого-увалистый с абсолютными отметками 290 – 350 м. Мощность делювиальных отложений составляет 2-4 м, на пониженных участках достигает 5-6 м. Аллювиальные песчано-галечниковые отложения, слагающие русла и поймы водотоков, представлены глинами, суглинками, супесями мощностью 1 – 6 м [1].

Развита сезонная и многолетняя мерзлота. Многолетняя мерзлота локализуется преимущественно в низинах, на заболоченных участках. Максимальная глубина оттаивания устанавливается к концу августа. Район строительства относится к зоне редколесной тайги с густым подлеском. Преобладают лиственные и хвойные леса. Залесенность составляет 60-70% территории [4].

## 2 ГЕОЛОГИЧЕСКАЯ ЧАСТЬ

### 2.1 Геологическая характеристика

Большая часть площади месторождения Пионер сложена интрузиями гранодиоритов, кварцевых диоритов раннего мела (возраст интрузий 113-129 млн. лет). Рудное поле расположено севернее Улунгинской ВТС в поле развития гранитоидов буриндинского комплекса. Исключительно широко проявлены дайки и малые тела диоритов, дацитов, эруптивных брекчий.

Выявленные золоторудные участки укладываются в близмеридиональную с отклонением к ССВ зону протяженностью более 3-х км. Одна из главных рудных зон - Бахмут наиболее продуктивна в месте резкого перегиба с изменением простирания с меридионального на субширотное.

В целом же рудоносные зоны контролируются системами сближенных разломов и контактами интрузивных тел. Интенсивно развиты метасоматиты кварц-полевошпатового, кварцевого и кварц-адуляр-карбонатного состава.

Последовательность формирования рудовмещающих метасоматитов следующая: кварц-полевошпатовые (кварц-альбитовые) - субвулканические грейзены (сидерофиллитовые, мусковит-стильптомелановые) - хлориты - березиты - аргиллизиты. Наиболее распространены березиты. Они вмещают наиболее контрастное оруденение. Последнее фиксируется и в кварц-полевошпатовых метасоматитах.

Золотое оруденение связано с брекчиями на кварцевом цементе и с участками прожилкового окварцевания. Установлено два типа руд: золотой и золото-сульфидный, представленными соответственно кварц-адуляр-карбонатными и кварц-сульфидными жилами и прожилками. По брекчиям развиваются минерализованные зоны. Из сульфидов установлены пирит, галенит, антимонит, сульфосоли серебра. Рудные тела крутые; руды в основном бедные с участками (столбами) обогащения.

Золото размером 0,1-0,3 мм до 1,0 мм; пробность 775-963 (средняя - 873) [11]. Формационная принадлежность золотого оруденения устанавливается

неоднозначно. Многими исследователями месторождение Пионер относится к (медно)-золото-порфировому типу с ресурсами, присущими этому типу.

Порфировое оруденение представляет первый рудный этап, для которого характерны повышенные содержания меди (до 0,1%), молибдена (0,05%), серебра (до 20 г/т). Во второй этап сформировано основное золото-серебряное оруденение. Спутниками золота становятся мышьяк, сурьма, свинец. Минерализация обоих этапов телескопирована в одних и тех же структурах.

На месторождении имеются признаки золото-поли-метальной плутоногенной минерализации и золото-серебряной-адуляр-кварцевой субвулканической формации. Генетические особенности и вмещающая геологическая структура привели к сочетанию двух морфологических типов руд - крупнообъемного прожилково-вкрапленного и жильного.

Неоднозначное определение формационной принадлежности привели к противоречивым прогнозным оценкам объекта. Прогнозные ресурсы золота месторождение Пионер определились: 23 т Р-42-0; 120 т Р-42-0; 7,5 т С-42-0 и 436 т Р-41-0 [11].

По результатам поисково-оценочных работ подсчет запасов и ресурсов проведен по кондициям для месторождения Пионер методом геологических блоков для открытой отработки. Запасы С-42-0 составили 12,2 т золота и 19,5 т серебра - (средняя мощность рудных тел 6,2-13,9 м, средние содержания золота 3,7-4,1 г/т, серебра 5,4-10,7 г/т). Большая часть руды располагается на глубинах от 100 до 300 м. Прогнозные ресурсы Р-41-0 составили: золота 32,4 т, серебра 21,7 т при средней мощности рудных тел 7,6 м и средних содержаниях золота 1,91 г/т, серебра 0,2-4,8 г/т.

Поскольку на месторождении явно имеется убогое крупнообъемное жильно-штокверковое вкрапленное оруденение, считаем возможным принять на учет цифры авторского подсчета, переводя их в категорию Р-42-0, то есть золото - 27,0 т, серебро - 12 т [11].

## 2.2 Характеристика исходного сырья

### 2.2.1 Проба ТПП-62 р.з. Промежуточная

Технологическая проба руды ТПП-62 массой ~20т является представительной для упорных руд рудной зоны Промежуточная. Руда пробы представлена диоритами, диоритовыми порфиритами, метасоматически и прожилково-сетчато окварцованными, с обильной кристаллизацией сульфидов пирита на плоскостях тонких трещин.

В ходе полупромышленных испытаний при флотационном обогащении руды пробы ТПП-62, результаты которых представлены в таблице 2.3, в стабилизированном режиме получен золотосодержащий сульфидный концентрат с выходом 3,58%, содержанием золота 22,0 г/т. Извлечение золота в концентрат составило 87,7% [15].

Таблица 1 - Результаты полупромышленных испытаний по флотационному обогащению руды пробы ТПП-62

Продукт обогащения	Выход, %	Содержание		Извлечение, %	
		Au, г/т	S <sub>общ.</sub> , %	Au	S <sub>общ.</sub>
Концентрат	3,58	22,0	23,23	87,71	88,47
ОЗПП	96,42	0,11	0,11	12,29	11,53
Руда	100,0	0,90	0,94	100,0	100,0

### 2.2.2 Проба ТПП-63 р.з. Южная

Технологическая проба руды ТПП-63 массой ~20т характеризует собой руду рудной зоны Южная. Руда пробы представлена диоритами, диоритовыми порфиритами, метасоматически- и прожилково-сетчатоокварцованными.

В ходе полупромышленных испытаний при флотационном обогащении руды пробы ТПП-63, результаты которых представлены в таблице 2.4, в стабилизированном режиме получен золотосодержащий сульфидный концентрат с выходом 3,91%, содержанием золота 25,9 г/т. Извлечение золота в концентрат составило 81,2% [15].

Таблица 2 - Результаты полупромышленных испытаний по флотационному обогащению руды пробы ТПП-63

Продукт обогащения	Выход, %	Содержание		Извлечение, %	
		Au, г/т	S <sub>общ.</sub> , %	Au	S <sub>общ.</sub>
Концентрат	3,91	25,9	19,84	84,2	88,57
ОЗПП	96,09	0,20	0,10	15,8	11,43
Руда	100,00	1,17	0,88	100,0	100,0

### 2.2.3 Объединенная проба УЛ-30 (р.з. Южная, Промежуточная, Бахмут, Николаевская, СВ Бахмут, Восточная, Широкая)

В связи с увеличением запасов упорных и смешанных трудноцианируемых руд и включением в состав месторождения новых рудных зон в 2019 г. была сформирована крупнотоннажная представительная проба упорной руды УЛ-30 массой 25 т и средним содержанием золота 1,36 г/т с целью уточнения и корректировки технологических показателей ее переработки.

Технологическая проба руды составлена в пропорциях в соответствии с результатами подсчета геологических запасов упорной руды рудного поля Пионер с рудных зон Южная, Промежуточная, Бахмут, Николаевская, СВ Бахмут, Восточная и Широкая.

В 2019г. в Опытном цехе АО «Покровский рудник» (г. Благовещенск) проведены полупромышленные испытания по уточнению технологических показателей переработки упорной руды на крупнотоннажной представительной технологической пробе УЛ-30, характеризующей упорные руды месторождения Пионер в целом.

Испытания по флотационному обогащению руды и автоклавному высокотемпературному окислительному вскрытию концентрата проведены в непрерывных режимах, а сорбционное выщелачивание кека АОВ – в периодическом.

В ходе полупромышленных испытаний при флотационном обогащении руды пробы УЛ-30, результаты которых представлены в таблице 2.5, получен золотосодержащий сульфидный концентрат с выходом 3,9%, содержанием в нем золота - 28,7 г/т. Извлечение золота во флотоконцентрат при работе в стабилизированном режиме составило 82,3 % [15].

Таблица 3 - Результаты полупромышленных испытаний по флотационному обогащению руды пробы УЛ-30

Продукт флотации	Выход, %	Содержание		Извлечение, %	
		Аu,г/т	S <sub>общ.</sub> , %	Аu	S <sub>общ.</sub>
Концентрат	3,9	28,7	24,4	82,3	85,7
ОЗПП	96,1	0,25	0,15	17,7	14,3
Руда	100,0	1,36	1,11	100,0	100,0

В результате автоклавного вскрытия флотоконцентрата и последующего кондиционирования автоклавной пульпы получен кек АОВ с содержанием золота

43,5 г/т. Выход кека автоклавного вскрытия после кондиционирования составил 66,6%.

Был определен оптимальный режим сорбционного цианирования кека АОВ сульфидного концентрата «Пионер»:

- без предварительного цианирования;
- продолжительность сорбционного выщелачивания – 18 час;
- сорбент – низкоосновный синтетический марки PuroGold;
- соотношение фаз Ж:Т=2:1;
- концентрация цианида натрия – 1 г/л.

При гидрометаллургической переработке кека АОВ в данном режиме получено устойчивое извлечение золота на смолу – 93,0 % [15].

Более низкое извлечение золота из флотоконцентрата месторождения Пионер (93,0%), относительно полученного в ранее проведенных технологических исследованиях, связано со снижением содержания золота в исходной руде и, главным образом, расширением рудной базы месторождения Пионер за счет включения в нее упорных руд новых рудных зон и изменения вещественного состава и технологических свойств руды [3].

Технологические показатели, полученные в результате проведения полупромышленных испытаний на руде крупнотоннажной представительной технологической пробы УЛ-30, характеризующей упорные руды месторождения Пионер в целом следует считать наиболее достоверными, и в связи с этим извлечение золота из флотоконцентрата «Пионер» следует принять на уровне 93 %.

### 3 ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ ИССЛЕДОВАНИЯ

В ТЭО постоянных разведочных кондиций для подсчета запасов золоторудного месторождения Пионер по состоянию на 01.07.2008г. по критерию извлечения золота из руд методом прямого цианирования руды разделены на технологические типы. Руды с извлечением золота более 70 % выделены как цианируемые и перерабатываются по сорбционной технологии, с извлечением менее 70% – как первичные (упорные) и перерабатываются по флотационной технологии. Показатель 70% определён как экономически допустимый коэффициент извлечения золота при нулевой рентабельности производства и рассчитан на основании экономических показателей, определённых в ТЭО кондиций для месторождения.

Особенности вещественного состава и технологические свойства руд месторождения Пионер с оценкой категории проб руд по качеству, степени обогатимости с использованием рентгенорадиометрической сепарации, гравитации, флотации, сорбционного цианирования, сверхтонкого измельчения, автоклавного, бактериального и др. методов окисления были изучены в период 2005-2019 гг. на более 25 технологических пробах (массой от 100 до 55000 кг) и 36 минералого-технологических пробах, характеризующих основные рудные зоны месторождения с изучением вещественного состава, структурно-текстурных особенностей, физико-механических, технологических и других свойств, необходимых для принятия основных проектных решений и расчета технико-экономических показателей по извлечению благородных металлов.

Исследования выполнены специализированными научно-исследовательскими и проектными организациями: АО «Иргиредмет» (г. Иркутск), ООО «НИЦ «Гидрометаллургия» (г. Санкт-Петербург), а также в Опытном цехе АО «Покровский рудник» (г. Благовещенск).

В 2007-2009 гг. в АО «Иргиредмет» произведено изучение:

- трех проб (5038Т, 5196Т и 5198Т) смешанных руд, отобранных на рудных зонах Промежуточная и Южная с содержанием золота 3,7; 1,0 и 0,9 г/т массой 270, 578 и 1300 кг [2, 3, 4]; - двух проб (59Т и 5159Т) первичных руд, отобранных на рудных зонах Бахмут и Промежуточная с содержанием золота 1,12 и 1,35 г/т массой 97 и 184 кг [5].

Для разработки технологического регламента и проведения полужаводских испытаний переработки первичных и смешанных руд в 2008 г. были сформированы и направлены в ОАО «Иргиредмет» следующие пробы:

- объединенная проба УЛ-3, состоящая из трех подпроб (УЛ-3<sub>пром.</sub>, УЛ-3<sub>Бахмут</sub> и УЛ-3<sub>Южная</sub>) общей массой 10 т с содержанием золота 1,2 г/т и серебра – 2,2 г/т.

Полупромышленные испытания технологии флотационного обогащения, проведенные на полужаводской установке ОАО «Иргиредмет» объединенной пробы УЛ-3 с содержанием золота 1,1 г/т показали, что его извлечение в концентрат флотации с содержанием 27,5 г/т составило 84,9 % [15].

Как показали исследования, прямое цианирование флотационных концентратов, даже после механической их активации и доизмельчения до крупности 100 % класса минус 20 мкм при повышенных расходах цианида, не позволяет перевести в раствор более 38,0 % золота из первичных руд и до 56 % – из смешанных. Дополнительное воздействие мощными электромагнитными импульсами поднимает извлечение золота только на 3-5 %.

Для извлечения золота из флотоконцентрата требуется применение окислительных методов вскрытия упорного золота, ассоциированного с сульфидами и специальных технологических приемов – автоклавного окисления, окислительного обжига или бактериального окисления.

При окислительном обжиге флотоконцентрата при температуре 700 °С в течение 4 часов и последующем цианировании извлечение золота в раствор составило 82–85% от операции.

Использование бактериально-химического окисления в присутствии автотрофных бактерий типа *Thiobacillus thiooxidans*, *Thiobacillus ferrooxidans* и последующее цианирование кеков обеспечивает недостаточно высокое извлечение золота в цианистые растворы (менее 70%).

Наилучшие показатели по окислению сульфидов были получены при использовании технологии автоклавного вскрытия. Результаты исследований показали, что при температуре 220°C, подаче кислорода и давлении 2,7–3,0 МПа степень окисления сульфидов составила 98-99 %. Извлечение золота в раствор при последующем цианировании отмытых от кислоты кеков колебалось от 93 до 98 %. Данная комбинированная флотационно-автоклавная технология обеспечивает сквозное извлечение золота из руды месторождения Пионер на уровне 80-86 %.

Для всех изученных проб руды, отнесенных к группе технологически упорных, рекомендована схема флотационного обогащения, включающая одну основную, одну контрольную операций флотации и перечистку концентрата. При выходе флотационного концентрата от 3,0 до 4,5 % извлечение золота в концентрат находилось на уровне 82-86%. Флотационные концентраты с содержанием золота 24-35 г/т характеризуются высоким суммарным содержанием сульфидов (пирит), составляющим 50-70%, и, соответственно, высоким содержанием сульфидной серы - 20-30% от массы концентрата.

Для упорных руд месторождения Пионер с содержанием золота 1,3 г/т (борт 0,6 г/т), в технологическом Регламенте АО «Иргиредмет» в 2008г. было спрогнозировано получение сульфидного концентрата с выходом 4,0 %, содержащим 27,9 г/т золота, при его извлечении - 85,8 %.

По результатам окислительного вскрытия флотационных концентратов, полученных из упорных руд месторождения Пионер, установлено, что как при автоклавной обработке, так и при обжиге, степень окисления сульфидов составила 98-99 %. При последующем цианировании продуктов окисления извлечение золота в раствор после автоклавной обработки составила в среднем

96 %, а после обжига – 86 %, что может быть объяснено ассоциацией части золота с гидрооксидами и карбонатами, которые при обжиге не вскрываются.

При дальнейшем изучении руды проб характеризующих различные участки месторождений в 2009-2012 гг. АО "Иргиредмет" и ООО "НИЦ "Гидрометаллургия" показано, что для флотационных концентратов руды месторождения Пионер характерно высокое извлечение золота при цианировании автоклавных остатков (>95 %).

В период 2010–2019 гг., изучены технологические свойства проб новых участков месторождения Пионер, характеризующих рудные зоны: Бахмут (северо-восточный интервал), Николаевская, Широкая, Восточная, и др. [7, 8, 9].

В Опытном цехе АО «Покровский рудник» проведены испытания технологии автоклавного вскрытия сульфидных флотационных концентратов на установке с автоклавом непрерывного действия объемом 40 литров. Нарботка концентратов осуществлялась с использованием измельчительного и флотационного оборудования производительностью 300 кг/ч на пробах с различных участков месторождения Пионер общим весом более 50 т. Технологическая схема флотационного обогащения включала основную, контрольную и перечистную операции. Крупность питания флотации составляла –72 % класса минус 0,071 мм. Расход реагентов на 1 т руды: бутиловый ксантогенат калия (БКК) – 150 г; в том числе 100 г – основная и 50 г – контрольная флотация, вспениватель (Т-92), соответственно, 60 и 40 г; медный купорос 100 г – основная флотация.

В результате испытаний (в зависимости от исходного содержания сульфидов в руде) выход концентрата колебался от 3,5 % до 4,2 % при извлечении золота в концентраты от 80,7 % до 87,7 % [10, 11].

В оптимальных условиях окисление сульфидов в автоклаве находилось на уровне 98-99 % при выходе кека - 70-75 %. После промывки, и щелочной обработки кека и сорбционного цианирования с использованием смолы в течение 12 часов извлечение золота в раствор составило 93-98 %.

## 4 ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ ЧАСТЬ

### 4.1 Выбор и обоснование технологической схемы и ее обоснование

Специфической особенностью золотосодержащих руд месторождения «Пионер» является низкое содержание в них ценного компонента, а также упорность к процессу цианирования [15]. По данным технологических исследований для переработки первичных руд месторождения «Пионер» выбрана флотационная схема, включающая крупное дробление, двухстадиальное измельчение (полусамоизмельчение на первой стадии и шаровое на второй), флотационное обогащение. После обезвоживания флотационные концентраты взвешиваются, затариваются в мягкие контейнеры емкостью до 14 тонн и отправляются на Покровский гидрометаллургический завод для извлечения золота по технологии автоклавного высокотемпературного выщелачивания. Принципиальная схема показана на рисунке 1.

Флотационное обогащение первичных руд позволяет извлекать золото с эффективностью выше 88% с получением концентрата, содержащего золота 28,9%. При этом содержание золота в хвостах флотации составляет 0,27%.

Данные показатели свидетельствуют о том, что флотационный процесс при обогащении первичной руды протекает эффективно и может быть рекомендован для данного типа руд [15].

В качестве собирателя для флотации золотосодержащих руд месторождения «Пионер» используется бутиловый ксантогенат, вспенивателем служит Т-92.

Для переработки упорных руд месторождения «Пионер» выполнен подбор оборудования для проектируемой промышленной флотационной фабрики производительностью 3,6 миллиона тонн руды в год.

Крупное дробление исходной руды осуществляется в щековой дробилке. Руда после крупного дробления с помощью наклонного ленточного конвейера подается на эстакаду, где реверсивным конвейером разгружается на напольный склад (рудный двор) дробленой руды [7].

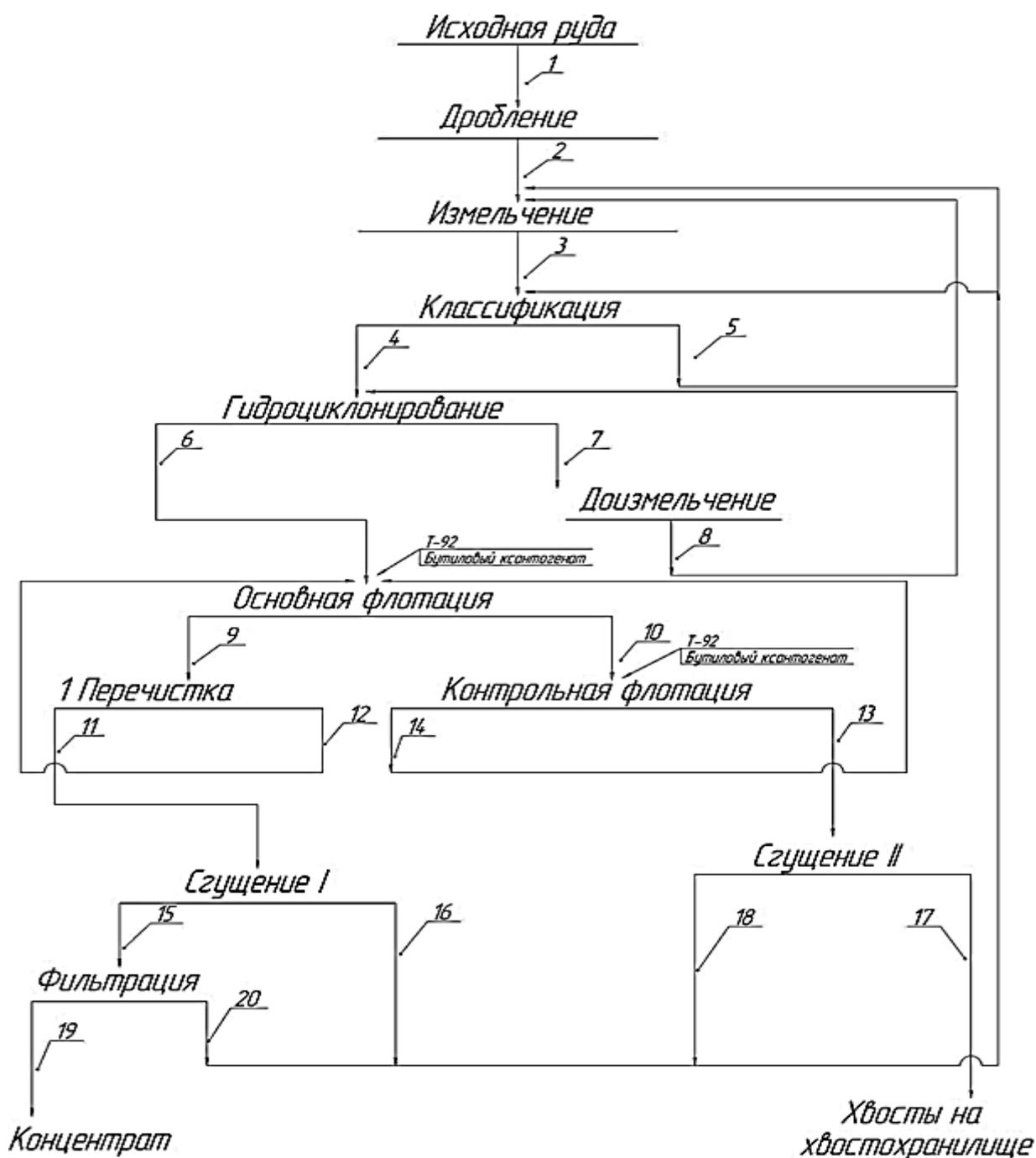


Рисунок 1 – Принципиальная схема обогащения

Дробленая руда из открытого напольного бункера (рудного склада) попадает в пластинчатый питатель (по два питателя на каждый измельчительный блок). Регулирование количества подаваемой руды осуществляется частотным преобразователем электротока двигателя привода каждого питателя. Далее руда поступает на ленточный конвейер, на котором подвергается взвешиванию конвейерными весами.

Руда с ленты конвейера через загрузочную тележку поступает в мельницу

типа «Каскад», где руда через разгрузочную решетку поступает спиральный классификатор, который работает в замкнутом цикле с мельницей «Каскад».

Слив классификатора самотеком попадает на сетку для улавливания крупной щепы, которую периодически необходимо удалять вручную. Слив классификатора поступает в короб с донными затворами, откуда по трубе поступает в зумпф, а пески классификатора поступают обратно в мельницу.

Пульпа из зумпфа песковым насосом подается на батарею гидроциклонов. На каждом зумпфе установлены по два песковых насоса: один – рабочий; другой резервный. Таким образом, каждый измельчительный блок имеет два насоса, каждый из которых работает с батареей гидроциклонов [6].

Пески гидроциклонов поступают на доизмельчение в шаровые мельницы. Разгрузка шаровой мельницы (измельченный продукт) поступает в зумпф. Таким образом, цикл доизмельчения замыкается.

Слив гидроциклонов является конечным продуктом измельчения и поступает в сливной короб, из которого направляется на ветку основной флотации, пенный продукт (концентрат) направляется на перечистную флотацию, а камерный продукт (хвосты) направляется на контрольную флотацию [8]. Хвосты перечистой и контрольной флотации направляется в процесс основной флотации. После обезвоживания флотационные концентраты взвешиваются, затариваются в мягкие контейнеры емкостью до 10 тонн и отправляются на Покровский гидromеталлургический завод для извлечения золота по технологии автоклавного высокотемпературного выщелачивания. Хвосты контрольной флотации подаются на сгуститель.

#### **4.2 Реагентный режим**

Режим работы предприятия – круглогодичный. Расчет качественно - количественной схемы переработки руды и продуктов обогащения произведен при заданном содержании золота в исходной руде 2,2 г/т при прогнозном извлечении 88,4%. Расчет водно-шламовой схемы переработки руды произведен на производительность фабрики 440 тонн руды в час. Коэффициент использования измельчительного и флотационного оборудования 90%.

Таблица 4 – Реагентные режимы рудного цикла

Наименование операции	Расход реагентов на тонну руды, г			Точки подачи реагентов
	Ксантогенат	Медн. купорос	Т-92	
Основная флотация	100	100	60	Контактный чан
Контрольная флотация	50	-	40	1 камера
Итого, общий расход, г/т	150	100	100	-
Концентрация реагентов, %	4-5	10	Без разбавл.	-

#### 4.2.1 Расчет качественно-количественной схемы обогащения

Задачей качественно-количественной схемы является определение численных значений основных показателей обогащения: производительности по твердому ( $Q$ ), выхода ( $\gamma$ ), содержание металла ( $\beta$ ) и извлечения ( $\varepsilon$ ) для всех продуктов обогащения [7]. Расчеты рекомендуется проводить сначала с определением показателей  $Q$ ,  $\gamma$ ,  $\beta$  и  $\varepsilon$  по формулам:

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

где  $Q_n$  – производительность цеха обогащения, т/сут;

$\gamma_n$  – выход продуктов, %;

$Q_1$  – производительность о.ф., т/сут.

Расчет извлечений

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

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

$\beta_n$  – содержание металла в продукте, %;

$\alpha$  – содержание металла в исходной руде, %.

Содержание золота в исходной руде  $\alpha = 2,2$  г/т;

Производительность по сухому исходному сырью  $Q = 10560$  т/сут.

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 [19].

Неизвестные значения части продуктов определяются по разности или сумме выходящих и поступающих в операцию составлением уравнений. Исходные данные «баланс металла» для расчета количественно-качественной схемы приведены в таблице 4.

Таблица 5 – Общий баланс металла

Номер продуктов	Продукты	Выход $\gamma$ , %	Содержание металла $\beta$ , г/т	Извлечение металла $\varepsilon$ , %
1	Исходная руда	100	2,2	100
19	Концентрат на отправку	5,0	28,9	88,4
17	Сгущенный продукт на наливное хостохранилище	95,0	0,27	11,6
	Итого:	100	2,2	100

Для наглядности составляем рисунок схемы данной операции с нанесением на него значений и обозначение неизвестных технологических показателей, который представлен на рисунке 2. На операцию фильтрации поступает концентрат со сгустителя, выходит концентрат и фильтрат [13].

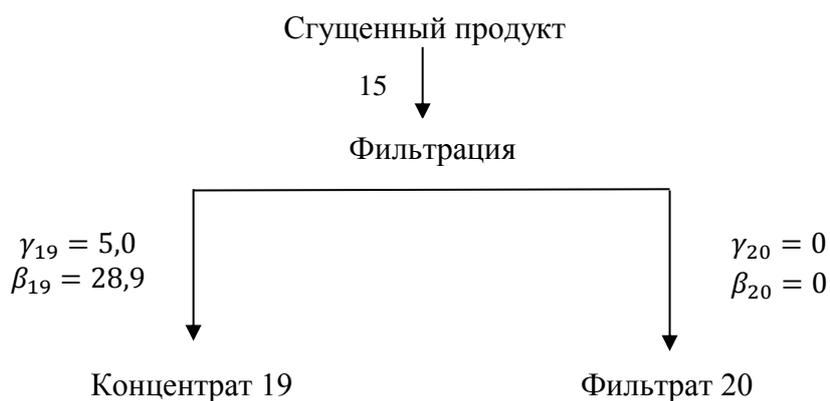


Рисунок 2 – Схема операции обогащения

Пример расчета частного баланса металлов качественно-количественной схемы [19]:

$$\begin{cases} \gamma_{15} = \gamma_{19} + \gamma_{20} \\ \gamma_{15}\beta_{15} = \gamma_{19}\beta_{19} + \gamma_{20}\beta_{20} \end{cases} \quad (3)$$

Из данной системы уравнений найдем  $\gamma_{15}$  и  $\gamma_{20}$

$$\gamma_{19} \cdot \beta_{15} + \beta_{15} \cdot \gamma_{20} = \gamma_{19} \cdot \beta_{19} + \gamma_{20} \cdot \beta_{20} \quad (4)$$

$$\gamma_{20} = \gamma_{19} \cdot \beta_{19} - \gamma_{19} \cdot \beta_{15} / (\beta_{15} - \beta_{20}) \quad (5)$$

$$\gamma_{20} = 5,0 \cdot 28,9 - 5,0 \cdot 28,9 / (28,9 - 0) = 0$$

$$\gamma_{15} = 5,0 + 0 = 5,0\%$$

По аналогии находим все остальные показатели. Результаты расчетов качественно-количественной схемы сводим в таблицу 5.

Таблица 6 – Результаты расчета частного баланса металлов качественно-количественной схемы

№ оп-й	Наименование операции и продуктов	Выход $\gamma$ , %	Производительность Q, т/сут	Содержание Au, $\beta$ , г/т	Извлечение Au $\varepsilon$ , %
1	2	3	4	5	6
<b>I Дробление</b>					
	Поступает:				
1	Исходная руда	100	10560	2,2	100
	Итого	100	10560	2,2	100
	Выходит:				
2	Дробленный продукт	100	10560	2,2	100
	Итого	100	10560	2,2	100
<b>II Измельчение I</b>					
	Поступает:				
2	Дробленный продукт	100	10560	2,2	100
5	Пески классификации I	150	15840	2,2	150
	Итого:	250	26400	2,2	250
	Выходит:				
3	Измельченный продукт	250	26400	2,2	250

Продолжение таблицы 6 – Результаты расчета частного баланса металлов  
качественно-количественной схемы

1	2	3	4	5	6
	Итого:	250	26400	2,2	250
<b>III Классификация I</b>					
	Поступает:				
3	Измельченный продукт	250	26400	2,2	250
	Итого:	250	26400	2,2	250
	Выходит:				
4	Слив I	100	10560	2,2	100
5	Пески I	150	15840	2,2	150
	Итого:	250	26400	2,2	250
<b>IV Доизмельчение</b>					
	Поступает:				
7	Пески классификации II	300	31680	2,2	300
	Итого:	300	31680	2,2	300
	Выходит:				
8	Доизмельченный продукт	300	31680	2,2	300
	Итого:	300	31680	2,2	300
<b>V Классификация II</b>					
	Поступает:				
4	Слив I	100	10560	2,2	100
8	Доизмельченный продукт	300	31680	2,2	300
	Итого:	400	42240	2,2	400
	Выходит:				
6	Слив II	100	10560	2,2	100
7	Пески II	300	31680	2,2	300
	Итого:	400	42240	2,2	400
<b>VI Основная флотация</b>					
	Поступает:				
6	Слив	100	10560	2,2	100,0
11	Хвосты перечистки	9,0	950,4	5,6	22,9
14	Концентрат контр. фл-ии	11,5	1214,4	0,5	2,7
	Итого:	120,5	12724,8	2,29	125,6
	Выходит:				
9	Концентрат	14,0	1478,4	17,5	111,36
10	Хвосты	106,5	11246,4	0,29	14,27
	Итого:	120,5	12724,8	2,29	125,6
<b>VII Перечистка</b>					
	Поступает:				
9	Концентрат	14,0	1478,4	17,5	111,36
	Итого:	14,0	1478,4	17,5	111,36
	Выходит:				

Продолжение таблицы 6 – Результаты расчета частного баланса металлов  
качественно-количественной схемы

1	2	3	4	5	6
12	Концентрат	5,0	528,0	28,9	88,4
11	Хвосты	9,0	950,4	5,6	22,91
	Итого:	14,0	1478,4	17,5	111,36
<b>VIII Контрольная флотация</b>					
	Поступает:				
10	Хвосты осн. фл-и	106,5	11246,4	0,29	14,3
	Итого:	106,5	11246,4	0,29	14,3
	Выходит				
14	Концентрат	11,5	1214,4	0,5	2,7
13	Хвосты	95,0	10032,0	0,27	11,6
	Итого:	106,5	11246,4	0,29	14,3
<b>IX Сгущение 1</b>					
	Поступает:				
12	Концентрат	5,0	528,0	28,9	88,4
	Итого:	5,0	528,0	28,9	88,4
	Выходит:				
15	Сгущенный продукт	5,0	528,0	28,9	88,4
16	Слив	-	-	-	-
	Итого:	5,0	528,0	28,9	88,4
<b>X Сгущение 2</b>					
	Поступает:				
13	Хвосты контр. фл-ии	95,0	10032,0	0,27	11,6
	Итого:	95,0	10032,0	0,27	11,6
	Выходит:				
18	Слив	-	-	-	-
1	2	3	4	5	6
17	Сгущенный продукт	95,0	10032,0	0,27	11,6
	Итого:	95,0	10032,0	0,27	11,6
<b>XI Фильтрация</b>					
	Поступает:				
15	Сгущенный продукт	5,0	528,0	28,9	88,4
	Итого:	5,0	528,0	28,9	88,4
	Выходит:				
19	Концентрат на отправку	5,0	528,0	28,9	88,4
20	Фильтрат	-	-	-	-
	Итого:	5,0	528,0	28,9	88,4

#### 4.2.2 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 [19].

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

С помощью формулы:

$$W_n = Q_n \cdot R_n \quad (6)$$

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

По уравнению баланса определяется количество воды, добавляемой в отдельные операции и в отдельные продукты [19].

Показатели связаны между собой:

$$V_n = Q_n \cdot (R_n + 1/\delta_n) \quad (7)$$

$$R_n = W_n/Q_n \quad (8)$$

$$T_n = 100/(R_n + 1) \quad (9)$$

где n – номер продукта в схеме;

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

$W_n$  – расход воды (производительность по воде) с продуктом, м<sup>3</sup> в единицу времени;

$L_n$  – расход добавляемой воды с продуктом, м<sup>3</sup> в единицу времени;

$S_n$  – влажность продукта, %;

$T_n$  – содержание твердого, %;

$\rho_n$  – плотность твердого в продукте, т/м<sup>3</sup>;

$V_n$  – производительность по объему пульпы, м<sup>3</sup> в единицу времени;

$l_n$  – удельный расход свежей воды, добавляемой к отдельным продуктам, м<sup>3</sup>/т.

Цель проектирования водно-шламовой схемы является:

- обеспечение оптимальных отношений Ж: Т в операциях схемы;
- определение количества воды, добавляемой в операции или, наоборот, выделяемой из продуктов при операциях обезвоживания;
- определение отношений Ж: Т в продуктах схемы;
- определение объемов пульпы для всех продуктов и операций схемы;
- определение общей потребности воды по обогатительной фабрике и составление общего баланса по воде [13].

Порядок расчета шламовой схемы:

По таблице 20 [19] устанавливаем содержание твердого  $T_n$  и нормы расхода воды для отдельных продуктов обогащения и операций схемы. Весовое отношение жидкого к твердому по массе определяем по формуле:

$$R_n = 100 - T_n/T_n \quad (10)$$

По формуле 10 подсчитываем количество воды в продуктах и операциях с известными значениями  $R_n$ . По формулам 9-10 определяем отношение Ж:Т и содержание твердого в операциях и продуктах, для которых значения Т и R не были приняты. Результаты расчетов каждой операции водно – шламовой схемы заносим в таблицу 7 [19].

Таблица 7 – Результаты расчета водно – шламовой схемы

№ оп-й	Наименование операций и продуктов	Количество твердого Q, т/сут	Содержание твердого Т, %	Разбавление R, %	Количество воды W, м <sup>3</sup> /сут	Объем пульпы V, м <sup>3</sup> /сут
1	2	3	4	5	6	7
<b>I</b>	<b>Дробление</b>					
	Поступает:					
1	Исходная руда	10560	93,0	0,075	792,0	4857,6
	Итого:	10560	93,0	0,075	792,0	4857,6
	Выходит:					
2	Дробленный	10560	93,0	0,075	792,0	4857,6

	продукт					
	Итого:	10560	93,0	0,075	792,0	4857,6
<b>II</b>	<b>Измельчение I</b>					
	Поступает:					

**Продолжение таблицы 7 – Результаты расчета водно – шламовой схемы**

1	2	3	4	5	6	7
5	Пески классификации I	15840	80,0	0,25	3960,0	10058,4
	Вода	-	-	-	6600,0	6600,0
	Итого:	26400	70,0	0,43	11352,0	21516,0
	Выходит:					
3	Измельченный продукт	26400	70,0	0,43	11352	21516,0
	Итого:	26400	70,0	0,43	11352	21516,0
<b>III Классификация I</b>						
	Поступает:					
3	Измельченный продукт	26400	70,0	0,43	11352,0	21516,0
	Вода	-	-	-	17212,8	17212,8
	Итого:	26400	48,03	1,082	28564,8	38728,8
	Выходит:					
4	Слив I	10560	30,0	2,33	24604,8	28670,4
5	Пески I	15840	80,0	0,25	3960,0	10058,4
	Итого:	26400	48,03	1,082	28564,8	38728,8
<b>IV Доизмельчение</b>						
	Поступает:					
7	Пески кл-ии ГЦ	31680	70,0	0,428	13559,04	25755,84
	Вода	-	-	-	3484,8	3484,8
	Итого:	31680	65	0,538	17043,84	29240,64
	Выходит:					
8	Доизмельченный продукт	31680	65	0,538	17043,84	29240,64
	Итого:	31680	65	0,538	17043,84	29240,64
<b>V Классификация II ГЦ</b>						
	Поступает:					
4	Слив I	10560	30,0	2,33	24604,8	28670,4
8	Доизмельченный продукт	31680	65	0,538	17043,84	29240,64
	Вода	-	-	-	3590,4	3590,4
	Итого:	42240	48,28	1,071	45239,04	61501,44
	Выходит:					
6	Слив II ГЦ	10560	25,0	3,0	31680,0	35745,6
7	Пески II ГЦ	31680	70,0	0,428	13559,04	25755,84
	Итого:	42240	48,28	1,071	45239,04	61501,44

<b>VI Основная флотация</b>						
	Поступает:					
6	Слив II ГЦ	10560	25,0	3,0	31680,0	35745,6

**Продолжение таблицы 7 – Результаты расчета водно – шламовой схемы**

1	2	3	4	5	6	7
14	Пенный продукт контр. фл-ии	1214,4	30,0	2,33	2829,55	3297,09
	Вода	-	-	-	5971,15	5971,15
	Итого:	12724,8	22,5	3,44	43803,93	48702,98
	Выходит:					
9	Пенный продукт	1478,4	27,0	2,7	3991,68	4560,86
10	П/п	11246,4	22,0	3,54	39812,25	44142,12
	Итого:	12724,8	22,5	3,44	43803,93	48702,98
<b>VII Перечистка</b>						
	Поступает:					
9	Пенный продукт осн. фл-ии	1478,4	27,0	2,7	3991,68	4560,86
	Вода	-	-	-	561,79	561,79
	Итого:	1478,4	24,5	3,08	4553,47	5122,65
	Выходит:					
12	Пенный продукт	528,0	30,0	2,33	1230,24	1433,52
11	П/п	950,4	22,27	3,49	3323,23	3682,8
	Итого:	1478,4	24,5	3,08	4553,47	5122,65
<b>VIII Контрольная флотация</b>						
	Поступает:					
10	Хвосты осн. фл- и	11246,4	22,0	3,54	39812,25	44142,12
	Вода	-	-	-	737,61	737,61
	Итого:	11246,4	21,74	3,6	40549,87	44879,73
	Выходит					
14	Концентрат	1214,4	30,0	2,33	2829,55	3297,09
13	П/п	10032,0	21,0	3,76	37720,32	41582,64
	Итого:	11246,4	21,74	3,6	40549,87	44879,73
<b>IX Сгущение 1</b>						
	Поступает:					
12	Концентрат	528,0	30,0	2,33	1230,24	1433,52
	Вода	-	-	-	200,0	200,0
	Итого:	528,0	27,0	2,7	1430,24	1633,52
	Выходит:					
15	Сгущенный пр-т	528,0	60,0	0,66	348,48	551,76
16	Слив	-	-	-	1081,76	1081,76
	Итого:	528,0	27,0	2,7	1430,24	1633,52

<b>X Сгущение 2</b>						
	Поступает:					
13	Хвосты контр. фл-ии	10032,0	21,0	3,76	37720,32	41582,64
	Вода	-	-	-	6000,0	6000,0
Продолжение таблицы 7 – Результаты расчета водно – шламовой схемы						
1	2	3	4	5	6	7
	Выходит:					
18	Слив	-	-	-	33688,32	33688,32
17	Сгущенный продукт	10032,0	50,0	1,0	10032,0	13894,32
	Итого:	10032,0	18,66	4,358	43720,32	47581,77
<b>XI Фильтрация</b>						
	Поступает:					
15	Сгущенный продукт	528,0	60,0	0,66	348,48	551,76
	Итого:	528,0	60,0	0,66	348,48	551,76
	Выходит:					
19	Концентрат на отправку	528,0	90,0	0,11	58,08	261,36
20	Фильтрат	-	-	-	290,4	290,4
	Итого:	528,0	60,0	0,66	348,48	551,76

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. [18]:

$$W_1 + \sum L = \sum W_K, \quad (11)$$

где  $W_1$  – количество воды, поступающее с исходной рудой, м<sup>3</sup>/сут;

$\sum L$  – суммарное количество воды, добавляемое в процесс, м<sup>3</sup>/сут;

$\sum W_K$  – суммарное количество воды, уходящее из процесса с конечными продуктами, м<sup>3</sup>/сут [18].

Баланс водопотребления и водоотведения по цеху обогащения представлен в таблице 8.

Таблица 8 – Баланс водопотребления

Поступает воды в процесс	м <sup>3</sup> /сут	Уходит воды из процесса	м <sup>3</sup> /сут
1	2	3	4
Исх. Руда	792,0	Слив 1	1081,76
Измельчение	6600,0	Слив 2	33688,32

Продолжение таблицы 8 - Баланс водопотребления

1	2	3	4
Классификация I	17212,8	Сгущенный продукт	10032,0
Доизмельчение	3484,8	Концентрат на отправку	58,08
Классификация ГЦ	3590,4	Фильтрат	290,4
Основная флотация	5971,15		
Перечистка	561,79		
Контрольная флотация	737,61		
Сгущение 1	200,0		
Сгущение 2	6000,0		
Всего поступает $W_1 + \sum L$	45150,55	Всего выходит $\sum W_K$	45150,56

## 5 ВЫБОР И РАСЧЁТ ОСНОВНОГО ТЕХНОЛОГИЧЕСКОГО ОБОРУДОВАНИЯ

### 5.1 Выбор и расчет оборудования для дробления

Дробильный комплекс технологической линии включает приемный бункер руды с колосниковой решеткой (расстояние между колосниками 800 мм); щековую дробилку ШДП 12×15 китайского производителя. Негабариты разрушают с помощью бутобоя. Разгрузка дробилки подается с помощью ленточного конвейера в мельницу мокрого полусамоизмельчения.

Дробилка работает с мельницами без промежуточного бункера, поэтому работа дробильного отделения составляет 24 часа в сутки по 12 часов в смену.

Определяем часовую производительность цеха дробления:

$$Q_r = \frac{k \cdot Q_{\text{сцд}}}{t}, \quad (12)$$

где  $k$  – поправочный коэффициент, учитывающий неравномерность свойств сырья, влияющий на производительность оборудования данного цеха,  $k=1 \div 1,1$  – для рудных обогатительных фабрик;

$Q_{\text{сцд}}$  – суточная производительность цеха дробления по сухому, т/сут;

$t$  – расчетное время работы цеха оборудования в сутки в часах, ч.

$$Q_r = 1,1 \cdot 10560 / 24 = 484 \text{ т/ч}$$

Определяем общую степень дробления:

$$S_{\text{общ}} = \frac{D_{\text{max}}}{d_{\text{max}}}, \quad (13)$$

где  $D_{\text{max}}$  – максимальная крупность исходной руды, мм;

$d_{\text{max}}$  – максимальная крупность дробленной руды, мм;

$$S_{\text{общ}} = 800 / 250 = 3,1 \text{ мм}$$

Устанавливаем степени дробления: принимаем  $S = 3,1$  [19].

Определяем условную максимальную крупность дробления продуктов после отдельных стадий дробления:

$$D = \frac{D_1}{S}, \quad (14)$$

где  $D_1$  – крупность поступающей руды, мм;

$S$  – степень дробления для данной стадии дробления, мм;

$$D = 800/3,1 = 258 \text{ мм}$$

Определяем ширину у разгрузочной щели:

$$i = \frac{D}{z_p}, \quad (15)$$

где  $z_p$  – относительная крупность дробленных продуктов (принимаем по данным испытаний дробимости руды, а при их отсутствии – по типовым характеристикам) [1].

$$i = 258/1,01 = 247,5 \approx 250 \text{ мм}$$

Подсчитываем ширину загрузочной щели дробилки:

$$B = 1,1 * D, \quad (16)$$

$$B = 1,1 * 800 = 880 \approx 900 \text{ мм}$$

Подсчитываем коэффициенты загрузки дробилки [16]:

$$K = \frac{Q_{\text{расч}}}{Q_{\text{табл}}}, \quad (17)$$

где  $Q_{\text{расч}}$  – требуемая производительность дробилок, т/ч;

$Q_{\text{табл}}$  – производительность по технической производительность оборудования, т/ч.

$$K = 484 / (310 * 1,6) = 0,97$$

Выбираем дробилку ЩДП 12x15 с простым движением щеки так как она больше всего подходит под характеристику руды перерабатываемой на фабрике [18]. По экономическим показателям и габаритным размерам, а также по простоте конструкции она является наиболее эффективной. Технологическая характеристика дробилки приведена в таблице 9.

Таблица 9 – Технические характеристики дробилки ЩДП 12x15 с простым движением щеки

Показатели	Параметры
Тип дробилки	ЩДП-12×15
Количество, шт	2
Максимальная крупность куска, мм	1000
Пределы регулировки выходного отверстия, мм	150± 40
Производительность, м <sup>3</sup> /ч	280
Мощность электродвигателя, кВт	160
Масса (без электродвигателя), т	146,0
Страна-изготовитель	Китай

## 5.2 Выбор и расчёт оборудования для измельчения

Типоразмер барабанных мельниц рассчитывается и выбирается по методу подобия, т.е. исходя из практических данных их работы при режимах, близких к оптимальным. При этом учитывается различие в измельчаемости и крупности исходного материала, крупности измельченного продукта, размерах и способе разгрузки мельницы [13].

### 5.2.1 Выбор и расчет мельницы для первой стадии измельчения

Первая стадия измельчения проектируется в мельницах полусамозмельчения с 16 % загрузкой шаров от объема. На

полусамоизмельчение поступает руда крупностью до 250 мм. Массовая доля готового класса минус 0,074 мм в разгрузке мельницы составляет  $\beta_k = 45\%$ . Требуемая производительность по сухому 440 т/ч.

Эталонная мельница принимается ММС-55×18, производительностью, как показывает практика работы на предприятии «Покровский рудник», 120 т/ч и объемом барабана 34,6 м<sup>3</sup> [15].

Проектируемые мельницы – ММС-70×23 с объемом барабана 75 м<sup>3</sup> и ММС-50×23 с объемом барабана 36,5 м<sup>3</sup>.

Расчет производительности проектируемой мельницы ведется по формуле [18]:

$$Q_n = Q_{\text{эт}} * \frac{V_n}{V_{\text{эт}}} * \left(\frac{D_n}{D_{\text{эт}}}\right)^{0,3} \quad (18)$$

где  $Q_n$  – производительность запроектированной мельницы, т/ч;

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

$V_n$  – объем запроектированной мельницы, м<sup>3</sup>;

$V_{\text{эт}}$  – объем испытанной мельницы, м<sup>3</sup>;

$D_n$  – диаметр проектируемой мельницы, м;

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

а) Для мельницы ММС 5500\*1800

$$Q_1 = 120 * (34,6/34,6) * (5,5/5,5)^{0,3} = 120 \text{ т/ч}$$

б) Для мельницы ММС 7000\*2300А

$$Q_2 = 120 * (75/34,6) * (7*5,5)^{0,3} = 279,62 \text{ т/ч}$$

в) Для мельницы ММС 5000\*2300Р

$$Q_3 = 120 * (36,5/34,6) * (5,0/5,5)^{0,3} = 123,07 \text{ т/ч}$$

Определяем число мельниц по формуле [16]:

$$n = \frac{Q_{исх}}{Q_n}, \quad (19)$$

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

$Q_n$  – производительность запроектированной мельницы, т/ч.

а) Для мельницы ММС 5500\*1800

$$n = 473/120 = 3,94 \approx 4$$

б) Для мельницы ММС 7000\*2300А

$$n = 473/279,62 = 1,69 \approx 2$$

в) Для мельницы ММС 5000\*2300Р

$$n = 473/123,07 = 3,84 \approx 4$$

Таблица 10 – Сравнение установки мельниц по основным показателям

Размеры барабанов мельниц, мм	Число мельниц	Масса мельниц, т	Установочная мощность, кВт	Производительность т/ч	Коэффициент запаса
5500*1800	4	210	4*800=3200	100-120	4/3,94=1,01
7000*2300	2	382,5	2*1600=3200	80-320	2/1,69=1,18
5000*2300	4	200	4*630=2520	80-100	4/3,84=1,04

При сравнении по массе, мощности и габаритных размеров, а также производительности вариант установки двух мельниц ММС 70\*23 является более выгодным, так как будет большая экономия в объеме здания и на всем вспомогательном оборудовании. Технические характеристики выбранной мельницы представлены в таблице 11 [18].

Таблица 11 – Технологические характеристики мельницы ММС - 7000\*2300

Параметры	ММС - 7000*2300
1	2
Внутренний размер барабана:	
- диаметр, мм	7000
- длина, мм	2300

Продолжение таблицы 11 - Технологические характеристики мельницы ММС -  
7000\*2300

1	2
Рабочий объем барабана, м <sup>3</sup>	75
Габариты, мм	
• длина	18500
• ширина	10300
• высота	7900
Диаметр загруженных шаров, мм	100-120
Загрузка шаров от вместимости мельницы, %	16
Мощность двигателя главного привода, кВт	1600
Частота вращения барабана, мин <sup>-1</sup>	13
Частота вращения, об/мин	150
Масса мельницы (без электрооборудования), т	382,5

### 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 440 т/ч.

Эталонная мельница принимается МШЦ - 32×54, с объемом барабана 39,6 м<sup>3</sup>, а проектируемые мельницы – МШЦ - 36×50 с объемом барабана 55 м<sup>3</sup> и МШЦ - 45×50 с объемом барабана 68 м<sup>3</sup>.

Производительность эталонной мельницы рассчитываем по формуле:

$$Q_{\text{эт}} = \frac{Q_{\text{год}}}{365 \cdot 24 \cdot K_{\text{в}} \cdot K_{\text{н}}}; \quad (20)$$

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 [15].

$$Q_{\text{эт}} = 3600000 / (365 \cdot 24 \cdot 0,9 \cdot 0,98) = 498,86 \approx 499 \text{ т/ч}$$

1. Выбираем эталонную мельницу. Для расчета принимаем за эталон мельницу МШЦ 3200х5400. Определяем для нее удельную производительность по вновь образованному классу минус 0,074 мм по формуле:

$$q_{эм} = \frac{Q(\beta_k - \beta_n) \times 4}{\pi(D - 0,15)^2 L}, \quad (21)$$

где  $q_{эм}$  - удельная производительность, т/м<sup>3</sup>час;

$Q$  – производительность цеха, т/час;

$\beta_k$  и  $\beta_n$  – содержание расчетного класса соответственно в конечных исходных продуктах;

$D$  – диаметр барабана, м;

$L$  – длина мельницы, м.

$$q_{эТ} = 499 * (0,95 - 0,35) * 4 / 3,14 * (5,4 - 0,15)^2 * 3,2 = 4,324 \text{ т/м}^3$$

2. Определяем удельную производительность мельниц по расчетному классу с учетом поправочных коэффициентов для проектируемых мельниц: МШЦ 3200х5400, МШЦ 3600х5000, МШЦ 4500х5000 по формуле:

$$q_{пр} = q_{эм} \times K_u \times K_k \times K_D \times K_m \times K_L \times K_y \times K_\phi, \quad (22)$$

где  $q_{пр}$  – удельная производительность проектируемой мельницы, т/м<sup>3</sup>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  $K_k = 1$  [16];

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

$$K_D = \sqrt{\frac{D - 0,15}{D_{эТ} - 0,15}}, \quad (23)$$

где  $D$  и  $D_{\text{эт}}$  – 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 3600х5000

$$K_{d2} = \sqrt{\frac{3,6-0,15}{3,2-0,15}} = 1,06$$

Для мельницы МШЦ 4500х5000

$$K_{d3} = \sqrt{\frac{4,5-0,15}{3,2-0,15}} = 1,19$$

$K_T$  – коэффициент, учитывающий различие в типах мельниц, принимаем по таблице 4.5 [21],  $K_T = 1$ ;

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

$$K_L = \left(\frac{L}{L_{\text{эт}}}\right)^{0,15} \quad (24)$$

где  $L_m$  и  $L$  – соответственно длина проектируемой и эталонной мельниц, м.

Для мельницы МШЦ 3200х5400

$$K_{L1} = (5,4/5,4)^{0,15} = 1$$

Для мельницы МШЦ 3600х5000

$$K_{L2} = (5,0/5,4)^{0,15} = 0,99$$

Для мельницы МШЦ 4500х5000

$$K_{L3} = (5,0/5,4)^{0,15} = 0,99$$

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

$$K_{\psi} = \psi/\psi_{\text{эт}}, \quad (25)$$

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

$K_{\varphi}$  – коэффициент, учитывающий различие объемного заполнения измельчающей средой, проектируемой и эталонной мельниц, определяем по формуле [19]:

$$K_{\varphi} = \frac{\varphi}{\varphi_{\text{эт}}}, \quad (26)$$

где  $\varphi$  и  $\varphi_{\text{эт}}$  – соответственно степень заполнения измельчающей средой проектируемой и эталонной мельниц, принимаем  $K_{\varphi} = 0,45$ .

Определяем удельную производительность по формуле 22:

Для мельницы МШЦ 3200х5400

$$q_1 = 4,324 * 1 * 1 * 1 * 1 * 1 * 1 * 0,45 = 1,95 \text{ т/м}^3\text{час}$$

Для мельницы МШЦ 3600х5000

$$q_2 = 4,324 * 1 * 1 * 1,06 * 1 * 0,99 * 1 * 0,45 = 2,04 \text{ т/м}^3\text{час}$$

Для мельницы МШЦ 4500х5000

$$q_3 = 4,324 * 1 * 1 * 1,19 * 1 * 0,99 * 0,45 = 2,29 \text{ т/м}^3\text{час}$$

3. Определяем производительность мельниц по руде т/час, по формуле [19]:

$$Q_n = \frac{q_n V_n}{\beta_k - \beta_n}, \quad (27)$$

где  $V_n$  – объемы сравниваемых мельниц, м<sup>3</sup>; принимаем по техническим характеристикам мельниц.

а) Для мельницы МШЦ 3200х5400

$$Q_1 = 1,95 \cdot 40 / (0,95 - 0,35) = 130 \text{ т/час}$$

б) Для мельницы МШЦ 3600х4000

$$Q_2 = 2,04 \cdot 55 / (0,95 - 0,35) = 187 \text{ т/час}$$

в) Для мельницы МШЦ 4500х5000

$$Q_3 = 2,29 \cdot 68 / (0,95 - 0,35) = 259,5 \text{ т/час}$$

4. Определяем число мельниц по формуле 18 [19]:

а) Для мельницы МШЦ 3200х5400

$$n = 473 / 130 = 3,64 \approx 4$$

б) Для мельницы МШЦ 3600х5000

$$n = 473 / 187 = 2,53 \approx 3$$

в) Для мельницы МШЦ 4500х5000

$$n = 473 / 259,5 = 1,82 \approx 2$$

Таблица 12 – Сравнение установки мельниц по основным показателям

Размеры барабанов мельниц, мм	Число мельниц	Масса мельниц, т	Установочная мощность, кВт	Коэффициент запаса
3200x5400	4	137	4*800=3200	4/3,64=1,09
3600x4000	3	166	3*1250=3750	3/2,53=1,18
4500x5000	2	290	2*2500=5000	2/1,82=1,09

При сравнении по массе и мощности, вариант установки четырех мельницы МШЦ 3200x5400 является наиболее выгодным. Поэтому выбираем для установки по две мельницы МШЦ 3200x5400 на каждый блок, технические характеристики которой приведены в таблице 13 [18].

Таблица 13 – Технические характеристики мельницы МШЦ 3200x5400

Параметры	МШЦ 3200x5400
Внутренний размер барабана:	
- диаметр, мм	3200
- длина, мм	5400
Объем барабана, м <sup>3</sup>	40
Диаметр загружаемых шаров, мм	60
Степень заполнения барабана мелющими телам, %	45
Мощность электродвигателя главного привода, кВт	800
Габариты, мм	
• длина	15100
• ширина	9100
• высота	6800
Напряжение сети, В	6000
Масса мельницы, т	137

Проверяем пропускную способность выбранной мельницы по формуле [19]:

$$\frac{Q_0}{V} \leq 12 \quad \text{т/м}^3 \text{ час}, \quad (28)$$

где  $Q_0$ - производительность мельниц вместе с циркулирующей нагрузкой классификатора;

$V$  – объем мельницы, м<sup>3</sup>

$$Q_0 = Q_1 + Q_5 = 10560/24 = 440/68 = 6,47 \leq 12 \text{ (т/м}^3\text{ч)}.$$

## 5.3 Выбор и расчет оборудования для классификации

### 5.3.1 Выбор и расчет спирального классификатора

Классификацию измельченного продукта рекомендуется проводить в две стадии: первая – в спиральном классификаторе с непогруженной спиралью, вторая – в гидроциклонах. На фабрике установлен спиральный классификатор 1КСН-30 и гидроциклоны Cavex 500CVX. Осуществляем проверку классификатора на производительность по сливу и крупность слива.

Производительность по сливу:

$$Q_{\text{сл}} = Q_{\text{баз}} \cdot m \cdot K_p \cdot K_\alpha \cdot K_c, \text{ т/ч,}$$

где:  $m$  – число спиралей;

$K_p, K_\alpha, K_c$  – коэффициенты, учитывающие, соответственно, плотность руды, угол наклона ванны классификатора и разжижение слива  $Q_{\text{баз}} = 74,4$  т/ч (из таблицы для диаметра спирали 3,0 м и крупности слива 0,8 мм); Для  $K_c$  –  $R_{\text{баз}}$  принято 0,86 при крупности слива 0,8 мм;  $R_T$  – 30 %, при этом  $R_T / R_{2,7}$  после интерполяции для  $R_{2,6}$  принято 1,6).

$$Q_{\text{сл}} = 74,4 \cdot 1 \cdot 1,0 \cdot 1,0 \cdot 1,33 = 98,9 \text{ т/ч}$$

Производительность по пескам:

$$Q_{\text{п}} = 5,45 \cdot m \cdot K_p \cdot K_\alpha \cdot D^3 \cdot n, \text{ где:}$$

$D$  – диаметр спирали, м;

$n$  – частота вращения спирали, мин<sup>-1</sup> (3,6).

$$Q_{\text{п}} = 5,45 \cdot 1 \cdot 1,0 \cdot 1,0 \cdot 27 \cdot 1,5 = 220,7 \text{ т/ч}$$

Требуемой производительности по сливу 220 т/ч соответствует установленный спиральный классификатор 1КСН-30 при угле наклона спирали 18

градусов. Производительность по пескам у него – 220,7 т/ч. В регламенте рекомендуется установка спирального классификатора 1КСН-30 на каждой ветке.

Таблице 14 – Технические характеристики классификатора 1КСН-30

Параметры	I стадия
Тип оборудования	1КСН-30
Количество, шт	1
Содержание твердого в питании, %	62
Содержание твердого в сливе, %	46-48
Массовая доля класса - 0,071 мм в сливе, %	43-48
Циркулирующая нагрузка, %	100
Параметры	I стадия

### 5.3.2 Выбор и расчет гидроциклонов

Требуемая производительность по питанию 893,23 м<sup>3</sup>/ч, крупность слива 70 % класса минус 0,071 мм. Определяем объемную производительность по питанию гидроциклона с учетом циркулирующих песков:

$$W = A D^2 \sqrt{p}, \text{ м}^3/\text{ч},$$

где: A=2290 для гидроциклона ГЦ- 500 при давлении на входе 0,1 МПа;

$$W = 181,0 \text{ м}^3/\text{ч}.$$

Определяем количество гидроциклонов:

$$n = 893,23 / 181,0 = 4,9 \text{ (5 гидроциклонов)}$$

Для получения слива ГЦР с массовой долей 68-72 % класса минус 0,071 мм следует на сливе классификатора установить пять гидроциклонов Cavex-500 фирмы Warman и пять резервных. С учетом уже установленного и находящегося в работе на данный момент оборудования на промплощадке, принимаем к установке шесть гидроциклонов ГЦ-500.

Определяем номинальную крупность частиц слива гидроциклона  $d_n$  (мкм) при песковой насадке 96 мм:

$$d_n = 15 \sqrt{D \cdot d_c \cdot \beta / [K_D \cdot d_n \sqrt{\rho} (p-1)]}, \text{ где:}$$

$D, d_c, d_n$  – диаметры гидроциклона, сливного и пескового патрубков, м;  
 $\beta$  – содержание твердого в питании ГЦР, 44,3 %;  $\rho$  – объемная плотность твердой фазы, 2,7 т/м<sup>3</sup>.

$$d_n = 15 \sqrt{0,5 \cdot 0,15 \cdot 44,3 / [1 \cdot 0,096 \cdot 0,316 \cdot 1,7]} = 120 \text{ мкм}$$

Определяем удельную производительность гидроциклона по пескам:

$$q_n = Q_n / (0,785 d_n^2)$$

$q_n = 7\,602 \text{ т}/(\text{ч} \cdot \text{м}^2)$ , что не превышает нормируемую удельную производительность гидроциклона  $5 \cdot 10^3 - 2,5 \cdot 10^4 \text{ т}/(\text{ч} \cdot \text{м}^2)$ .

При сравнении по массе и диаметре сливного патрубка, а также числа гидроциклонов, к установке принимаем 24 ГЦР-500: 12 рабочих и 12 запасных (резерв), этот вариант является наиболее выгодным.

ГЦР-500 справится с удельной нагрузкой по пескам и обеспечит номинальную крупность слива. Технические характеристики представлены в таблице 15.

Таблица 15 – Технические характеристики гидроциклона ГЦР-500 [18]

Параметры	ГЦР-500
1	2
Диаметр цилиндрической части, мм	500
Угол конуса	20
Размер питающего отверстия, мм	80x180
Производительность по питанию с содержанием твердого 40% при давлении 0,1 МПа, м <sup>3</sup> /час	180
Номинальная крупность слива, мкм	52-240
Диаметр сливного патрубка, мм	160
Давление на входе p, МПа	0,03-0,25
Набор песковых насадок диаметром, мм	48, 75, 96, 150,

Продолжение таблицы - Технические характеристики гидроциклона ГЦР-500

1	2
Габариты:	
• длина	900
• ширина	1000
• высота	2500
Масса гидроциклона, кг	600

#### 5.4 Выбор и расчёт оборудования для цеха флотации

Флотационное обогащение проводится на двух линиях производительностью 220 т/час по руде, каждая при крупности измельчения 72 % класса - 0,071 мм по схеме, предусматривающей основную флотацию, одну контрольную и одну перечистную операции.

Исходные данные для расчета узла флотации: удельный вес руды – 2,7 т/м<sup>3</sup>; коэффициент заполнения камеры – 0,85; часовая производительность по операциям на одной линии: основная флотация – 264 т/час; контрольная – 233,4 т/час; перечистная – 30,8 т/час. Массовая доля твердого в питании флотации: основная – 22,5 %; контрольная – 21,8 %; перечистная – 15 %. Минутный дебет пульпы по операциям составляет (м<sup>3</sup>/мин): основная 16,8; контрольная 15,4; перечистка - 2,9.

Для аппаратурного оформления процесса флотации выбраны флотомашин фирмы Outotec, обеспечивающие заданную производительность и технологические показатели. Для основной и контрольной флотаций рекомендованы пневмомеханические флотомашин Tank Cell-160 емкостью по 160 м<sup>3</sup>. Основная флотация производится в трех камерах, а контрольная в четырех камерах. Для перечистой операции три пневмомеханические флотомашин Tank Cell-10 с объемом камеры 10 м<sup>3</sup>. Рекомендуемое количество камер флотомашин на одну технологическую линию представлено в таблице 16.

Продолжительность операций флотации в лабораторных и промышленных условиях с учётом выбранных типов флотационных машин, приведено в таблице 17 [15].

Таблица 16 – Рекомендованное количество камер флотомашин

Наименование операции	Марка	Рекомендуемое количество камер, шт	Суммарная потребляемая мощность двигателя, кВт
Основная флотация	TankCell-160	3	480
Контрольная флотация	TankCell-160	4	640
Перечистка	TankCell-10	3	51
Итого для одного блока	TankCell-160	7	1120
	TankCell-10	3	51
			$\Sigma=1188$

Таблица 17 – Продолжительность операций в лабораторных и промышленных условиях

Наименование операций	Лабораторные условия	Промышленные условия
Основная флотация	10	24,4
Контрольная флотация	15	35,3
Перечистка	2	9,4

Для контактирования пульпы с реагентами необходимо предусмотреть установку контактного чана Октор 3000 ( $V=70 \text{ м}^3$ ), Рекомендуемые параметры флотации показаны в таблице 18.

Таблица 18 – Рекомендуемые параметры флотации

Наименования параметров	Значения параметров
Массовая доля класса -0,071 мм в питании флотации, %	70-74
Массовая доля твёрдого в питании, %	
Основная флотация	22-24
Контрольная флотация	20-24
Перечистка	20-22

В пневмомеханические машины подается сжатый воздух с давлением 50кПа. Расчетное потребляемое количество воздуха по операциям на один блок представлено в таблице 4.15. Подача воздуха обеспечивается тремя воздухоудувками (2+1резерв), техническая характеристика которых приведена в таблице 20.

Таблица 19 – Расчетное потребляемое количество воздуха

Операция	Расход воздуха $\text{м}^3/\text{мин}$
Основная сульфидная флотация	105,4
Контрольная флотация	140,5
Перечистная флотация	11,4
Итого	257,3

Таблица 20 – Техническая характеристика воздуходувок

Показатель	Значение
Производительность одной воздуходувки, Нм <sup>3</sup> /мин	323
Суммарное давление, кПа (маном,)	50
Мощность двигателя, кВт	400

### 5.5 Выбор и расчет оборудования для сгущения

Сгущение флотоконцентрата: скорость сгущения флотоконцентрата при расходе полиакриламида 40 г/т, определенная опытным путем составила 0,3 м/ч.

Расчет удельной площади сгущения ( $s$ ) проводился по формуле [16]:

$$s=(R-R_x)/V, \quad (37)$$

где  $R$  – отношение Ж:Т в исходной пульпе, м<sup>3</sup>/т;

$R_x$  – отношение Ж:Т в сгущенном продукте м<sup>3</sup>/т;

$V$  – скорость сгущения, м<sup>2</sup>/ч.

$$s = (2,33-0,66) / 0,3 = 5,56 \text{ м}^2\text{/ч.}$$

Расчет необходимой площади сгущения пульпы ( $S$ ) проводился по формуле:

$$S=s \cdot q/K, \quad (38)$$

где  $q$  – расход флотоконцентрата (22,0 т/ч),

$K$  – коэффициент нестабильной работы сгустителя, 0,8.

Таким образом, необходимая площадь сгущения составит:

$$S=5,56 \times 22,0 / 0,8 = 152,9 \text{ м}^2.$$

Производительность по сгущению флотоконцентрата составляет 22 м<sup>3</sup>/ч, к установке выбран один сгуститель Ц-18. Технологическая характеристика сгустителя представлена в таблице 21.

Таблица 21 – Техническая характеристика флотомашины [21]

Параметры	Ц-18
Диаметр чана, м	18
Глубина чана в центре, м	3,6
Номинальная площадь осаждения, м <sup>2</sup>	250
Потребляемая мощность привода скребков, кВт	4,0
Габариты, м	
• длина	20,0
• высота	10,0
Масса, т	
• с металлическим чаном	-
• без чана	20,0

Для сгущения хвостов флотации с выходом 418 т/час рекомендовано установить два высокоскоростных сгустителя GX-24. Технические характеристики представлены в таблице 22.

Таблица 22 – Технические характеристики сгустителя GX-24

Параметры	GX-24
Диаметр сгустителя, м	24
Глубина чана в центре, м	5,1
Площадь осаждение, м <sup>2</sup>	452
Период вращения скребкового механизма, об/мин	0,1
Объем чана, м <sup>3</sup>	2100
Производительность по твердому, т/ч	250-270

### 5.6 Выбор и расчет оборудования для фильтрации

По результатам сгущения флотоконцентрата на заданную производительность 18 т/час рекомендован быстродействующий фильтр-прессы фирмы Outotec [15].

По результатам определений на заданную производительность 18т/час рекомендован пресс-фильтр марки LAROX PF 60/96 M60 1 60, техническая характеристика которого представлена в таблице 23.

Таблица 23 – Техническая характеристика пресс-фильтр LAROX PF 60/96

Параметр	Значение
Тип фильтра	PF
Площадь фильтрации / возможность расширения, м <sup>2</sup>	60/96
Серия фильтра	M60
Конструкционный материал	1
Высота камеры, мм	60

Основное конструктивное отличие быстродействующих камерно-мембранных фильтр-прессов - применение фильтровального пакета из чередующихся камерных фильтровальных плит и фильтровальных плит с отжимными мембранами объединённых в секции. Закачка суспензии и выгрузка концентрата ведётся посекционно, что существенно сокращает время фильтровального цикла. Фильтр-прессы МБ позволяют производить отжим концентрата мембранами и продувку концентрата воздухом для извлечения остаточной жидкой фазы из концентрата.

Для затарки флотоконцентрата в мягкие контейнеры и временного хранения фасованного флотоконцентрата необходимо предусмотреть отдельное здание.

Концентрат из корпуса флотации ленточным конвейером по галерее подается в два бункера объемом по 9 м<sup>3</sup>. Для загрузки флотоконцентрата в бункеры на подающем конвейере установлен плужковый сбрасыватель. Из бункера концентрат в виде кека с влажностью 10 % грузят на автотранспорт, и перевозят на ПАГК АО «Покровский рудник» для дальнейшей переработки.

Ожидаемый вещественный состав флотационного концентрата представлен в таблицах 24 и 25 [15].

Таблица 24 – Химический состав флотоконцентрата

Компонент	Массовая доля, %	Компонент	Массовая доля, %
SiO <sub>2</sub>	26,2	As общ.	0,54
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	8,0	S общ.	31,5
TiO <sub>2</sub>	0,28	S окисл.	<0,2
CaO	0,42	Sb	0,005
MnO	0,04	Zn	0,10
K <sub>2</sub> O	1,20	Cu	0,06
P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	0,06	Pb	0,13
Fe общ.	29,7	Au, г/т	38,9
Fe сульф.	27,8	Ag, г/т	45,0

Таблица 25 – Минеральный состав концентрата флотации

Минералы, группы минералов	Массовая доля, %
Кварц, аморфный кремнезем	25,1
Полевые шпаты	16,0
Карбонаты	2,3
Хлорит, биотит, амфиболы, пироксены, тальк	2,6
Глинисто - гидрослюдые, серицит	6,0
Пирит	44,5
Пирротин	1,0
Халькопирит, борнит, ковеллин, халькозин	0,2
Антимонит	0,3
Арсенопирит	1,5
Сфалерит	0,1
Галенит	Редкие зерна
Блеклая руда	0,2
Магнетит	Редкие зерна
Гидроксиды, оксиды, сульфаты железа	0,2
Флюорит, апатит, монацит, барит, эпидот	Единичные зерна
Итого	100,0

## 6 ВЫБОР И РАСЧЕТ ВСПОМОГАТЕЛЬНОГО ОБОРУДОВАНИЯ

### 6.1 Выбор и расчет бункера

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

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

- при семидневной неделе подачи руды на обогатительную фабрику – не менее полуторасуточной ее производительности;

- при пятидневной неделе подачи руды на обогатительную фабрику и непрерывной работе корпуса обогащения – не менее трехсуточной 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.

Расчет бункера производится по формуле [19]:

$$V = L \times B \times H, \text{ м}^3, \quad (39)$$

где  $L$  – длина бункера, м;

$B$  – ширина бункера, м;

$H$  – высота бункера, м

$$m = 1,5 \times Q_{\text{сут}}, \quad (40)$$

где  $m$  - масса руды;

$$V = m / \rho, \text{ м}^3, \quad (41)$$

где  $\rho$  – плотность руды, т/м<sup>3</sup>;

$$m = 1,5 \times 5280 = 7920 \text{ т.}$$

$$V = 7920 / 1,8 = 4400 \text{ м}^3.$$

$$H = 4400 / 48 \times 6 = 6,6 \text{ м.}$$

Отсюда, принимаем  $L = 48 \text{ м}$ ,  $B = 6 \text{ м}$ ,  $H = 7 \text{ м}$  [16].

## 6.2 Выбор и расчет пластинчатого питателя

Пластинчатые питатели обеспечивают подачу как сыпучих, так и кусковых материалов. Такая подача осуществляется равномерно и регулируется в зависимости от требований технологического процесса.

Пластинчатые питатели представляют собой конструкцию, состоящую из сварной рамы на которой смонтированы валы, ролики, пластинчатое полотно, площадки обслуживания и бункер.

Исходный материал загружается в бункер питателя. В результате вращения звездочек ведущего вала, полотно пластин получает поступательное движение, перемещая находящийся на нем материал. Звездочки ведущего вала находятся в зацеплении с цепями, выполненными как одно целое с полотном пластин. Вращение на звездочки передается от электродвигателя через ременную передачу, редуктор, приводной вал питателя и зубчатую пару шестерен [7].

Рассчитываем производительность пластинчатого питателя  $Q$ , т/ч по формуле:

$$Q = B * h * v * \gamma_n * \varphi * 3600, \quad (42)$$

где  $B$  – ширина ленты, м;

$h$  – высота слоя материала на ленте, м;

$v$  – скорость движения ленты, м/с;

$\gamma_n$  – насыпная масса материала, т/м<sup>3</sup>

$\varphi$  – коэффициент заполнения ленты транспортируемым материалом, равный 0,75.

Определяем ширину ленты  $B$ , мм по формуле [19]:

$$B \geq 2d_{\max}, \quad (43)$$

где  $d_{\max}$  – максимальная крупность куска, мм.

$$B \geq 2 \cdot 750$$

$$B \geq 1500$$

Принимаем ширину ленты исходя из стандартных. Следовательно, выбираем ширину ленты равной 1200 мм.

$$Q = 3600 \cdot 1,5 \cdot 0,4 \cdot 0,056 \cdot 2,6 \cdot 0,75 = 235,87 \text{ т/ч}$$

Исходя из полученных данных, а также расстояния от аккумулирующего бункера до дробилки выбираем пластинчатый питатель 2-15-120 для стадии дробления и питатели 2-12-45 для стадии измельчения, их технические характеристики заносим в таблицу 26 [18].

Таблица 26 – Технические характеристики пластинчатых питателей

Параметры	2-12-45	2-12-120
Производительность, м <sup>3</sup> /ч	325	650
Скорость движения полотна, м/сек	0,15	0,32
Расстояние между осями барабанов, мм	4500	12000
Мощность двигателя, кВт	25	36
Масса, кг	20600	36675
Габаритные размеры	6230(7042)х4495х1592	13730(14542)х4495х1592

### 6.3 Выбор и расчет ленточных конвейеров

Ленточные конвейеры относятся к наиболее распространенным транспортирующим машинам непрерывного действия. Конвейеры классифицируются по следующим основным признакам: по назначению – общего назначения, подземные, карьерные; по типу приводных устройств – одного- и многоприводные; по конструктивному исполнению – стационарные, передвижные [18].

$$Q = F_0 \cdot V \cdot \rho \cdot k \cdot 3600, \quad (44)$$

где  $F_0$  – площадь поперечного сечения желоба,  $m^2$ ;

$V$  – скорость перемещения груза по ленте,  $m/c$ ;

$\rho$  – насыпная плотность груза,  $t/m^3$ ;

$k$  – коэффициент заполнения желоба,  $k=0,7-0,85$ .

$$Q = 3600 * 0,04 * 0,8 * 2,6 * 0,8 = 239,62 \text{ т/ч}$$

Исходя из полученных данных принимаем к установке ленточный конвейер с шириной ленты 1000 мм для транспортирования руды до цеха измельчения. Технические характеристики ленточного конвейера представлены в таблице 27 [18].

Таблица 27 – Технические характеристики ленточного конвейера

Параметры	Для измельчения
Ширина ленты, мм	1000
Длина конвейера, м	80
Высота подъема, м	9,4
Скорость ленты, м/сек	0,8
Мощность двигателя, кВт	18,5

## 7 ВСПОМОГАТЕЛЬНЫЕ СЛУЖБЫ

### 7.1 Реагентное хозяйство

На обогатительной фабрике предусматривается организация реагентного отделения. В реагентном отделении будет осуществляться приготовление растворов реагентов для отделения флотации (бутилового ксантогената, вспенивателя Т-92, медный купорос).

*Медный купорос* используется на операции флотации в виде 10 % водного раствора (100 г на 1 л). Приготовление раствора осуществляется в реагентном отделении в контактном чане. Полученный раствор химическим насосом подаётся в расходную ёмкость объёмом, откуда плунжерным насосом подается в процесс флотации. Рекомендуется приготовление раствора 1 раз в сутки.

#### *Бутиловый ксантогенат калия (БКК)*

Используется на операции флотации исходной руды. Концентрация БКК в приготавливаемом растворе составляет 100 г/л (10 %). Необходимое количество растворов 0,52 м<sup>3</sup>/сут. Приготовление раствора реагента целесообразно осуществлять 1 раз в сутки с использованием свежей или оборотной воды.

Приготовление раствора осуществляется в реагентном отделении в контактном чане. Полученный раствор химическим насосом подаётся в расходную ёмкость объёмом, откуда плунжерным насосом подается в процесс флотации.

*Вспениватель Т-92* не разводится и подаётся в процесс флотации дозаторами, расположенными непосредственно в точках подачи реагентов.

Для подачи реагентов предусмотрена система автоматического дозирования по количеству перерабатываемой руды.

Отделения приготовления реагентов должны быть оборудованы приточно-вытяжной и аварийной вентиляцией, сблокированной с газоанализаторами паров цианида. Для уменьшения выделения вредных

соединений в воздух отделений предусмотрены системы местных отсосов, оснащенных системой газоочистки воздуха перед выбросом в атмосферу.

Приготовление растворов будет осуществляться в следующей последовательности: растаривание, растворение, перевод раствора в расходную емкость и дозирование раствора в соответствующую точку технологии [12].

Техника безопасности при работе в реагентом отделении:

- работа в реагентном отделении разрешена только в спецодежде;
- работающие будут обеспечены индивидуальными средствами защиты - респираторы, защитные очки, резиновые перчатки;
- при работе с реагентами необходимо надеть халат или фартук без карманов;
- перед тем, как войти в отделение включать вентиляцию и выждать 20-30 мин, затем входить в помещение.

Для рабочих, занятых на приготовлении реагентов, будут предусмотрены отдельные бытовые помещения. Все оборудование установлено в изолированном помещении.

## **7.2 Опробование и контроль технологического процесса**

Контроль параметров технологического процесса будет вестись в соответствии с «Картой контроля технологического процесса».

Контроль технологического процесса переработки золотосодержащей руды на фабрике является двухуровневым и организуется руководителями и специалистами фабрики (главным инженером, начальником смены, производственным мастером и др.) – внутренний контроль, и отделом технического контроля (ОТК) предприятия – внешний контроль.

Целью внутреннего контроля является соблюдение режимных параметров технологического процесса. Целью внешнего контроля является надзор за соблюдением режимных параметров технологического процесса, а также учет движения сырья, промпродуктов и готовой продукции.

Правила и порядок ведения контроля технологического процесса предусматриваются положениями, инструкциями и методиками, разрабатываемыми и утверждаемыми в установленном порядке [10].

### **7.3 Электроснабжение**

Электроснабжение фабрики будет осуществляться от 6кВ подстанции «Пионер-2» 110/35/6, по кабельным линиям 6кВ. Линия уложится на кабельной эстакаде отрезками длиной до 600 м. Распределение электроэнергии по объектам фабрики будет производиться через три распределительных устройства 6кВ.

Основными потребителями на блоках являются синхронные электродвигатели МШЦ и ММС [15], дробильные комплексы, насосы, установленные на напряжение 6кВ.

Блочные потребители и общефабричные потребители на напряжение 0,4кВ будут питаться от трансформаторных подстанций, понижающий трансформатор типа ТМГ – 1000 – 6/0,4. Участок хвостового хозяйства будет питаться по двум линиям 6кВ.

### **7.4 Теплоснабжение**

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

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

Теплоноситель: для сооружений вахтового поселка – вода; для зданий обогатительной фабрики – вода; для сооружений промплощадки. Температурный график систем отопления – 95/70<sup>0</sup>С.

Для фабрики предусматривается надземная прокладка тепловых сетей по эстакадам и низким опорам и внутренняя прокладка по корпусам и галереям комплекса [16].

Трубопроводы систем отопления, теплоснабжения воздухонагревателей систем вентиляции и воздушно-тепловых завес зданий и сооружений

необходимо проложить открыто по стенам, по полу, с огибанием колонн, ворот, дверных проемов.

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

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

- трубы стальные водогазопроводные для систем отопления и теплоснабжения приточных установок до  $D_y=50$  мм (включительно);
- трубы стальные электросварные прямошовные для систем теплоснабжения приточных установок и отопления при диаметрах трубы более 50 мм.

### **7.5 Водоснабжение и канализация**

Водогрейная котельная фабрики:

- отопление фабрики: 3 котла «Vitomax»-суммарная производительность- 3,2 Мг. Температурный режим - 95/70 [15].
- горячее водоснабжение: 2 котла «Vitoplex»-производительность - 0,4 Мг.

Паровая котельная для технологических нужд в реагентное отделение, насосную сгустителей. Будут установлены 2 котла «Vitoplex»-100-LS-SXD Производительность - 0,9 т/ч. 0,58 Гкал/ч. Один в работе, один в резерве.

### **7.6 Ремонтно-механическая служба**

Технологический процесс на обогатительной фабрике зависит от устойчивой работы всего технологического и вспомогательного оборудования, которое будет установлено на фабрике и эксплуатируемого в условиях тяжелых механических нагрузок.

Поддержание устойчивой, непрерывной работы оборудования является главной задачей ремонтно-механической службы (РММ) фабрик. Для выполнения необходимого ремонта, снабжения сменными запасными частями создана материально-техническая база для ремонтных работ.

В составе фабрики предусмотрены: в корпусах ремонтно-монтажные площадки и пункты, подъемно-транспортное оборудование; маслостанции и

маслопроводы; как самостоятельные объекты ремонтно-механические мастерские общего и специализированного назначения: по ремонту узлов машин и других задач; кустовые ремонтно-механические мастерские, а также объекты вспомогательного складского хозяйства расходные склады для нужд реагентного хозяйства, специальные склады жидких реагентов, склады дробящих тел (шаров). Перечисленные выше объекты будут располагаться в непосредственной близости к фабрике и на ее территории, чтобы максимально упростить транспортные связи [15].

Ремонтно-монтажные площадки и ремонтные пункты (РП) будут расположены во всех производственных корпусах обогатительной фабрики. Они будут размещаться в пролетах цехов, и обслуживаются мостовым краном. На монтажную площадку предусматривается автоподъезд. Таким образом, тяжелое оборудование с внешних путей подается под кран.

Кроме работ по капитальному ремонту транспортных узлов и агрегатов, которые будут осуществляться в отделениях ремонтно-механической службе силами специализированных бригад ремонтной службы, осуществляться капитальный ремонт оборудования на местах его установки. В основу организации ремонта оборудования принята система планово-предупредительных работ [15].

### **7.7 Хвостовое хозяйство**

Хвостохранилище - место хранения хвостов, является частью хвостового хозяйства и включает в себя комплекс сооружений, необходимых для складирования отходов обогатительной фабрики – ограждающие дамбы, пульповоды, водосборные сооружения, насосные станции оборотного водоснабжения, сооружения водоподготовки и др. В хвостохранилище производится гидравлическая укладка хвостов, механическое осветление жидкой фазы пульпы, осветлённая вода направляется в оборот на обогатительную фабрику. Предварительное сгущение пульпы будет проводиться в следующих случаях: при большом разжижении пульпы ( $T : Ж > 1:6$  по массе),

числе пульпонасосных станций более двух, диаметрах пульповодов более 200 мм, средней крупности хвостов  $< 0,5$  мм [15].

Наиболее экономичной является площадка, расположенная ниже обогатительной фабрики и обеспечивающая самотечный сброс хвостов.

Хвостохранилище рекомендуется использовать для приёма пульпы, складирования хвостов и накопления осветлённой воды для оборотного водоснабжения.

В условиях сурового климата рекомендуется устройство аварийной секции хвостохранилища небольшой ёмкости на двухнедельный срок складирования хвостов, т. е. на срок, необходимый для ликвидации возможных аварий на сооружениях хвостового хозяйства.

В проекте хвостохранилища предусмотрено [16]:

- снабжение водой и электроэнергией;
- строительство подъездных путей к карьерам, гидроотвалу и сооружениям хвостохранилища (дамбы, пульповоды с аварийными ёмкостями, землесосные станции и т. д.).

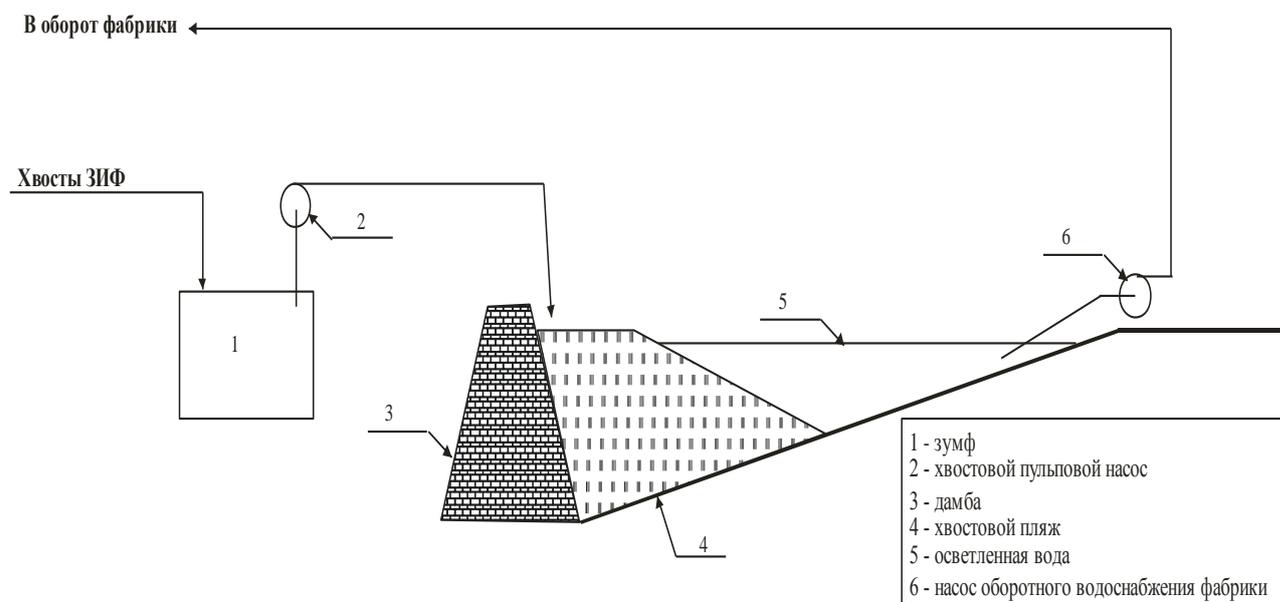


Рисунок 3 - Аппаратурная схема процесса складирования обезвреженных хвостов флотации в хвостохранилище наливного типа

## 8 БЕЗОПАСНОСТЬ И ЭКОЛОГИЧНОСТЬ ПРОЕКТА

При проектировании золотоизвлекательной фабрики «Пионер» нужно учесть, что на организм работающего человека могут воздействовать неблагоприятные производственные факторы, которые подразделяются на вредные производственные факторы, т.е. факторы, приводящие к заболеванию, либо усугубляющие уже имеющиеся заболевания и опасные производственные факторы, т.е. факторы, приводящие к травме, в том числе смертельной [16].

Обогатительная фабрика - это мощное механизированное предприятие с поточными процессами, оснащённое различными машинами и аппаратами.

В состав обогатительной фабрики входят следующие отделения:

- дробильное отделение;
- отделение измельчения;
- отделение обогащения;
- отделение сгущения;
- хвостовое хозяйство.

Основными вредными производственными факторами на проектируемой фабрике являются: шум, вибрация, слабая освещённость, пыль, вредные химические вещества (реагенты) [16].

### **8.1 Электробезопасность**

Электробезопасность — это система организационно-технических мероприятий (в т.ч. профилактических), и средств обеспечивающих защиту людей от вредного и опасного воздействия электрического тока, электрической дуги, электромагнитного поля и статического электричества.

Эксплуатация и ремонт электроустановок (электрооборудования, сетей электроснабжения) будет осуществляться в соответствии с действующими нормативными требованиями по безопасной эксплуатации электроустановок [31]:

- содержание электроустановок в работоспособном состоянии и их эксплуатацию в соответствии с требованиями нормативно-технических документов;

- своевременное и качественное проведение технического обслуживания, планово-предупредительного ремонта, испытаний, модернизации и реконструкции электроустановок и электрооборудования;

- подбор электротехнического и электротехнологического персонала, периодические медицинские осмотры работников, проведение инструктажей по безопасности труда, пожарной безопасности;

- обучение и проверку знаний электротехнического и электротехнологического персонала;

- надежность работы и безопасность эксплуатации электроустановок;

- охрану труда электротехнического и электротехнологического персонала;

- охрану окружающей среды при эксплуатации электроустановок;

Безопасность обслуживающего персонала будет обеспечиваться выполнением следующих мероприятий:

- соблюдение соответствующих расстояний до токоведущих частей или путем закрытия, ограждения токоведущих частей;

- применение блокировки аппаратов и ограждающих устройств для предотвращения ошибочных операций и доступа к токоведущим частям;

- применение предупреждающей сигнализации, надписей и плакатов;

- применение устройств для снижения напряженности электрических и магнитных полей до допустимых значений;

- использование средств защиты и приспособлений, в том числе для защиты от воздействия электрического и магнитного полей в электроустановках, в которых их напряженность превышает допустимые нормы [17].

## **8.2 Пожаробезопасность**

Проектирование ЗИФ осуществлялось в соответствии с ГОСТ "Пожарная безопасность" [26].

На фабрике пожарную охрану будут осуществлять объединенные и отдельные отряды. Будет проводиться работа по внедрению пожарно-профилактических мероприятий, контролирующих состояние пожарной безопасности и организации тушения возможных пожаров.

На территории фабрики будет устроен противопожарный водопровод, объединенный с хозяйственно-питьевым и производственным. В систему пожарно-производственного водопровода входят: водозаборные сооружения, насосные резервуары, водонапорные башни, наружная водонапорная сеть, проложенная на территории фабрики, и внутренняя сеть, проложенная в зданиях [9].

Основными системами пожарной безопасности являются системы предотвращения пожара и противопожарная защита, включая организационно-технические мероприятия.

Пожарная техника, предназначенная для защиты промышленных предприятий, классифицируется на следующие группы: пожарные машины, установки пожаротушения, средства пожарной и охранной сигнализации, огнетушители, пожарное оборудование, ручной инструмент и т.д.

В качестве первичных средств пожаротушения на обогатительной фабрике используют огнетушители: газовые углекислотные ОУ-2, ОУ-5, порошковые и специальные огнетушители ОУБ. Газовые огнетушители предназначены для тушения небольших очагов горения веществ, горение которых происходит без доступа воздуха. Порошковые огнетушители предназначены для тушения небольших очагов загорания щелочных металлов и других соединений [30].

Успех ликвидации пожара зависит, прежде всего, от быстроты оповещения о его начале. Поэтому фабрики, цеха, склады и административные помещения оборудованы пожарной сигнализацией. На предприятии используется электрическая и автоматическая пожарная сигнализация. Электрическая сигнализация состоит из вещателей, которые установлены на видных местах в производственных помещениях, а также и вне их, для того, чтобы возникший

вблизи пожар не мог препятствовать проходу к извещателю. В автоматической пожарной сигнализации используют датчики, реагирующие на повышение температуры до определенного уровня, на излучение открытого пламени, дым [26].

### **8.3 Охрана труда**

Охрана труда на обогатительных фабриках обеспечивается выполнением единых правил безопасности на предприятии [21].

Существующим законодательством установлен перечень заболеваний, наличие которых прием трудящихся на обогатительную фабрику не допускается. Рабочие обогатительных фабрик должны проходить медицинское освидетельствование не реже одного раза в год.

Обучение и инструктаж по технике безопасности. Перед допуском к работе вновь принятым производственникам, к самостоятельной работе допускаются после сдачи экзамена по технике безопасности членам комиссии.

Перемещение по фабрике. При перемещении по территории фабрики следует руководствоваться установленными знаками. Передвижение по фабрике допускается только по предусмотренным для этого проходам, лестницам и площадкам. Существующие нормы устанавливают ширину свободных проходов между оборудованием от 0,7-2,2 м в зависимости от интенсивности движения и от 0,6-1 м между ленточными конвейерами в зависимости от их ширины [21].

Ширина лестницы менее 0,6 м не допускается. Угол наклона постоянно эксплуатируемых лестниц должен быть не более 45, а редко посещаемые - не более 60. Через ленточные конвейеры, длина которых превышает 20, устанавливают переходные мостики.

Ограждения. Все обслуживаемые площадки, на высоте 0,3м, переходные мостики и лестницы снабжаются перилами высотой не менее 1м с сплошной зашивкой по низу перил на высоту 0,14 м, перилами снабжаются и проемы, зумпфы, колодцы и канавы. Все вращающиеся части оборудования должны иметь прочные и надежные ограждения, исключая возможность

травмирования рабочего персонала. Ограждения блокируются с пусковыми устройствами, чтобы не допустить пуск в работу оборудования при снятом ограждении [21]. Все проходы должны быть хорошо освещены [25].

Пуск механизмов работы. Перед пуском в работу оборудования подается звуковой сигнал продолжительностью 10 с, затем не менее чем 30с. Одновременно о пуске механизмов сообщается через громкоговорящую связь. Для аварийной остановки механизма на рабочих местах устанавливаются аварийные кнопки «стоп».

Обслуживание оборудования. При обслуживании оборудования необходимо соблюдать следующие общие правила:

- не работать на неисправном оборудовании и с неисправным инструментом, при снятых или неисправных ограждениях;
- не проводить на ходу ремонт, смазку и регулировку оборудования, чистку его от материала и посторонних предметов;
- не заходить за ограждения работающего оборудования;
- перед подачей сигнала о готовности оборудования к работе убедиться в отсутствии опасности для других работающих, пользоваться только установленными для данной профессии спецодеждой, спецобувью и индивидуальными средствами защиты;
- содержать в чистоте рабочее место и не загромождать его посторонними предметами;
- при ненормальной работе оборудования- повышенный шум, вибрации, появление дыма или огня из электродвигателя и пусковых устройств немедленно остановить его и сообщить мастеру [20].

Также, при проектировании ЗИФ решены вопросы защиты работающих от загрязнения воздуха рабочей зоны [24], шума и вибрации решены в соответствии с нормативными документами [23].

#### **8.4 Охрана окружающей среды**

Раздел по охране окружающей среды разработан исходя из со-временных экологических требований [32].

При разработке месторождения «Пионер» на ОФ происходит значительное техногенное изменение природной среды. Наряду с загрязнением компонентов природной среды происходит антропогенное воздействие и на прилегающие объекты. Загрязнения примеси накапливаются в почвах, от-валах, хвостах, атмосфере, гидросфере, организмах [29].

Для уменьшения техногенного воздействия проектируемого предприятия на окружающую среду в проекте предусмотрены следующие мероприятия:

- обезвреживание сливных растворов шламохранилища;
- исключение фильтрации шламохранилища за счет экрана из полиэтиленовой пленки;
- использование водооборота в технологической схеме золотоизвлекательной фабрики;
- очистка газов вентиляционных систем и возврат растворов в технологический процесс [29];
- рекультивация нарушенных земель [27].

#### 8.4.1 Охрана атмосферного воздуха

Основой регулирования качества атмосферного воздуха являются предельно-допустимые концентрации (ПДК) загрязняющих веществ в воздухе рабочей зоны и населенных мест химических, биологических веществ, соблюдение которых обеспечивает отсутствие прямого или косвенного влияния на здоровье человека.

Наблюдение за выбросами загрязняющих веществ в атмосферу на промплощадках, рабочих местах и площадках согласно проекту осуществляется на основе контроля работы оборудования, бульдозерной техники, автотранспорта в зависимости от количества сжигаемого топлива [29].

Очистка загрязненного воздуха перед выбросом его в атмосферу осуществляется в аппаратах циклонного типа. На выходе из циклона содержание пыли составляет 1,0 мг/м<sup>3</sup>, что ниже ПДК.

#### 8.4.2 Охрана водного бассейна

Добыча и переработка полезных ископаемых осуществляется в соответствии с Водным кодексом РФ. Использование водных объектов возможно только на основании установленных лимитов на водопользование (водопотребление, водоотведение).

Контроль сточных и фильтрационных вод на содержание взвешенных веществ, нефтепродуктов, тяжелых металлов, токсичных элементов и других параметров, в выпусках, местах водозабора, в фоновых и контрольных растворах осуществляется по «Плану-графика контроля сбросов, выбросов ВХВ и состояния окружающей среда», утвержденному КПП по Амурской области, согласованному с территориальным органом санэпиднадзора. Выполнение анализов контрольных проб осуществляется сторонними организациями, а также собственной лабораторией, прошедшей соответствующую аттестацию.

Воздействия промышленных объектов рудника Пионер на водную среду – поверхностные и подземные воды, оцениваются как допустимый, соответствующий установленным нормам ПДК.

Проектная схема включает в себя систему полного оборотного водоснабжения основного технологического объекта – золотоизвлекательной фабрики. Этот объект имеет наиболее загрязненные сточные воды и их полное использование в качестве оборотных вод позволяет свети до минимума техногенное воздействие золотодобычи на природные воды района. Сброс сточных вод из фабричного хвостохранилища отсутствует [22].

Использование в проекте схемы складирования хвостов гидрометаллургического передела в гидроизолированном шламохранилище осветленного слива позволило сократить – расход применяемых химических реагентов и, в конечном итоге, снизить количество солей, поступающих в окружающую среду.

#### 8.4.3 Охрана земель

Рекультивация земель, занятых хвостохранилищем, предусматривает приведение их в состояние, пригодное для дальнейшего использования. Перед

укладкой складываемого материала в хвостохранилище снимают плодородный слой почвы и слой потенциально плодородного грунта с поверхности участка, отводимого под хвостохранилище, и перемещают его во временные отвалы. В дальнейшем при рекультивации он будет использован. Перед рекультивацией хвостохранилище обезвоживают.

Рекультивация хвостохранилища состоит из двух этапов: технического (горно-технического) и биологического [27].

Технический этап рекультивации заключается в разравнивании выступающих частей дамб обваловывания и формирования рекультивационного слоя. Поверхность хвостохранилища из-за содержания токсических соединений вначале экранируют слоем потенциально плодородного грунта мощностью 1 - 1,5 метра, а затем сверху экрана наносят плодородный слой почвы толщиной 0,3 - 0,5 метра [28].

Биологический этап предусматривает мероприятия по восстановлению (приобретению) плодородия отходов обогащения, осуществляемые после технической рекультивации. Заключаются в засевании поверхности хвостохранилища многолетними травами. За посеянными травами необходимо проводить наблюдение и осуществлять ежегодную подкормку в течение трёх лет комплексным удобрением.

В результате проведения рекультивации будет образована плотная дернина, сформируется устойчивый растительный покров на искусственном субстрате, который будет препятствовать развитию эрозийных процессов [27].

Главными элементами направления экологического мониторинга, отслеживающего воздействие предприятия на окружающую среду являются [33]:

- 1) поверхностные и грунтовые воды, в том числе взвеси и донные отложения природных водотоков и водоемов;
- 2) почва, ее химический и радионуклиновый состав;
- 3) прилегающие сельскохозяйственные угодья, растительный покров;
- 4) среда обитания и состояние животных, птиц, насекомых, планктона, рыб.
- 5) атмосферный воздух, в том числе атмосферные осадки [28].

## 9 СПЕЦИАЛЬНАЯ ЧАСТЬ «ОСОБЕННОСТИ ТЕХНОЛОГИИ ФЛОТАЦИОННОГО ОБОГАЩЕНИЯ»

Основным методом обогащения минерального сырья сложного вещественного состава является флотация. С ее помощью ежегодно обогащают до 2 млрд. т. полезных ископаемых. Вовлечение в переработку все более бедных и труднообогатимых руд приводит к необходимости значительно увеличивать производительность обогатительных фабрик, которая сейчас уже достигает 100 тыс. т руды в сутки, использовать оборудование высокой единичной мощности, совершенствовать технологический процесс.

Конструирование флотационных машин идет сегодня по пути применения большеобъемных камер, обеспечивающих снижение капитальных и эксплуатационных затрат. Тенденция их использования особенно усилилась с 90-х годов прошлого столетия, и к настоящему времени вместимость камер возросла до 300—500 м<sup>3</sup>.

Наряду с созданием большеобъемных машин разрабатывают новые способы и устройства аэрирования пульпы, а также создают оптимальные гидродинамические условия для процессов минерализации пузырьков и выделения из пульпы образовавшихся флотационных комплексов в камерах меньшего размера. Гидродинамический режим и структура потоков во флотомашине зависят от способов подачи воздуха в пульпу и диспергирования газовых пузырьков, формы камеры и наличия различных внутри-камерных направляющих перегородок [13].

Многогранность технологических требований осложняет задачу создания надежной конструкции машины для эффективной флотации различного минерального сырья на разных стадиях передела.

Камерам механических и пневмомеханических флотационных машин придаётся форма, наиболее оптимальная с гидродинамической точки зрения. Для этого большинство флотационных машин имеет скошенные внизу боковые

стенки, что исключает накапливание твёрдых частиц в углах и облегчает перемещение частиц у дна от стенок к импеллеру.

## 9.1 Механические флотационные машины

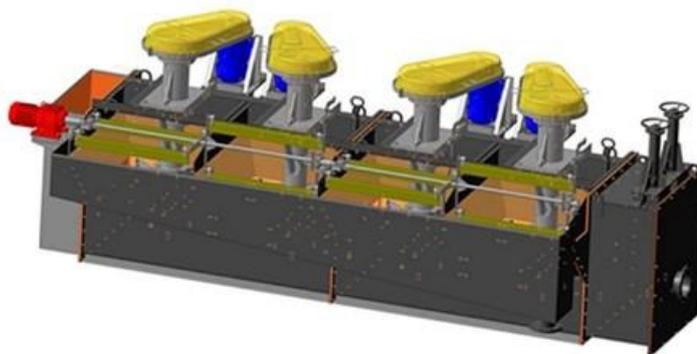


Рисунок 4 - Механические флотационные машины

Механические флотационные машины широко применяют для флотации пульпы обычной крупности (максимальная крупность до 1 мм при содержании класса - 74 мкм не менее 50%) при развитых схемах флотации, требующих регулирования уровня пульпы на малом числе камер и при необходимости подсосов промежуточных продуктов. Применение механических машин позволяет не создавать на фабрике воздуходувное хозяйство. При обогащении полиметаллических руд, со сложными схемами переработки обычно используются механические машины, которые обеспечивают транспортировку промпродуктов без установки дополнительных насосов [8].

Таблица 28 - Характеристики пневмомеханических флотационных машин

Наименование основного параметра или размера	ФПМ-1,2С	ФПМ-1,6С	ФПМ-3,2С	ФПМ-3,5С	ФПМ-6,3С	ФПМ-8,5С	ФПМ-12,5С	ФПМ-16С	ФПМ-25С	ФПМ-40С
1. Вместимость камеры, м <sup>3</sup>	1,2	1,6	3,2	3,5	6,3	8,5	12,5	16	25	40
2. Пропускная способность, м <sup>3</sup> мин <sup>-1</sup> , не менее	2-2,5	2,8-3,4	5,5-6,8	6,0-7,2	10-12	7,5-11	9-18	9-22	10-30	20-35
3. Содержание в исходном питании классов крупностью частиц менее 0,074 мм, %, более	50	50	50	50	50	50	50	50	50	50
4. Мощность электродвигателя привода импеллера, кВт, не более	5,5	7,5	7,5	7,5	18,5	30	37	45	55	55
5. Удельный расход воздуха, м <sup>3</sup> мин <sup>-1</sup> м <sup>2</sup> , не менее	0,8	0,8	0,8	0,8	0,9	0,9	0,9	0,9	0,9	0,9
6. Число камер в прямооточной нитке не более, шт.	8	8	8	8	8	6	6	4	4	3

## 9.2 Пневмомеханические флотационные машины

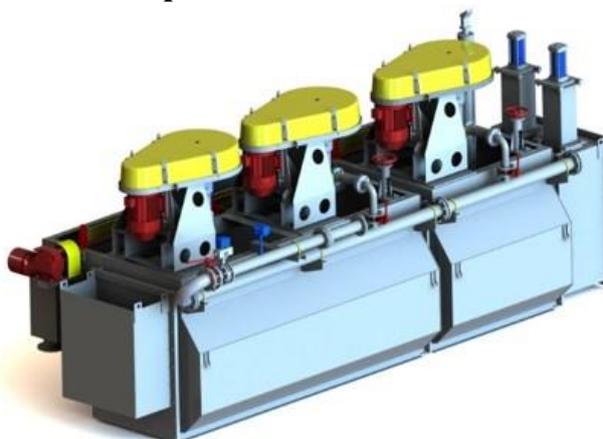


Рисунок 5 - Пневмомеханические флотационные машины

Пневмомеханические флотационные машины используются в простых схемах флотации, при крупности перерабатываемого материала не менее 40% класса минус 0,074 мм с максимальной крупностью зерен до 1 мм. Все пневмомеханические флотационные машины — прямоточные, характеризуются высокой пропускной способностью, более простой конструкцией, удобны в эксплуатации, так как в них легко заменяются и меньше изнашиваются блоки импеллера и проще регулируется расход потребляемого воздуха, особенно в основной и контрольной флотации. Поэтому прямоточные машины имеют доминирующее значение в этих операциях при обогащении руд всех типов.

Таблица 29 - Характеристики пневмомеханических флотационных машин

Наименование основного параметра или размера	ФПМ-1,2С	ФПМ-1,6С	ФПМ-3,2С	ФПМ-3,5С	ФПМ-6,3С	ФПМ-8,5С	ФПМ-12,5С	ФПМ-16С	ФПМ-25С	ФПМ-40С
1. Вместимость камеры, м <sup>3</sup>	1,2	1,6	3,2	3,5	6,3	8,5	12,5	16	25	40
2. Пропускная способность, м <sup>3</sup> мин <sup>-1</sup> , не менее	2-2,5	2,8-3,4	5,5-6,8	6,0-7,2	10-12	7,5-11	9-18	9-22	10-30	20-35
3. Содержание в исходном питании классов крупностью частиц менее 0,074 мм, %, более	50	50	50	50	50	50	50	50	50	50
4. Мощность электродвигателя привода импеллера, кВт, не более	5,5	7,5	7,5	7,5	18,5	30	37	45	55	55
5. Удельный расход воздуха, м <sup>3</sup> мин <sup>-1</sup> м <sup>2</sup> , не менее	0,8	0,8	0,8	0,8	0,9	0,9	0,9	0,9	0,9	0,9
6. Число камер в прямоточной нитке не более, шт.	8	8	8	8	8	6	6	4	4	3

### 9.3 Пневмомеханические флотационные машины чанового типа



Рисунок 6 - Пневмомеханические флотационные машины чанового типа

Пневмомеханические флотационные машины чанового типа используются в различных схемах флотации, при крупности перерабатываемого материала не менее 40% класса минус 0,074 мм с максимальной крупностью зерен до 1 мм. Все пневмомеханические флотационные машины, характеризуются высокой пропускной способностью, более простой конструкцией, удобны в эксплуатации, так как в них легко заменяются и меньше изнашиваются блоки импеллера и проще регулируется расход потребляемого воздуха. Основными преимуществами флотационных машин чанового типа является увеличение скорости пеносяема и регулирование размеров камеры с целью оптимизации времени пребывания пульпы в камере [8].

Таблица 30 - Характеристики пневмомеханических флотационных машин чанового типа

Наименование основного параметра или размера	ФПМ-16СЧ	ФПМ-20СЧ	ФПМ-30СЧ	ФПМ-40СЧ	ФПМ-45СЧ	ФПМ-50СЧ	ФПМ-70СЧ	ФПМ-100СЧ	ФПМ-130СЧ
1. Вместимость камеры, м <sup>3</sup>	16	25	30	40	45	50	70	100	130
2. Пропускная способность, м <sup>3</sup> ·мин <sup>-1</sup> , не менее	9-22	10-30	15-32	20-35	20-35	25-45	30-55	75-120	90-140
3. Содержание в исходном питании классов крупностью частиц менее 0,074 мм, %, более	50	50	50	50	50	50	50	50	50
4. Мощность электродвигателя привода импеллера, кВт, не более	45	55	55	55	55	75	75	132	132
5. Удельный расход воздуха, м <sup>3</sup> ·мин <sup>-1</sup> ·м <sup>2</sup> , не менее	0,9	0,9	0,9	0,9	0,9	0,9	0,9	0,9	0,9
6. Число камер в прямоточной нитке не более, шт.	4	4	4	3	3	3	2	2	2

#### **9.4 Вывод по разделу**

По способу аэрации пульпы флотационные машины делят на механические, пневмомеханические, пневматические и с понижением давления. Последние применяют редко, и обогатительные фабрики во всем мире оснащены в основном механическими и пневмомеханическими машинами.

Все виды флотомашин имеют свои преимущества и недостатки, поэтому нельзя сказать какой вид самый эффективный. При их выборе для оснащения обогатительных фабрик исходят, главным образом, из свойств руды, возможности получения максимальных технологических показателей, минимальных энергетических затрат, простоты регулировки и эксплуатации.

## 10 ЭКОНОМИЧЕСКАЯ ЧАСТЬ

### 10.1 Режим работы, графики сменности, баланс рабочего времени

Режим работы – это продолжительность рабочих процессов в сочетании с временем труда и отдыха работающих. Его характеризуют: время работы предприятия в течение года и недели, число рабочих смен в сутки, длительность смен, распределение по дням и сменам отдельных работ, а также наличие и длительность перерывов между сменами. Годовой (суточный) режим может быть, как прерывным, так и непрерывным. При непрерывном годовом режиме горное предприятие работает все дни недели, кроме праздничных. Если суточный режим принят непрерывным, то между сменами не предусматриваются перерывы.

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:

$$T_{\text{раб}} = T_{\text{кал}} - T_{\text{рем}} \quad (45)$$

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

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

$$T_{\text{раб}} = 365 - 20 = 345 \text{ дней}$$

В сочетании с режимом работы предприятия, обслуживание обогатительной фабрики осуществляется по графику сменности, разработанным администрацией, пример графика сменности приведен в таблице 31 [18].



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

$T_{\text{пер}}$  – время планируемых перерывов, дней;

$N_{\text{т}}$  – техническая норма производительности одного ведущего агрегата в сутки по сырью в натуральном выражении, т.

$$M_c = 1 * (365 - 20) * 10435 = 3600000 \text{ т/год}$$

Производственная мощность по концентрату определяется как

$$M_k = A (T_{\text{кал}} - T_{\text{пер}}) N_{\text{т}} \frac{\alpha \cdot \varepsilon}{\beta \cdot 100} \quad (47)$$

где  $\alpha$  – содержание металла в исходном сырье, %;

$\beta$  – содержание металла в концентрате, %;

$\varepsilon$  – извлечение металла в концентрат, %.

$$M_k = 3600000 * 194,48 / 28,9 * 100 = 242\,258,8 \text{ т/год}$$

Показателями использования производственной мощности являются:

- Коэффициент экстенсивности:  $K_{\text{э}} = T_{\text{раб}} / T_{\text{кал}} = 345 / 365 = 0,94$ ;
- Коэффициент интенсивности:  $K_{\text{и}} = N_{\text{тр}} / (N_{\text{т}} * A) = 10435 / 10560 = 0,988$ ;
- Интегральный коэффициент:  $K_{\text{ин}} = K_{\text{э}} * K_{\text{и}} = 0,94 * 0,988 = 0,93$ .
- Производственная программа (по сырью  $ПП_c$  и по концентрату  $ПП_k$ ) или план производства обогатительной фабрики – это задание на получение продуктов обогащения соответствующего качества [18].

$$ПП_c = M_c * K_{\text{ин}} \quad (48)$$

$$ПП_c = 3600000 * 0,93 = 3\,348\,000 \text{ т/год}$$

$$ПП_k = 242\,258,8 * 0,93 = 225\,300,7 \text{ т/год}$$

Товарная продукция рассчитывается по ценам предприятия на продукцию:

$$ТП = \sum_{n=1}^n ПП_k \cdot Ц \quad (49)$$

где  $ПП_k$  – выпуск продукции (количество концентрата), г;

$Ц$  – цена 1 т концентрата на 10.02.2019 года, руб.;

$n$  – количество видов концентратов.

$$ТП = 6\,759\,021\,000,0 \text{ рублей}$$

### 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 [14]:

$$Ч_{яв} = Н_{чис} \cdot А \cdot С, \text{ чел} \quad (50)$$

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

$Н_{чис}$  – норматив численности или количество человек в смену, необходимых для обслуживания 1 агрегата, чел;

$А$  – количество обслуживаемых агрегатов, шт;

$С$  – количество рабочих смен (для непрерывного режима работы  $С=4$ ).

$$Ч_{яв} = 0,12 * 4 * 4 = 1,92 \text{ чел.}$$

Списочный состав рабочих определяется по формуле:

$$Ч_{сп} = Ч_{яв} \cdot Т_{кал} / Т_{эф}, \text{ чел} \quad (51)$$

где  $Т_{эф}$  – эффективный фонд рабочего времени

Результаты расчета списочного состава рабочих заносятся в таблицу 33.

Таблица 33 - Расчет списочного состава рабочих фабрики

Профессия	Норматив численности, чел	Количество агрегатов, шт	Количество смен, шт	Явочная численность, чел	Списочная численность, чел
Дробильщик	0,3	1	4	2,0	4
Бункеровщик	0,3	1	4	2,0	4
Машинист питателя ДКД	0,33	1	4	2,0	4
Машинист конвейера ДКД	0,57	1	4	3,0	4
Машинист крана	0,22	1	4	1,0	4
Машинист питателя	0,51	2	4	4,0	8
Машинист мельницы	0,23	6	4	6,0	8
Машинист насосных установок	0,11	7	4	3,0	4
Флотатор	0,12	26	4	13,0	16
Аппаратчик сгустителя	0,11	3	4	2,0	4
Аппаратчик пресс-фильтра	0,13	1	4	1,0	4
Растворщик реагентов	0,16	2	2	1,0	4
Машинист компрессорной	0,12	5	4	1,0	4
Пульт управл. Фабрикой	1,00	1	4	4,0	4
Всего по профессии				45,0	76
Вспомогательных рабочих 40 %				18,0	31
ИТОГО:				63,0	107

#### 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 [14]:

$$P_T = \frac{ВП}{Ч_{сп}} / T_{кал}, T / \text{чел.см} \quad (52)$$

где ВП – выпуск продукции, т;

ТП – товарная продукция, руб;

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

$$П_T = 242\,258,8 / 107 / 365 = 3,4 \text{ т/чел.см.}$$

При стоимостном методе определяют объем валовой или товарной продукции на одного человека:

$$П_T = ТП / Ч_{сп}, \text{ руб/год/чел} \quad (53)$$

$$П_T = 6759021000 / 107 = 63168420,6 \text{ руб/год/чел.}$$

### **10.5 Заработная плата**

Существуют следующие виды заработной платы: индивидуальная, коллективная и ее подвиды: повременная и сдельная.

Повременная форма оплаты подразделяется на простую повременную и повременно-премиальную. Сдельная – на прямую сдельную, сдельно-премиальную, аккордную и косвенно-сдельную [14].

Зарплата руководящих ИТР и служащих на горно-обогатительном комбинате устанавливается в соответствии с месячными должностными окладами, с учетом категории участка, цеха, предприятия.

В основу организации и планирования зарплаты рабочих положена тарифная система, устанавливающая меру оплаты труда. Составными частями тарифной системы оплаты являются тарифно-квалификационные справочники, тарифные сетки и районные коэффициенты к ним.

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

Фонд основной заработной платы включает прямую заработную плату за фактически отработанное время по сдельным расценкам, тарифным ставкам, а

также доплаты: по сдельно-прогрессивной системе, районным коэффициентам, за работу в ночное время, праздничные дни, премии рабочим и др.

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

Данные расчета фонда основной и дополнительной оплаты рабочих сводятся в таблицу 28.

Порядок расчета следующий:

1. По тарифу за месяц, рублей [18]:

$$З_{\text{тм}} = З_{\text{тд}} * T * T_{\text{дн}} \quad (54)$$

где  $Z_{\text{тд}}$  – дневная тарифная ставка рабочего соответствующего разряда;

$T$  – количество часов в смену, ч;

$T_{\text{дн}}$  – количество отработанных дней за месяц, дней.

$$Z_{\text{тм}} = 63,4 * 11 * 15 = 10461,0 \text{ руб}$$

2. Доплата за работу в ночное время, рублей

$$D_1 = Z_{\text{тд}} * d_{\text{п}} * T * T_{\text{дн}} \quad (55)$$

где  $d_{\text{п}}$  – размер премии, %.

$$D_1 = 63,4 * 0,4 * 7 * 15 = 2662,8 \text{ руб.}$$

3. Доплата за вредные условия труда, рублей

$$D_2 = Z_{\text{тд}} * d_{\text{в}} * T * T_{\text{дн}} \quad (56)$$

где  $d_{\text{в}}$  – размер доплаты, %.

$$D_2 = 63,4 * 0,08 * 11 * 15 = 836,88 \text{ руб.}$$

4. Премии по положению о премировании на предприятии, рублей

$$\Pi = (З_{\text{тм}} + Д_1 + Д_2) * d_{\Pi} \quad (57)$$

$$\Pi = (10461,0+2662,8+836,88) * 0,4 = 5584,272 \text{ руб.}$$

5. Районный коэффициент, рублей

$$З_p = (З_{\text{тм}} + Д_1 + Д_2 + \Pi) * K_p \quad (58)$$

где  $K_p$  – районный коэффициент, %.

$$З_p = (10461,0+2662,8+836,88+5584,272) * 0,5 = 9772,48 \text{ руб.}$$

6. Дальневосточная надбавка, рублей

$$ДВ = (З_{\text{тм}} + Д_1 + Д_2 + \Pi) * K_{\text{дн}} \quad (59)$$

где  $K_{\text{дн}}$  – дальневосточная надбавка, % [18].

$$ДВ = (10461,0+2662,8+836,88+5584,272) * 0,3 = 5863,48 \text{ руб}$$

7. Оплата вахтовых, рублей

$$Д_3 = T_{\text{дн}} * 350 \quad (60)$$

$$Д_3 = 350 * 15 = 5250 \text{ руб.}$$

8. Месячный фонд оплаты труда на одного рабочего, рублей

$$З_{\text{общ}} = З_{\text{тм}} + Д_1 + Д_2 + \Pi + З_p + ДВ + Д_3 \quad (61)$$

$$З_{\text{общ}} = 10461,0 + 2662,8 + 836,88 + 5584,272 + 9772,48 + 5863,48 + 5250 = 40430,91 \text{ руб.}$$

9. Отпуск, рублей

$$D_o = Z_{\text{общ}}/T_{\text{дн}} * 29,4 \quad (62)$$

$$D_o = 40430,91/29,4 * 4 = 5720,84 \text{ руб.}$$

10. Доплата за работу в праздничные дни, рублей

$$D_4 = Z_{\text{дн}} * T * T_{\text{дн}} * 2 \quad (63)$$

$$D_4 = 63,4 * 11 * 1 * 2 = 1617,97 \text{ руб.}$$

11. Общий фонд заработной платы, рублей

$$Z = (Z_{\text{общ}} + D_o + D_4) * n \quad (64)$$

где n – количество рабочих, чел [14].

$$Z = (40430,1 + 5720,84 + 2265,15) * 2 = 94568,65 \text{ руб.}$$

Таблица 34 – Расчет фонда основной и дополнительной оплаты рабочих

Должность, разряд	Тарифная ставка, руб.	Оклад, руб.	Ночная смена, 40%, руб.	Доплата за вредные условия труда, 8%, руб.	Премия на одного рабочего, 40%, руб.	Районный коэф-т, 50%, руб.	Дальневосточный коэф-т, 30%, руб.	Оплата вахтовых	Месячный фонд оплаты труда на 1 чел, руб.	Отпуск за месяц, руб.	Количество рабочих, чел.	Работа в праздничные дни, руб.	Общий фонд заработной платы, руб.	Среднемесячная на 1 раб/год, руб.
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15
Дробильщик 6 р.	63,4	10461		836,88	4519,152	7908,516	4745,1096	5250	33720,6576	4771,358354	2	1617,968	80219,96791	40109,98395
Дробильщик 6 р.	63,4	10461	2662,8	836,88	5584,272	9772,476	5863,4856	5250	40430,9136	5720,836754	2	1617,968	95539,43671	47769,71835
Машинист конвейера 5 р.	58,3	9619,5		769,56	4155,624	7272,342	4363,4052	5250	31430,4312	4447,299109	2	1487,816	74731,09262	37365,54631
Машинист конвейера 5 р.	58,3	9619,5	2448,6	769,56	5135,064	8986,362	5391,8172	5250	37600,9032	5320,399909	2	1487,816	88818,23822	44409,11911
Машинист питателя ДКД 4 р.	48,1	7936,5		634,92	3428,568	5999,994	3599,9964	5250	26849,9784	3799,180617	2	1227,512	63753,34203	31876,67102
Машинист питателя ДКД 4 р.	48,1	7936,5	2020,2	634,92	4236,648	7414,134	4448,4804	5250	31940,8824	4519,526217	2	1227,512	75375,84123	37687,92062
Бункеровщик 3 р.	43,5	7177,5		574,2	3100,68	5426,19	3255,714	5250	24784,284	3506,891886	2	1110,12	58802,59177	29401,29589
Бункеровщик 3 р.	43,5	7177,5	1827	574,2	3831,48	6705,09	4023,054	5250	29388,324	4158,347886	2	1110,12	69313,58377	34656,79189
Машинист мельниц 6 р.	63,4	10461		836,88	4519,152	7908,516	4745,1096	5250	33720,6576	4771,358354	2	1617,968	80219,96791	40109,98395
Машинист мельниц 6 р.	63,4	10461	2662,8	836,88	5584,272	9772,476	5863,4856	5250	40430,9136	5720,836754	2	1617,968	95539,43671	47769,71835
Машинист мельниц 5 р.	58,3	9619,5		769,56	4155,624	7272,342	4363,4052	5250	31430,4312	4447,299109	2	1487,816	74731,09262	37365,54631
Машинист мельниц 5 р.	58,3	9619,5	2448,6	769,56	5135,064	8986,362	5391,8172	5250	37600,9032	5320,399909	2	1487,816	88818,23822	44409,11911
Машинист питателя 4 р.	48,1	7936,5		634,92	3428,568	5999,994	3599,9964	5250	26849,9784	3799,180617	4	1227,512	127506,6841	63753,34203

Продолжение таблицы 34 - Расчет фонда основной и дополнительной оплаты рабочих

1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15
Машинист питателя 4 р.	48,1	7936,5	2020,2	634,92	4236,648	7414,134	4448,4804	5250	31940,8824	4519,526217	4	1227,512	150751,6825	75375,84123
Машинист насосных установок 4 р	48,1	7177,5		574,2	3100,68	5426,19	3255,714	5250	24784,284	3506,891886	2	1227,512	59037,37577	29518,68789
Машинист насосных установок 4 р	48,1	7936,5	2020,2	634,92	4236,648	7414,134	4023,054	5250	31515,456	4459,329829	2	1227,512	74404,59566	37202,29783
Флотатор 6 р.	63,4	10461		836,88	4519,152	7908,516	4745,1096	5250	33720,6576	4771,358354	1	1617,968	40109,98395	20054,99198
Флотатор 6 р.	63,4	10461	2662,8	836,88	5584,272	9772,476	5863,4856	5250	40430,9136	5720,836754	1	1617,968	47769,71835	23884,85918
Флотатор 5 р.	58,3	9619,5		769,56	4155,624	7272,342	4363,4052	5250	31430,4312	4447,299109	2	1487,816	74731,09262	37365,54631
Флотатор 5 р.	58,3	9619,5	2448,6	769,56	5135,064	8986,362	5391,8172	5250	37600,9032	5320,399909	2	1487,816	88818,23822	44409,11911
Флотатор 4 р.	48,1	7936,5		634,92	3428,568	5999,994	3599,9964	5250	26849,9784	3799,180617	3	1227,512	95630,01305	47815,00653
Флотатор 4 р.	48,1	7936,5	2020,2	634,92	4236,648	7414,134	4448,4804	5250	31940,8824	4519,526217	3	1227,512	113063,7619	56531,88093
Флотатор 3 р.	43,5	7177,5		574,2	3100,68	5426,19	3255,714	5250	24784,284	3506,891886	2	1110,12	58802,59177	29401,29589
Флотатор 3 р.	43,5	7177,5	1827	574,2	3831,48	6705,09	4023,054	5250	29388,324	4158,347886	2	1110,12	69313,58377	34656,79189
Аппаратчик сгустителя	51,3	8464,5		677,16	3656,664	6399,162	3839,4972	5250	28286,9832	4002,511909	2	1309,176	67197,34222	33598,67111
Аппаратчик сгустителя	51,3	8464,5	2154,6	677,16	4518,504	7907,382	4744,4292	5250	33716,5752	4770,780709	2	1309,176	79593,06382	39796,53191
Растворщик реагентов	44,6	7359		588,72	3179,088	5563,404	3338,0424	5250	25278,2544	3576,787017	4	1138,192	119972,9337	59986,46683
Машинист компрессорной	48,1	9619,5		769,56	5135,064	8986,362	5391,8172	5250	37600,9032	5320,399909	2	1227,512	88297,63022	44148,81511
Машинист компрессорной	48,1	7936,5	2020,2	634,92	4236,648	7414,134	3599,9964	5250	31092,3984	4399,468617	2	1227,512	73438,75803	36719,37902
Грузчики	43,5	7177,5		574,2	3100,68	5426,19	3255,714	5250	24784,284	3506,891886	4	1110,12	117605,1835	58802,59177
Водитель погрузчика	43,5	7177,5		574,2	3100,68	5426,19	3255,714	5250	24784,284	3506,891886	2	1110,12	58802,59177	29401,29589
Уборщица служебных помещений	28,3	4669,5		373,56	2017,224	3530,142	2118,0852	5250	17958,5112	2541,068251	2	722,216	42443,5909	21221,79545

Продолжение таблицы 34 - Расчет фонда основной и дополнительной оплаты рабочих

1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15
Повар	34,5	5692,5		455,4	2459,16	4303,53	2582,118	5250	20742,708	2935,022629	6	880,44	147349,0238	73674,51189
Работник охраны	32,5	5362,5		429	2316,6	4054,05	2432,43	5250	19844,58	2807,940571	4	829,4	93927,68229	46963,84114
Работник охраны	32,5	5362,5	1365	429	2862,6	5009,55	3005,73	5250	23284,38	3294,660571	4	829,4	109633,7623	54816,88114
Контролер	48,1	7936,5		634,92	5135,064	6853,242	5391,8172	5250	37600,9032	5320,399909	2	1227,512	88297,63022	44148,81511
Контролер	48,1	7936,5	2020,2	634,92	4236,648	7414,134	4448,4804	5250	31940,8824	4519,526217	2	1227,512	75375,84123	37687,92062
Сварщик 6	68,4	11286		902,88	4875,552	8532,216	5119,3296	5250	35965,9776		6	1745,568	226269,2736	113134,6368
Сварщик 6 р	68,4	11286	2872,8	902,88	6024,672	10543,176	6325,9056	5250	43205,4336	6113,421897	2	1745,568	102128,847	51064,4235
Слесарь 6 р	63,4	10461		836,88	4519,152	7908,516	4745,1096	5250	33720,6576	4771,358354	4	1617,968	160439,9358	80219,96791
Слесарь 5 р	58,3	9619,5		769,56	4155,624	7272,342	4363,4052	5250	31430,4312	4447,299109	2	1487,816	74731,09262	37365,54631

Таблица 35 – Примерные должностные оклады руководящих и инженерно-технических работников обогатительной фабрики

Должность, разряд	Тарифная ставка, руб.	Оклад, руб.	Ночная смена, 40%, руб.	Доплата за вредные условия труда, 8%, руб.	Премия на одного рабочего, 40%, руб.	Районный коэф-т, 50%, руб.	Дальневосточный коэф-т, 30%, руб.	Оплата вахтовых	Месячный фонд оплаты труда на 1 чел, руб.	Отпуск за месяц, руб.	Количество рабочих, чел.	Работа в праздничные дни, руб.	Общий фонд заработной платы, руб.	Среднемесячная на 1 раб/год, руб.
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15
Директор	255	42075		3366	18176,4	31808,7	19085,22	5250	119761,32	16945,8194	1	6507,6	143214,739	71607,3697
Главный инженер	230	37950		3036	16394,4	28690,2	17214,12	5250	108534,72	15357,2937	1	5869,6	129761,614	64880,8069
Начальник производства	205	33825		2706	14612,4	25571,7	15343,02	5250	97308,12	13768,768	1	5231,6	116308,488	58154,244
Начальник хвостового хозяйства	186	30690		2455,2	13258,08	23201,64	13920,98	5250	88775,904	12561,4885	1	4746,72	106084,112	53042,0562
Главный энергетик	134	22110		1768,8	9551,52	16715,16	10029,1	5250	65424,576	9257,35497	2	3419,68	156203,222	78101,611
Главный механик	205	33825		2706	14612,4	25571,7	15343,02	5250	97308,12	13768,768	1	5231,6	116308,488	58154,244
зав главного механика	165	27225		2178	11761,2	20582,1	12349,26	5250	79345,56	11227,1269	1	4210,8	94783,4869	47391,7434

Продолжение таблицы 35 – Примерные должностные оклады руководящих и инженерно-технических работников обогатительной фабрики

1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15
Начальник ОТК	160	26400		2112	11404,8	19958,4	11975,04	5250	77100,24	10909,421 7	1	4083,2	92092,861 7	46046,4309
Зав складского хозяйства	100	16500		1320	7128	12474	19085,22	5250	61757,22	8738,4365 7	2	2552	146095,31 3	73047,6566
Мастер ОТК	86	14190		1135,2	6130,08	10727,64	17214,12	5250	54647,04	7732,3702 9	2	2194,72	129148,26 1	64574,1303
Мастер производства	120	19800		1584	8553,6	14968,8	15343,02	5250	65499,42	9267,9451 4	4	3062,4	311319,06 1	155659,53
Мастер производства	120	19800	5040	1584	10569,6	18496,8	13920,98	5250	74661,384	10564,331 9	2	3062,4	176576,23 2	88288,1159
Мастер механик	111	22110		1768,8	9551,52	16715,16	10029,1	5250	65424,576	9257,3549 7	2	2832,72	155029,30 2	77514,651
Мастер хвост. хозяйства	86	14190		1135,2	6130,08	10727,64	15343,02	5250	52775,94	7467,616	2	2194,72	124876,55 2	62438,276

По полученным расчетам составим общую таблицу заработной платы.

Таблица 36 – годовой фонд заработной платы

Категория работающих	Численность работающих, чел.	Заработная плата, руб
Общий фонд зарплаты за год:		
Рабочие	64	2374301,88
Инженерно-технические работники	23	1997801,73
Служащие	32	110721,77
Младший обслуживающий персонал	8	189792,6
ИТОГО:	127	4672617,98

## 10.6 Основные фонды

### 10.6.1 Стоимость зданий и сооружений

Необходимо определить стоимость зданий и сооружений с учетом их строительно-монтажных работ [14]. Результаты расчета сводятся в таблице 37.

Таблица 37 – Стоимость зданий и сооружений

Наименование	Сметная стоимость
<b>Здания</b>	
Главный корпус фабрики	229 592 742,94
Мех. цех с боксами	62 138 433,56
Вахтовый поселок	45 918 548,32
Корпус дробления	45 439 940,25
Компрессорная	32 020 292,51
Административно-бытовой корпус	27 616 377,85
Котельная	23 304 960,12
Насосная станция	11 791 332, 48
КПП с караульными помещениями	4 385 675,51
Итого:	482 208 303,0
<b>Сооружения</b>	
Автомобильные внутриплощадочные	16 113 831,55
Конвейерные галереи	12 654 195,34
Склад реагентов	3 100 732,87
Неучтенные здания и сооружения 20% от предыдущих	103 043 522,2
Итого:	134 912 282,0
Всего:	617 120 586,0

## 10.6.2 Стоимость оборудования

В соответствии с принятой технологической схемой обогащения необходимо определить стоимость оборудования [14], выбранного в технологической части дипломного проекта, результаты свести в таблицу 38.

Таблица 38 – Стоимость оборудования

Наименование	Количество, шт	Цена за единицу оборудования	Монтаж 15%	Транспортировка 20 %	Общая стоимость
Автомобильные весы	1	2022053,14	303307,9	404410,6	2729771,7
Пластинчатый питатель 2-15-45	1	1280711	192106,6	256142,2	1728959,8
Дробилка Щековая ШДП-12*15	1	1780000	2670000	3560000	24030000
Ленточный конвейер	3	1557000	233550	311400	5215950
Пластинчатый питатель 2-12-120	2	1322000	198300	264400	3106700
Мельница ММС	2	1800000	270000	360000	4230000
Классификатор 2 КСН-24	2	990000	148500	198000	2326500
Гидроциклон	16	805000	120750	161000	13161750
Мельница шаровая	4	22300000	3345000	4460000	97005000
Сгуститель Ц-18	1	1500000	225000	300000	2025000
Сгуститель GX-24	2	38820000	5823000	7764000	91227000
Tank Cell-160	14	2750000	412500	550000	32697500
Пресс-фильтр	1	13780000	2067000	2756000	18603000
Бак нержавеющей вертикальный	5	989000	148350	197800	5291150
Насос WARMAN 8/6	8	1152000	172800	230400	9619200
Кран мостовой 50т	1	662370	99355,5	132474	894199,5
Компрессор	6	1600660	240099	320132	10164191
Электрооборудование ЗИФ (Щиты)	1	2700000	405000	540000	3645000
Оборудование распр.устрой-ва 6 кВт.	2	4600000	690000	920000	10810000
Неучтенное оборудование 3%					10155326,2
Итого:					384666198

## 10.7 Амортизация

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

Суммарные годовые амортизационные отчисления определяются по формуле [14]:

$$A_{\text{год}} = \frac{\sum N_a \cdot \Phi_n}{100} \quad (65)$$

где  $N_a$  – норма амортизации,

$\Phi_n$  – первоначальная стоимость объекта или оборудования с учетом индексации цен на расчетный период.

Суммарно годовые амортизационные отчисления сведены в таблицу 39.

Таблица 39 – Суммарно годовые амортизационные отчисления

Основные фонды	Удельный вес		Амортизация	
	%	рублей	%	рублей
Здания		482208303	3	14466249,1
Сооружения		134 912 282,00	5	6745614,1
Оборудование		384 666 198,00	18	69239915,6
Транспортные средства		438171793,4	25	109542948
Производственный и хозяйственный инвентарь		21485367,6	15	3222805,14
Прочие		16114025,7	18	2 900 524,63
Итого:		1 477 557 970,0		206 118 057

## 10.8 Эффективность использования основных фондов

а) фондоотдача

$$\Phi_{\text{отд}} = \text{ТП} / O_{\text{осн}} \quad (66)$$

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

$$\Phi_{\text{отд}} = 6\,759\,021\,000 / 1\,477\,557\,970 = 4,57$$

б) фондоемкость

$$\Phi_{\text{ем}} = 1 / \Phi_{\text{отд}} \quad (67)$$

$$\Phi_{\text{ем}} = 1 / 4,57 = 0,22$$

в) фондовооруженность

$$\Phi = O_{\text{осн}} / Ч_{\text{сп}} \quad (68)$$

где  $Ч_{\text{сп}}$  – списочная численность промышленно-производственного персонала.

$$\Phi = 1\,477\,557\,970 / 107 = 13\,808\,952,99$$

## 10.9 Оборотные фонды

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

Оборотные фонды по всем элементам затрат рассчитываются по расходу на 1 т руды и заносятся в таблицу 40.

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

Таблица 40 - Состав оборотных фондов

Наименование	Единица измерения	На 1 тонну руды	Расход в год	Цена, руб	Сумма, руб
1	2	3	4	5	6
Реагенты	кг/т	0,31	1116000	100	111600000
Фильтроткань	м <sup>2</sup> /т	0,05	180000	700	126000000
Шары	кг/т	0,8	2880000	140	403200000

Продолжение таблицы 40 - Состав оборотных фондов

1	2	3	4	5	6
Футеровка	кг/т	0,3	1080000	110	118800000
Вода	м <sup>3</sup> /т	30	108000000	2,77	299160000
Прочие 3%					31762800
Итого:					1090522800

### 10.10 Себестоимость

Себестоимость – совокупность затрат в денежном выражении на обогащение руды.

На основании рассчитанных технико-экономических показателей (зарплата, основные фонды, оборотные фонды и др.) необходимо составить калькуляцию себестоимости и заполнить таблица 41.

Таблица 41 - Калькуляция себестоимости переработки руды

Статьи затрат	В год, тыс.руб.	Удельный вес, %
Материалы	1090522800	27,85
Топливо технологическое	574875000,8	14,68
Электроэнергия	299160000	7,64
Заработная плата	4672617,98	0,12
Единый соц. налог (26 %)	1214880,67	0,031
Амортизация	206118057	5,26
ИТОГО:	2176563356	55,58
Прочие расходы (10 % от ст.8)	217656335,6	5,56
Цеховая себестоимость	1 477 557 970	37,73
Общезаводские расходы (3 % от ст. 10)	44326739,1	1,13
Полная себестоимость	3 916 104 401,2	100,0

### 10.11 Прибыль и рентабельность

1) Прибыль валовая:

$$P_B = TP - C \quad (69)$$

где С – полная себестоимость реализованной продукции, руб.

$$P_B = 6759021000 - 3916104401,2 = 2\,842\,916\,598,8$$

2) Чистая прибыль:

$$П_ч = П_б - (П_б * Н_н)/100 \quad (70)$$

где  $П_б$  – балансовая прибыль, руб;

$Н_н$  – ставка налога на прибыль (24 %).

$$П_ч = 2\,842\,916\,598,8 - 6\,759\,021\,000 * 0,24 = 1\,220\,751\,588,8 \text{ руб.}$$

3) Рентабельность к себестоимости:

$$R = П_ч / C * 100\% \quad (71)$$

$$R = 1\,220\,751\,588,8 / 3\,916\,104\,401,2 * 100 = 31,17$$

## 10.12 Определение платы за загрязнения окружающей среды

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:

$$П_{от} = K * C_{пл} * M_{фс} \quad (72)$$

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;

$$П_{от} = 0,8 * 52 * 3600000 = 14\,970\,000 \text{ руб.}$$

### 10.13 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:

$$D_r = TP - O_{об} \quad (73)$$

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

$$D_r = 6\,759\,021\,000 - 1\,090\,522\,800 = 5\,668\,498\,200$$

Среднегодовые капитальные затраты:

$$K_r = K_v / t_c \quad (74)$$

где  $K_v$  – общие, суммарные капитальные вложения;

$t_c$  – время строительства предприятия.

$$K_r = 1\,477\,557\,970 / 2 = 738\,778\,985 \text{ руб.}$$

Рассчитываются коэффициенты дисконтирования для величин годового дохода ( $A_d$ ) и капитальных затрат ( $A_k$ ):

$$A_d = [(1+E)^t - 1] / (1+E)^T * E \quad (75)$$

где  $t$  – время эксплуатации;

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

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

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

$$A_k = [(1+E)^t - 1]/(1+E)^{tc} * E \quad (76)$$

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

Рассчитывается чистый дисконтированный доход:

$$D_d = D_r * A_d - K_r * A_k \quad (78)$$

$$D_d = 5\,668\,498\,200 * 4,74 - 738\,778\,985,0 * 7,7 = 21\,180\,083\,283,5 \text{ руб.}$$

2. Индекс доходности или уровень доходности проекта на вложенную денежную единицу:

$$I_d = D_r * A_d / K_r * A_k \quad (79)$$

$$I_d = 5\,668\,498\,200 * 4,74 / 738\,778\,985 * 7,7 = 4,7$$

При  $I_d < 1$  проект не эффективен

Таблица 42 - Техничко-экономические показатели

Показатели	Ед. изм.	Проект	Факт
Производственная мощность:	т/год		
по сырью	т/год	3 600 000	3 550 000
по концентрату	т/год	225 300,7	225 300,7
Численность ППП:	чел.	127	180
Производительность ППП	т/чел	3,4	2,3
Годовой фонд заработной платы	руб.	4 672 617,98	5 125 300,0
Основные фонды	руб.	1 477 557 970,0	1 490 672 300,0
Амортизация	руб.	206 118 057,0	543 871 564,0
Оборотные фонды	руб.	1 090 522 800,0	2 567 900 542,0
Полная себестоимость	руб.	3 916 104 401,2	5 058 009 975,4
Цена 1 т продукта	руб.	30 000	30 000
Себестоимость 1 т продукта	руб.	1 087,81	
Реализуемая продукция	руб.	6 759 021 000	
Прибыль чистая	руб.	1 220 075 158,8	
Рентабельность	%	31,17	
Плата за сбросы и размещение отходов	руб.	14 970 000	
Налог с прибыли	руб.	1 622 165 040	
ЧДД	руб.	21 180 083 283,5	
ИД	-	4,7	
ВНД	%	20,0	
Срок окупаемости	лет	2,0	

## ЗАКЛЮЧЕНИЕ

В запроектированной фабрике на базе руд месторождения «Пионер» производительностью по сухому сырью 10560 т/сут, с содержанием золота в исходной руде 2,2 г/т стоит отметить следующее:

- Флотационная схема обогащения;
- Качественно-количественная схема с содержанием золота в концентрате 28,9 г/т при извлечении 88,4%;
- Водно-шламовая схема с общим расходом воды 45150,55 м<sup>3</sup>/сут.

Выбрано основное технологическое оборудование:

- В цехе дробления – одна дробилка ШДП 12\*15
- В цехе измельчения – две мельницы ММС 70\*23; четыре мельницы МШЦ 32\*54; два спиральных классификатора 1 КСН-24; двенадцать гидроциклонов ГЦР-500;
- В цеха флотации – для основной и контрольной флотации: флотомшины чанового типа фирмы Tank Cell-160
- Для цеха обезвоживания: для концентрата выбран одноярусный сгуститель Ц-18; для хвостов флотации: выбраны два высокоскоростных сгустителя GX-24; для фильтрации выбран фильтр-пресс LAROX PF 60/96 М60.
- Выбрано вспомогательное оборудование: пластинчатый питатель 2-15-45 и 2-1-120, приемный бункер дробленной руды, ленточные конвейеры.
- 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 «Особенности технологии флотационного обогащения».

Рассчитаны основные технико-экономические показатели:

- Годовой фонд заработной платы – 4 672 617,98рублей;
- Основные фонды – 1 477 557 970,0рублей;
- Оборотные фонды – 1 090522 800 рублей;
- Чистая прибыль составила 1 306 744 254,16 рублей;
- Рентабельность – 31,17%;

Срок окупаемости фабрики составил два года.

## БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

- 1 Климентов, П.П. Общая геология Амурской области / П.П. Климентов, Г.Я. Богданов. – М.: Недра, 2003. – 356 с.
- 2 Павлюк, Н.Г. География Амурской области: учеб. пособие / Н.Г. Павлюк. – Благовещенск: Изд-во БГПУ, 2005.
- 3 Проведение технологических исследований пробы первичной руды (УЛ-4) с золоторудного месторождения «Пионер»: Отчет о НИР: ФГУП «ТулаНИГП»; Руководитель работы М.Н. Сычева. – Тула, 2006. – 59 с.
- 4 Добрынина, Н.А. Основы прикладной экологии: учеб. пособие / Н.А. Добрынина, В.В. Перминов. – Чита: Изд-во ЧитГУ, 2001. – 176 с.
- 5 Андреев, С.Е. Дробление, измельчение и грохочение полезных ископаемых: учеб. для вузов / С.Е. Андреев, В.А. Петров, В.В. Зверевич. – М.: Недра, 1980. – 415 с.
- 6 Барченков, В.В. Основные технологические процессы переработки золотосодержащих руд: учеб. для вузов / В.В. Барченков. – СПб.: ИЦ Интермедия, 2013. – 476 с.
- 7 Богданов, О.С. Справочник по обогащению руд. Подготовительные процессы: учеб. для вузов / О.С. Богданов. – М.: Недра, 1982. – 366с.
- 8 Богданов, О.С. Справочник по обогащению руд. Основные процессы: учеб. для вузов / О.С. Богданов. – М.: Недра, 1983. – 381с.
- 9 Единые правила безопасности при дроблении, сортировке, обогащении полезных ископаемых и окусковании руд и концентратов. – М.: Изд-во Академии горных наук, 2000. – 120 с.
- 10 Козин, В.З. Опробование и контроль технологических процессов обогащения: учеб. / В.З. Козин. – М.: Недра, 1985. –294 с.
- 11 Лобов, А.И. Комплексные прогнозно-минерагенические исследования территории Амурской области м-ба 1:500000 в 1991-1996 гг. – Хабаровск, 1996.

- 12 Мязин, В.П. Проектирование горно-обогатительного производства (охрана окружающей среды): учеб. пособие / В.П. Мязин, В.И. Мязина, Н.П. Насоловец. – Чита: Изд-во ЧитГУ, 2004. – 198 с.
- 13 Разумов, К.А. Проектирование обогатительных фабрик: учеб. для вузов / К.А. Разумов. – М.: Недра, 1982. – 518 с.
- 14 Сапожников, С.Ю. Экономика и менеджмент: метод, указание / С.Ю. Сапожников. – Чита: Изд-во ЧитГУ, 2005. – 31 с.
- 15 Технологический регламент для проектирования производственного участка ОАО «Покровский рудник» на золоторудном месторождении Пионер». – Иркутск: ОАО «Иргиредмет», 2007.
- 16 Федотов, К.В. Проектирование обогатительных фабрик: учеб. / К.В. Федотов, Н.И. Никольская. – М.: Изд-во Мир и «Горная книга», 2012. – 536 с.
- 17 Федеральный закон от 21 июля 1997 г. № 116-ФЗ «О промышленной безопасности опасных производственных объектов» // Собр. законодательства Российской Федерации. – 1997.
- 18 Фатьянов, А.В. Проектирование обогатительных фабрик: справ. пособие / А.В. Фатьянов, Л.Г. Никитина, А.А. Рябова. – Чита: Изд-во ЧитГУ, 2004. – 111 с.
- 19 Фатьянов, А.В. Проектирование обогатительных фабрик: учеб. пособие / А.В. Фатьянов. – Чита: Изд-во ЧитГУ, 2003.
- 20 ГОСТ 12.1.005-96 «Общие санитарно-гигиенические требования к воздуху рабочей зоны». – М.: Приор, 1996.
- 21 Лебедева, К.В. Охрана труда на предприятиях цветной металлургии / К.В. Лебедева. – М.: Металлургия, 1981. – 216 с.
- 22 СанПиН 2.1.4.027-95 «Зоны санитарной охраны источников водоснабжения и водопроводов хозяйственно-питьевого назначения». – М.: Приор, 1995.
- 23 СанПиН 2.2.4.3359-01 «Шум. Вибрация. Инфразвук. Ультразвук». – М.: Приор, 2001.

- 24 ГОСТ 12.1.005-96 «Общие санитарно-гигиенические требования к воздуху рабочей зоны». – М.: Приор, 1996.
- 25 СНиП П.А.9.71 Искусственное освещение. Нормы проектирования. – М.: Госстрой СССР, 1971. – 28 с.
- 26 44 ГОСТ 12.1.004-91 Пожарная безопасность. – М.: Госстандарт СССР, 1991. – 15с
- 27 ГОСТ 17.5.3.04-83 Охрана природы (ССОП). Земли. Общие требования к рекультивации земель. – М.: Росстандарт, 1983. – 8 с.
- 28 СанПиН 2.2.1/2.1.1.1200-03 "Санитарно-защитные зоны и санитарная классификация предприятий, сооружений и иных объектов" // Постановление Главного государственного санитарного врача Российской Федерации от 25 сентября 2007 г. N 74. - М., 2003. - 20 с.
- 29 Федеральный закон от 4 мая 1999 г. № 96-ФЗ «Об охране атмосферного воздуха» // Собр. Законодательства Российской Федерации. – 1999.
- 30 Кравцов, Б.В. Техника безопасности и противопожарной защиты на обогатительной фабрике/ Б.Ф.Кравцов. - М.: Недра, 1973.-230 с.
- 31 ГОСТ Р 12.1.019-2009 ССБТ. Электробезопасность. Общие требования и номенклатура видов защиты. – Введ. 2011-01-01. – М.: Стандартинформ, 2010. – 32 с.
- 32 Федеральный закон от 10.01.2002 N 7-ФЗ (ред. от 29.07.2017) "Об охране окружающей среды"// Собр. Законодательства Российской Федерации. – 2017.
- 33 Добрынина, Н.А. Основы прикладной экологии: учеб. пособие / Н.А. Добрынина, В.В. Перминов. – Чита: Изд-во ЧитГУ, 2001. – 176 с.