

МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ И НАУКИ РЕСПУБЛИКИ КАЗАХСТАН

Казахский национальный исследовательский технический университет имени
К.И. Сатпаева

Институт горно-металлургический

Кафедра металлургии и обогащения полезных ископаемых

Смолькова А. И.

Проект обогатительной фабрики по переработке золото-медной
руды Юбилейного месторождения с производительностью 2000000 тонн в год

ПОЯСНИТЕЛЬНАЯ ЗАПИСКА

к дипломному проекту

специальность 5В073700 – Обогащение полезных ископаемых

Алматы 2019

МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ И НАУКИ РЕСПУБЛИКИ КАЗАХСТАН

Казахский национальный исследовательский технический университет имени
К.И. Сатпаева

Институт горно-металлургический

Кафедра металлургии и обогащения полезных ископаемых

ДОПУЩЕН К ЗАЩИТЕ

Заведующий кафедрой М и ОПИ

канд. техн. наук

М.Б. Барменшинова

« 13 » 05 2019 г.

ПОЯСНИТЕЛЬНАЯ ЗАПИСКА

к дипломному проекту

на тему: Проект обогатительной фабрики по переработке золота - медной руды
Юбилейного месторождения с производительностью 2000000 тонн в год

по специальности 5В073700

Выполнила Смолькова А. И.

Научный руководитель

Ассоциированный профессор

Ш.А.Телков

« 13 » 05 2019 г.

Алматы 2019

Протокол анализа Отчета подобия

заведующего кафедрой / начальника структурного подразделения

Заведующий кафедрой / начальник структурного подразделения заявляет, что ознакомился(-ась) с Полным отчетом подобия, который был сгенерирован Системой выявления и предотвращения плагиата в отношении работы:

Автор: Смолькова А.И.

Название: Смолькова А.И..docx

Координатор: Шамиль Телков

Проект образовательной графики по передаче золотого-серебряной пудры с ирисовидностью 2000000 Т. ружь в 2009.

*оператор Лидия
Иванович И. Ю.*

Коэффициент подобия 1:13

Коэффициент подобия 2:4,1

Тревога:459

После анализа отчета подобия заведующий кафедрой / начальник структурного подразделения констатирует следующее:

- ☒ обнаруженные в работе заимствования являются добросовестными и не обладают признаками плагиата. В связи с чем, работа признается самостоятельной и допускается к защите;
- ☐ обнаруженные в работе заимствования не обладают признаками плагиата, но их чрезмерное количество вызывает сомнения в отношении ценности работы по существу и отсутствием самостоятельности ее автора. В связи с чем, работа должна быть вновь отредактирована с целью ограничения заимствований;
- ☐ обнаруженные в работе заимствования являются недобросовестными и обладают признаками плагиата, или в ней содержатся преднамеренные искажения текста, указывающие на попытки сокрытия недобросовестных заимствований. В связи с чем, работа не допускается к защите.

Обоснование:

Работа допускается к защите. Обнаруженные заимствования не являются плагиатом.

8.05.2019

Дата

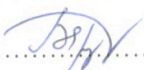
Подпись заведующего кафедрой /

начальника структурного подразделения

Окончательное решение в отношении допуска к защите, включая обоснование:

Допущена к защите

8.05.2019



Дата

Подпись заведующего кафедрой /

начальника структурного подразделения

Протокол анализа Отчета подобия Научным руководителем

Заявляю, что я ознакомился(-ась) с Полным отчетом подобия, который был сгенерирован Системой выявления и предотвращения плагиата в отношении работы:

Автор: Смолькова А.И.

Название: Смолькова А.И..docx

Координатор: Шамиль Телков

*оператор системы
модульков и.о.*

Коэффициент подобия 1:13

Коэффициент подобия 2:4,1

Тревога:459

После анализа Отчета подобия констатирую следующее:

- ☒ обнаруженные в работе заимствования являются добросовестными и не обладают признаками плагиата. В связи с чем, признаю работу самостоятельной и допускаю ее к защите;
- ☐ обнаруженные в работе заимствования не обладают признаками плагиата, но их чрезмерное количество вызывает сомнения в отношении ценности работы по существу и отсутствием самостоятельности ее автора. В связи с чем, работа должна быть вновь отредактирована с целью ограничения заимствований;
- ☐ обнаруженные в работе заимствования являются недобросовестными и обладают признаками плагиата, или в ней содержатся преднамеренные искажения текста, указывающие на попытки сокрытия недобросовестных заимствований. В связи с чем, не допускаю работу к защите.

Обоснование:

Обкартинские замечания по выставке
матриц

8. 05. 2019 г.

Дата



Подпись Научного руководителя

МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ И НАУКИ РЕСПУБЛИКИ КАЗАХСТАН

Казахский национальный исследовательский технический университет имени
К.И. Сатпаева

Институт горно-металлургический

Кафедра металлургии и обогащения полезных ископаемых

5B073700 – Обогащение полезных ископаемых

УТВЕРЖДАЮ

Зав. кафедрой М и ОПИ
канд. техн. наук, доцент
М.Б. Барменшинова
«13» 10 05 2019 г.

ЗАДАНИЕ

на выполнение дипломного проекта

Обучающемуся Смольковой Арине Игоревне

На тему: "Проект обогатительной фабрики по переработке золото-медной руды Юбилейного месторождения с производительностью 2000000 тонн в год"

Утверждена приказом ректора университета: № 1113-б от «08» октября 2018 г.
Срок сдачи законченного проекта: «13» мая 2019 г.

Исходные данные к дипломному проекту: Данные с преддипломной практики
Перечень подлежащих разработке в дипломном проекте вопросов:

а) Расчет количественной и водно-шламовой схемы; б) Выбор и расчет основного и вспомогательного оборудования; в) Разработка мероприятий по безопасному ведению технологических процессов; г) Экономическая часть проекта, расчет себестоимости переработки одной тонны руды.

Перечень графического материала (с точным указанием обязательных чертежей): технологическая схема переработки, схема цепи аппаратов, конструкция сгустителя

Рекомендуемая основная литература:

1) Сажин Ю.Г. расчеты схем рудоподготовки и выбор оборудования для дробления, грохочения, измельчения и классификации: Учеб.пособие. Алматы: КазНТУ, 2005. – 177 с.

2) Справочник по обогащению руд. Подготовительные процессы. Изд. 2-е, переработанное и дополненное – М.: Недра, 1982

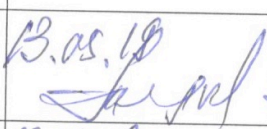
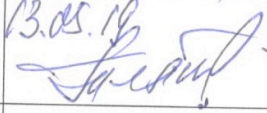
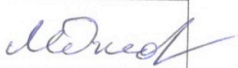
ГРАФИК

подготовки дипломного проекта

Наименование разделов, перечень разрабатываемых вопросов	Сроки представления научному руководителю и консультантам	Примечание
Обоснование и расчет технологической схемы	15.02.2019 – 22.02.2019	Выполнено
Выбор и расчет оборудования	25.02.2019 – 9.03.2019	Выполнено
Разработка чертежей	11.03.2019 – 25.03.2019	Выполнено
Безопасность и охрана труда	29.03.2019 – 12.04.2019	Выполнено
Технико – экономические расчеты	29.03.2019 – 12.04.2019	Выполнено
Оформление пояснительной записки	15.04.2019 – 4.05.2019	Выполнено

Подписи

Консультантов и нормоконтролера на законченный дипломный проект с указанием относящихся к ним разделов проекта

Наименование разделов	Научный руководитель, консультанты, И.О.Ф. (уч. степень, звание)	Дата подписания	Подпись
Экономическая часть	Ш.А.Телков канд. техн. наук, доцент	13.05.19	
Безопасность и охрана труда	Ш.А.Телков канд. техн. наук, доцент	13.05.19	
Нормоконтроль	И.Ю.Мотовилов лектор	13.05.2019	

Научный руководитель _____

Ш. А. Телков

Задание приняла к исполнению _____

А. И. Смолькова

Дата

«13» май

2019 г.

АННОТАЦИЯ

Дипломдық жобаның нысаны жылына 2000000 тонна өнімділігі бар Юбилейный кен орнының кендерін қайта өңдеуге арналған байыту фабрикасы.

Жобаны жасау барысында ішіне үш сатылы кенді ұсақтау, екі сатылы ұнтақтау, негізгі бақылау және ұжымдық алтын-мыс концентратын алу арқылы 3 қайта тазалау флотация операциялары кіретін кенді қайта өңдеудің технологиялық сұлбасы таңдалды. Мынадай сызбалар сызылды: технологиялық сұлба, тізбектер мен аппараттар диаграммасы және қойылтқыш сызбасы.

Технологияның ақырғы өнімі құрамында 15% мыс және 92,39 г/т алтын құрайтын ұжымдық алтын - мыс концентраты болып табылады.

Концентраттағы мыс өндірісі 92% және алтын 85%.

Өндірілетін концентраттың жылдық салмағы жылына 110,4 мың тоннаны құрайды.

Руданы қайта өңдеудің өзіндік құны 1255 теңгені, 1 тонна концентраттың өзіндік құны 371,525 мың теңгені құрды.

Кәсіпорын құрылысына күрделі шығындардың өтелімділігі мерзімі - 3 жыл.

АННОТАЦИЯ

Объектом дипломного проекта является обогатительная фабрика по переработке руд Юбилейного месторождения с производительностью 2000000 тонн в год.

В процессе разработки проекта выбрана технологическая схема переработки руды, включающая: трехстадиальное дробление руды, двухстадиальное измельчение, основную контрольную и 3 перечистные операции флотации с получением коллективного золото - медного концентрата. Выполнены чертежи: технологическая схема, схема цепи аппаратов и чертеж сгустителя.

Конечным продуктом технологии является коллективный золото – медный концентрат, с содержанием меди 15 %, и золота с содержанием 92,39 г/т, при извлечении меди в концентрат 92 % и золота 85 %.

Годовая масса полученного концентрата 110,400 тонн в год.

Себестоимость переработки руды составила 1255, себестоимость 1 тонны концентрата 371,525 тыс.тенге.

Срок окупаемости капитальных затрат на строительство предприятия 3 года.

LEAD

The object of diploma project is Ore Processing Concentrating Plant for Yubileyniy deposit with a capacity of 2000000 tons per year.

During the project development, ore processing flow chart was chosen, including: three-stage ore breaking, two-stage grinding, the basic control one and 3 cleaning floatation operations in obtaining bulk gold and copper concentrate. The drawings performed: process flow chart, circuit and apparatus chart and thickener chart.

Final product of the technical process was bulk gold and copper concentrate, with a copper content of 15% and gold content of 92.39 g/t.

When extracting copper into the concentrate of 92% and gold of 85%.

Annual mass of obtained concentrate is 110 400 tons per year.

The prime cost of ore processing is 1255, prime cost of 1 ton of concentrate is 371 525 thousand tenge.

Payback period of capital costs for the construction of the enterprise is 3 years.

СОДЕРЖАНИЕ

	Введение.....	10
1	Общая пояснительная записка.....	12
1.1	Краткая характеристика предприятия.....	12
1.2	Основные технологические и проектные решения.....	13
1.3	Состав обогатительной фабрики.....	13
1.4	Комплексность и использования сырья.....	14
2	Генеральный план, транспорт и рекультивация.....	16
2.1	Генеральный план.....	15
2.1.1	Характеристика района и площадки строительства.....	15
2.2	Транспорт.....	16
2.2.1	Виды транспорта и грузооборот.....	16
2.2.2	Автомобильные дороги.....	16
2.3	Рекультивация нарушенных земель.....	17
2.3.1	Перечень нарушенных земель подлежащих рекультивации.....	17
2.3.2	Методы восстановления участков.....	17
3	Технология производства, обеспечение энергоресурсами.....	18
3.1	Технология производства.....	18
3.1.1	Сырьевая база, характеристика сырья.....	18
3.1.2	Режим работы цехов и расчет производительности.....	19
3.1.3	Краткий анализ работы действующей фабрики.....	20
3.1.4	Выбор и обоснование технологической схемы.....	20
3.1.5	Выбор и расчет схемы дробления.....	21
3.1.6	Выбор и расчет схемы измельчения.....	25
3.1.7	Расчет баланса металлов и количественной схемы обогащения...	27
3.1.8	Выбор схемы обезвоживания.....	28
3.1.9	Расчет водно-шламовой схемы.....	29
3.1.10	Выбор и технологический расчет основного оборудования.....	32
3.1.10.1	Оборудование для дробления.....	32
3.1.10.2	Выбор оборудования для грохочения.....	36
3.1.10.3	Выбор оборудования для измельчения.....	37
3.1.10.4	Выбор оборудования для классификации.....	40
3.1.10.5	Выбор оборудования для флотационного обогащения.....	42
3.1.10.6	Выбор оборудования для обезвоживания.....	43
3.1.11	Выбор и расчет вспомогательного оборудования.....	44
3.1.12	Реагентное хозяйство.....	48
4	Безопасность и охрана труда.....	50
4.1	Общая характеристика предприятия.....	50
4.2	Организация охраны труда.....	50
4.3	Инженерные расчеты по охране и безопасности.....	51
4.3.1	Расчеты искусственного-естественного освещения.....	51
4.4	Электро - и пожаробезопасность предприятия.....	53
5	Экономика производства.....	54

5.1	Главный корпус.....	54
5.2	Расчет стоимости вспомогательных материалов.....	54
5.3	Стоимость энергозатрат.....	55
5.4	Заработная плата.....	56
5.5	Расчет расходов на содержание оборудования.....	57
5.6	Расчет цеховых расходов.....	58
	Заключение.....	60
	Список литературы.....	61
	Приложение А.....	62

ВВЕДЕНИЕ

Месторождение «Юбилейное» расположено в Республике Казахстан в Актюбинской области.

Месторождение расположено на территории Мугалжарского района Актюбинской области, в 45 км от ближайшей железнодорожной станции Жем, г.Эмба, с которой связан грейдерной автодорогой. От областного центра г. Актобе месторождение удалено на 250 км к юго-востоку.

Месторождение расположено в южных отрогах Мугалжарских гор, которые представляют собой меридиональной вытянутые небольшие возвышенности с абсолютными отметками 330 – 450 м. К западу, горный ландшафт постепенно сменяется мелкосопочником и переходит во всхолмленную степь. Абсолютная отметка месторождения – 450 м над уровнем моря.

Гидрогеографическая сеть района развита слабо. Вблизи месторождения протекает речка Кундызды, имеющая сравнительно небольшую площадь водосбора и питающаяся в основном за счет весенних паводков, грунтовых вод с малым удельным дебитом и многочисленных ключей, истекающих с водораздельных возвышенностей. В летнее время она пересыхает и превращается в систему отдельных разобщенных плесов.

Климат района резко континентальный с сухим жарким летом и холодной, часто сырой, малоснежной зимой. Близость Аральского моря и Каспия сглаживает температурные градиенты, благодаря чему несколько повышается средняя годовая температура по сравнению с другими районами Республики Казахстан.

Максимальная температура летом достигает + 45°, зимой – 40°. Глубина промерзания почвы – 1,5 м.

Годовое количество осадков колеблется от 120 до 380 мм.

Для района характерны почти постоянно дующие ветры северо-восточного направления. Скорость ветра часто достигает 10 - 15 м/сек; нередки ураганы, когда скорость ветра достигает 40 – 50 м/сек.

Район преимущественно сельскохозяйственный. Все материалы и топливо завозятся по железной дороге до станции Жем и затем на месторождение – автотранспортом.

Строительные материалы приобретаются в других районах, кроме бутового камня и трепела, которые можно добывать на месте.

Район месторождения малонаселенный и в экономическом отношении слабо развитый. Местное население занимается преимущественно животноводством, земледелием и в большинстве своем заселяет территорию, прилегающую к железнодорожной магистрали и долине реки Эмба.

В 25 км к востоку от месторождения проложен газопровод Бухара – Урал, ближайшая газокompрессорная станция расположена в 35 км (ГКС - 13).

Поселок Алтынды обеспечен электроэнергией от государственной линии. Питевой водой население снабжается из скважин, пробуренных с этой целью на южной окраине, доставка осуществляется автотранспортом.

Электроэнергией производство обеспечивается ВЛ 110 кВ, протяженность которой от подстанции г. Эмба до подстанции пос. Алтынды – 45 км, далее по ВЛ 6кВ на подстанцию шахты «Капитальная».

1. ОБЩАЯ ПОЯСНИТЕЛЬНАЯ ЗАПИСКА

1.1 Краткая характеристика предприятия

Месторождение «Юбилейное» приурочено к штоку биотит – роговообманковых плагиогранит – порфиров, прорывающих базальты и андезито – базальты мугоджарской свиты силлура (S mg), окаймленному интенсивно окварцованными породами.

Золотое оруденение залегает в гидротермально-измененных породах и размещается как по периферийной зоне интрузии, так и в пределах самой интрузии.

Структура месторождения каркасно – блоковая, обусловленная крутопадающими разломами меридионального и северо – восточного простирания. На площади месторождения широко проявлены и более мелкие разрывные нарушения субмеридионального, северо- западного, северо– восточного и субширотного направлений. Субширотные разломы считаются пострудными. Амплитуды смещений по разломам незначительны. Большинство разломом крутопадающие ($75 - 85^\circ$).

На современном эрозионном срезе месторождения выделены 4 крупных рудных тела кварцевых метасоматитов: Центральное, Северное, Западное и Юго-восточное и ряд более мелких. Главные рудные тела крутопадающие ($75 - 90^\circ$) и имеют протяженность 60 – 140 м, при мощности 5 – 40 м, на глубину прослеживаются до 320 – 500 м. Рудные тела представляют собою штокверковые зоны, зоны, образованные густой сетью прожилков мощностью 0,1 – 10,0 см. Большая часть прожилков сложена дорудным кварцем с магнетитом. Рудные кварц-сульфидные прожилки секут первые или подновляют их, располагаясь в зальбандах или их центральных частях. На отдельных участках сеть прожилков сгущается с образованием сплошных или с редкими реликтами первичных пород, кварцитоподобные образования – кварцевые метасоматиты.

По минеральному составу и количественному соотношению минералов руды месторождения относятся к умеренно сульфидному типу. Основная часть запасов составляют руды, содержащие 65 – 80 % кремнезема, 6 – 13% глинозема и 3 – 10% сульфидов.

Главными минералами первичных руд являются: халькопирит, пирит, магнетит, золото самородное, антимонит; второстепенными: сфалерит, галенит, пирротин, марказит, рутил. Нерудные минералы: кварц, кальцит, доломит, эпидот, альбит, хлорит, актинолит, серицит.

Во вкрапленных кварцево-сульфидных рудах кроме золота, меди и серебра содержатся мышьяк и сурьма 0,001 – 0,1% и цинк 0,01 – 0,2%. Спорадически обнаруживаются молибден, свинец, скандий, галлий, иттрий, иттербий, висмут, вольфрам в пределах до тысячных долей процента.

С глубиной минеральный состав руд практически не меняется.

Текстуры руд: однородные массивные, полосовидные, пятнистые, прожилковые, реже брекчиевидные. Структуры руд: кристалло-зернисто-сгустково-вкрапленные метасоматического отложения.

Таким образом, с учетом вещественного состава, определяющего технологию переработки руд, на месторождении выделены два промышленных типа золотых руд:

1. Окисление и первичные кварцево-сульфидные руды.
2. Сплошные и густо вкрапленные пиритовые и медно-сурьмяно-мышьяковые руды.

1.2. Основные технологические проектные решения

Принятый основной метод обогащения - флотационный. Схема флотации коллективно - селективная, с получением медного, свинцового и цинкового концентратов.

Подготовительные процессы:

- трехстадиальное дробление с предварительным грохочением во второй и третьей стадиях;

- двухстадиальное измельчение с промежуточной флотацией, с замкнутым циклом в обеих стадиях.

Вспомогательные процессы:

- двухстадиальное обезжелезивание медного, цинкового и свинцового концентратов, путем сгущения и последующего фильтрования.

Все процессы осуществляются с применением стандартного технологического оборудования.

1.3 Состав обогатительной фабрики

Запасы руды и полезных компонентов месторождения «Юбилейное» до глубины 140 м были подсчитаны по состоянию на 01.01.1971 г. и утверждены ГКЗ СССР в 1971 году (протокол № 6262 от 28.05. 1971 г.).

Подсчет запасов проводился по кондициям, утвержденным ГКЗ СССР в 1970 году (протокол № 506-К), предусматривающим для открытого способа разработки следующие параметры:

- бортовое содержание золота в пробе 2 г/т;
- минимально-промышленное содержание золота в подсчетном блоке 4,6 г/т;
- минимальная мощность рудного тела, включаемого в контур балансовых запасов 3,0 м (при меньшей мощности принимать метротонны);
- максимальная мощность прослоев пустых пород и некондиционных руд, включаемых в контур балансовых запасов 3,0 м;
- глубина карьера – 140 м от дневной поверхности;

▪ подсчитать запасы золота, а также попутных компонентов: серебра, серы сульфидной и флюсовых руд.

По данным геологических работ и по результатам детальной разведки на месторождении «Юбилейное» были подсчитаны запасы золота, попутных компонентов: серебра, меди, серы сульфидной и флюсовых руд. Протоколом **ГКЗ РК № 44 от 22.07. 1996** утверждены кондиции для подсчета и запасы месторождения в интервале 140 – 500м учтены Государственным балансом.

Золотосодержащие кварцевые флюсовые руды характеризуются следующими

показателями по ТУ-48-16-26-76 – содержание SiO_2 - 70 – 74%; Al_2O_3 - до 10%; As - 0,002 – 0,1%; Sb - 0,004%.

В результате разработки месторождения с 1969 года по настоящее время погашено 10 горизонтов на глубину 100 м от поверхности (абс. отм. 350 м) и начата отработка 11 горизонта (абс. отм. 340 м).

1.4 Комплексность использования сырья

Общий баланс запасов по золоту на месторождении по состоянию на 01.01.2005 года выглядит следующим образом:

категория C_1 : руды – **191,1** тыс тн со средним содержанием 8,3 г/т и металла – **1 592,6** кг;

категория C_2 : руды – **6 422,8** тыс тн. со средним содержанием 6,5 г/т и металла – **41 794,3** кг;

категория C_1 : забалансовая руда – 100,1 тыс тн. и металла – **168,4** кг;

категория C_2 : забалансовая руда – 2690,3 тыс.тн. и металла – **6277,8** кг.

По категории P1: **63200** кг.

На месторождении размещены забалансовые отвалы в объеме 256 тыс. т. руды со средним содержанием 2 г/т и металла **512** кг.

Содержание по сопутствующим полезным компонентам посчитано: по меди – **0,41%**; по серебру – **2,7** г/т.

2. ГЕНЕРАЛЬНЫЙ ПЛАН, ТРАСПОРТ И РЕКУЛЬТИВАЦИЯ НАРУШЕННЫХ ЗЕМЕЛЬ

2.1 Генеральный план

2.1.1 Характеристика площадки для строительства

Месторождение выявлено в 1961 г. Б.М.Руденко. В начале относилось к медному под названием Шекарабулак II. В 1964 г. переоценено как золоторудное И.С.Акиньшиным и В.П.Грековым и переименовано в Юбилейное. Разведывалось Западно-Казахстанским территориальным геологическим управлением (1965-1970 гг.). В 1969 г. до утверждения запасов в ГКЗ СССР передано комбинату “Каззолото”, в результате чего оказалось недоразведанным (Рис. 2). В структурном отношении месторождение располагается в зоне влияния регионального Западно-Мугоджарского глубинного разлома субмеридионального простирания. Рудовмещающий шток плагиогранит-порфиров находится в узле пересечения Аулинской северо-восточной и Трещинной северо-западной зон разломов. Рудовмещающими являются трещины штокверкового типа северо-западного и северо-восточного простирания. В строении месторождения принимают участие вулканогенные породы мугоджарской свиты (спилиты, диабазовые порфириды, диабазы), прорывающие их дайки габбро-диабазов и штоковидное тело плагиогранит-порфиров среднего девона. Плагиогранит-порфиры вмещают основное золотое оруденение штокверкового типа, что позволяет относить его к золото-порфировому типу. В принятом бортовом содержании 2 г/т оконтуривается четыре рудных тела в экзо- и эндоконтактной зоне рудовмещающего штока. Западное рудное тело протягивается вдоль западного экзоконтакта интрузива. Его протяженность 80-240 м, мощность от 9 до 23 м, - содержание золота колеблется от 3,5 до 6,7 г/т. Прослежено на глубину более 110 м. Северное рудное тело локализуется в эффузивах вдоль северо-восточного контакта штока. Длина 80 м, мощность 16-37 м, содержание золота от 3,4 до 8 г/т. Прослежено на глубину более 100 м. Юго-восточное рудное тело локализуется в экзо-эндоконтактной части плагиогранит-порфиров. Протяженность тела колеблется от 60 до 120 м, мощность от 10 до 21 м, содержание золота 3,8-11 г/т. Центральное рудное тело самое крупное и наиболее богатое по содержанию металла (от 5-7 до 10 г/т). Расположено внутри штока. Его форма почти изометричная, мощность от 4 до 27 м. Рудные тела представляют собой штокверковые зоны кварц-сульфидных прожилков (0,1-10 см) различной ориентировки и взаимных пересечений типа замещения и выполнения открытых трещин. Плагиограниты березитизированы, местами преобразованы в кварцевые метасоматиты. Рудное поле выражено положительными аномалиями в магнитном и гравитационном полях, а рудоносный шток плагиогранит-порфиров проецируется отрицательным магнитным полем. Состав руд сравнительно простой. Главные рудные минералы: магнетит, пирит,

халькопирит, арсенопирит, тетраэдрит, антимонит и золото, второстепенные - сфалерит, галенит, шеелит, молибденит, халькозин, борнит, гематит (мартит), рутил, ильменит, анатаз, киноварь, из нерудных главный минерал - кварц.

2.2 Транспорт

2.2.1 Виды транспорта грузооборот

При рассмотрении транспортно-технологических схем отдельных участков и отделений обогатительной фабрики было очевидно, что схемы транспортных коммуникаций на фабрике очень сложны, а транспортные связи осуществляются почти всеми видами транспорта.

Железнодорожный транспорт транспортирует угли из шахт на фабрику, а получаемые сорта концентрата – потребителю.

Автомобильный транспорт используется для вывозки породы в отвал, для транспортирования оборудования и запчастей и другое для перевозок.

Гидротранспорт на ОФ используется в технологических процессах:

- подаются для технологических операций вода, суспензия, пульпа, реагенты;
- перекачивается загрязненная вода в илонакопитель и другие.

Пневмотранспорт используется для подачи воздуха в отсадочные машины и вакуум-фильтры, для отсоса пыли от рабочих мест. На некоторых фабриках применяется контейнерный пневмотранспорт.

Конвейерный транспорт используется для перемещения продуктов между технологическими аппаратами и объектами. Используются ленточные и скребковые конвейеры. Их количество исчисляется десятками. Очень много имеется самотечного транспорта для перемещения грузов по трубопроводам и различным желобам.

2.2.2 Автомобильные дороги

Транспортная инфраструктура города и прилегающих населенных пунктов включает автомобильные дороги республиканского и областного значения. Общая протяженность автомобильных дорог общего пользования с твердым покрытием составляет 250 км, из них республиканского значения 205 км, местного – 45 км.

Наличие автомобильных дорог республиканского значения является основополагающим фактором для повышения конкурентоспособности экономики города, равномерного развития территории, обеспечение качества жизни населения.

2.3 Рекультивация нарушенных земель

2.3.1 Перечень нарушенных земель, подлежащих рекультивации

Рекультивация относится к мероприятиям восстановительного характера, направленным на устранение последствий воздействия промышленного производства на окружающую среду, в первую очередь, на земли, и рассматривается как основное средство их воспроизводства.

Восстановлению нарушенных земель должны предшествовать работы по геолого-почвенному обследованию нарушаемой и восстанавливаемой территории и обоснованию направления рекультивации.

2.3.2 Методы восстановления участков

Различают два этапа рекультивации технический и биологический. Техническая рекультивация предполагает подготовку земель для последующего целевого использования и включает планировку, формирование откосов, снятие, транспортирование и нанесение почвенного слоя. Биологическая рекультивация предусматривает восстановление плодородия технически рекультивированных земель и состоит из комплекса агротехнических и фитомелиоративных мероприятий, направленных на возобновление биоты.

Общие требования к обоим типам:

- тщательное разравнивание поверхности нарушенных земель;
- нанесение плодородных и потенциально плодородных пород, гумусированных почвенных слоев, лессов и лессовидных суглинков мощностью до 1,0 м;
- регулирование водного режима и баланса питательных веществ с применением глубокой обработки поверхностного слоя, внесением минеральных и органических удобрений;
- правильный подбор культур и мелиоративных севооборотов в сочетании с различными агротехническими приемами.

3. ТЕХНОЛОГИЯ ПРОИЗВОДСТВА, ОБЕСПЕЧЕНИЕ ЭНЕРГОРЕСУРСАМИ

3.1 Технология производства

3.1.1 Сырьевая база, характеристика сырья

Месторождение «Юбилейное» расположено в Республике Казахстан в Актюбинской области.

Месторождение расположено на территории Мугалжарского района Актюбинской области, в 45 км от ближайшей железнодорожной станции Жем, г.Эмба, с которой связан грейдерной автодорогой. От областного центра г. Актобе месторождение удалено на 250 км к юго-востоку.

Месторождение расположено в южных отрогах Мугалжарских гор, которые представляют собой меридиональной вытянутые небольшие возвышенности с абсолютными отметками 330 – 450 м. К западу, горный ландшафт постепенно сменяется мелкосопочником и переходит во всхолмленную степь. Абсолютная отметка месторождения – 450 м над уровнем моря.

Гидрогеографическая сеть района развита слабо. Вблизи месторождения протекает речка Кундызды, имеющая сравнительно небольшую площадь водосбора и питающаяся в основном за счет весенних паводков, грунтовых вод с малым удельным дебитом и многочисленных ключей, истекающих с водораздельных возвышенностей. В летнее время она пересыхает и превращается в систему отдельных разобщенных плесов.

Климат района резко континентальный с сухим жарким летом и холодной, часто сырой, малоснежной зимой. Близость Аральского моря и Каспия сглаживает температурные градиенты, благодаря чему несколько повышается средняя годовая температура по сравнению с другими районами Республики Казахстан.

Месторождение «Юбилейное» приурочено к штоку биотит – роговообманковых плагиогранит – порфиоров, прорывающих базальты и андезито – базальты мугалжарской свиты силлура (S mg), окаймленному интенсивно окварцованными породами.

Золотое оруденение залегает в гидротермально-измененных породах и размещается как по периферийной зоне интрузии, так и в пределах самой интрузии.

Структура месторождения каркасно – блоковая, обусловленная крутопадающими разломами меридионального и северо – восточного простирания. На площади месторождения широко проявлены и более мелкие разрывные нарушения субмеридионального, северо- западного, северо– восточного и субширотного направлений. Субширотные разломы считаются пострудными. Амплитуды смещений по разломам незначительны. Большинство разломом крутопадающие (75 – 85°).

На современном эрозионном срезе месторождения выделены 4 крупных рудных тела кварцевых метасоматитов: Центральное, Северное, Западное и Юго-восточное и ряд более мелких. Главные рудные тела крутопадающие ($75 - 90^\circ$) и имеют протяженность 60 – 140 м, при мощности 5 – 40 м, на глубину прослеживаются до 320 – 500 м. Рудные тела представляют собою штокверковые зоны, зоны, образованные густой сетью прожилков мощностью 0,1 – 10,0 см. Большая часть прожилков сложена дорудным кварцем с магнетитом. Рудные кварц-сульфидные прожилки секут первые или подновляют их, располагаясь в зальбандах или их центральных частях. На отдельных участках сеть прожилков сгущается с образованием сплошных или с редкими реликтами первичных пород, кварцитоподобные образования – кварцевые метасоматиты.

По минеральному составу и количественному соотношению минералов руды месторождения относятся к умеренно сульфидному типу. Основная часть запасов составляют руды, содержащие 65 – 80 % кремнезема, 6 – 13% глинозема и 3 – 10% сульфидов.

Главными минералами первичных руд являются: халькопирит, пирит, магнетит, золото самородное, антимонит; второстепенными: сфалерит, галенит, пирротин, марказит, рутил. Нерудные минералы: кварц, кальцит, доломит, эпидот, альбит, хлорит, актинолит, серицит.

Во вкрапленных кварцево-сульфидных рудах кроме золота, меди и серебра содержатся мышьяк и сурьма 0,001 – 0,1% и цинк 0,01 – 0,2%. Спорадически обнаруживаются молибден, свинец, скандий, галлий, иттрий, иттербий, висмут, вольфрам в пределах до тысячных долей процента.

Отличительной особенностью месторождения является наличие в нем интенсивного прокварцевания, кольцеобразно располагающегося почти по всему экзоконтакту интрузивных тел. Окварцеванием охвачены как плагиогранит-порфиры, так и вмещающие базальты, однако степень проявления его не одинакова. Наиболее мощные зоны окварцованных пород образовались по биотитовым плагиогранит-порфирам. Руды имеют высокую крепость – 15-18 по шкале Протоdjяконова. Вмещающие породы достаточно устойчивы. На устойчивость пород неблагоприятно влияет в некоторой степени трещинная тектоника и многочисленные трещины кливажа.

Плотность руды в массиве составляет для рудных тел:

- северного и центрального – $2,71 \text{ т/м}^3$,
- западного – $2,79 \text{ т/м}^3$,
- юго-восточного – $2,74 \text{ т/м}^3$.

3.1.2. Режим работы цехов и расчёт производительности

Производство проектируемой фабрики составляет 2 000 000 тонн руды в год. 305 дней в году работает дробильный цех, в 3 смены по 7 часов. Суточная производительность дробильного цеха оставляет:

$$Q_{\text{сут}} = \frac{Q_{\text{год}}}{305} = 6557,4 \text{ т/сут};$$

Часовая:

$$Q_{\text{час}} = \frac{Q_{\text{сут}}}{14 \cdot \eta} = 493 \text{ т/час};$$

где: η - коэффициент, учитывающий неравномерность физических свойств руды ($\eta=0,95$)

Главный корпус фабрики работает 365 дней в году. Учитывая коэффициент движения оборудования, равный 93% для расчета суточной производительности, принимаем в соответствии с нормами технического проектирования число рабочих дней в году равным 340, тогда суточная производительность будет:

$$Q_{\text{сут}} = \frac{Q_{\text{год}}}{340} = 5882,3 \text{ т/сут};$$

Часовая:

$$Q_{\text{час}} = \frac{Q_{\text{сут}}}{24 \cdot \eta} = 258 \text{ т/ч};$$

Синхронно с главным корпусом работает цех обезвоживания.

3.1.3 Краткий анализ работы действующей фабрики

Схема фабрики для золото-медной руды предусматривает двухстадиальное дробление руды, двухстадиальное измельчение, классификацию в гидроциклонах в замкнутом цикле.

Схема флотации принята коллективно-селективная, с выделением коллективного золото-медного концентрата, а затем с его селекцией на медный и золотой концентраты.

3.1.4 Выбор и обоснование технологической схемы

В основу технологии проектируемой фабрики положена схема и режим действующей обогатительной фабрики.

Схема включает:

- А) две стадии дробления
- Б) две стадии измельчения с замкнутым циклом в обеих стадиях: в первой стадии измельчение до 70% класса крупностью -74 мкм, во второй стадии до 65% класса крупностью -74 мкм;
- В) коллективную золото-медную флотацию с тремя перечистками и одной контрольной флотацией;
- Г) основную медную флотацию с двумя перечистками и одной контрольной флотацией;
- Д) основную цинковую флотацию с тремя перечистками и одной контрольной флотацией;
- Е) обезвоживание концентрата, осуществляемое в две стадии: сгущение концентрата и фильтрование концентрата.

3.1.5. Выбор и расчет схемы дробления

Для проектируемой фабрики принимается трехстадиальная схема дробления с предварительным грохочением во второй и третьей стадиях.

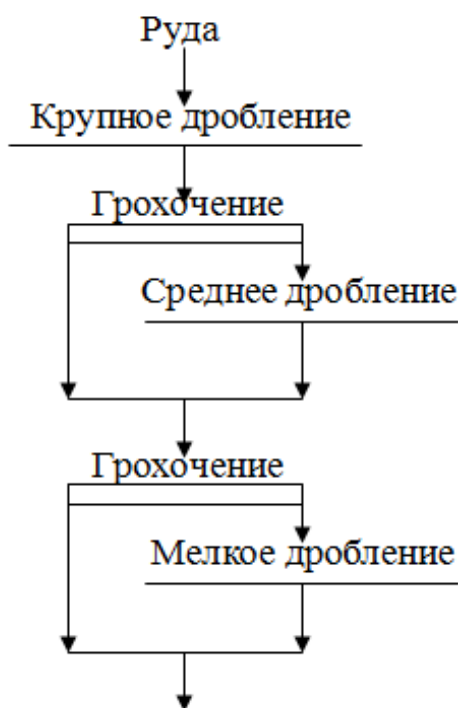


Рисунок 1 – Трехстадиальная схема дробления

Трехстадиальная схема дробления принята по следующим причинам:

- Крепкость руды по шкале Протодяконова-13;
- Начальная крупность руды-780 мм;

- Конечная крупность-13 мм;
- Общая степень дробления-15,3
- Плотность руды- 3,1 г/см³;
- Насыпная плотность- 1,82 г/см³;
- Влажность руды- 5%.

Расчет схемы дробления

$$S_{\text{общ}} = \frac{D_{\text{max}}}{d_{\text{н}}} = 60,$$

$$S_{\text{общ}} = \frac{780}{13} = 60,$$

Средняя степень дробления: $S_{\text{ср}} = \sqrt[3]{S_{\text{общ}}} = \sqrt[3]{60} = 4$

Частные степени дробления:

$$S_{\text{общ}} = S_1 * S_2 * S_3 ;$$

$$S_1 = 4,31 ;$$

$$S_2 = 3,9 ;$$

$$S_3 = 3,57 ;$$

1) Крупность дробленых продуктов по стадиям составит:

в первой стадии – $d_I = D_{\text{max}} / S_I = 780 / 4.31 = 180,75$ мм;

во второй стадии – $d_{II} = d_I / S_{II} = 180,75 / 3.9 = 46,35$ мм;

в третьей стадии – $d_{III} = d_{II} / S_{III} = 46,35 / 3.57 = 13$ мм принимаем 13 мм.

2) Размеры щелей дробилок определяется по формуле:

$$i_p = \frac{d_I}{Z_I}, \text{ мм};$$

$$I_1 = d_I / Z_I = 180,75 / 1.5 = 120,5 \text{ мм.}$$

$$I_2 = d_{II} / Z_{II} = 46,35 / 1.2 = 38,62 \text{ мм.}$$

Величину Z принимаем по типовым характеристикам для соответствующих стадий и крепости руды.

1) Размеры отверстий грохота и эффективность грохочения

$$a_{II} = 13 \text{ мм. } E_{II} = 85\%.$$

2) Ситовой состав руды приведен в таблице 2.

Таблица 1 – Типовая характеристика крупности продукта 3, $d_H=10$ мм, $i_p=120,5$ мм

Определяемый класса в долях, i_p	Крупность, мм	Выход класса по «+» %	Выход класса по «-» %
$0,2 * i_p$	24	92	8
$0,4 * i_p$	48,2	70	30
$0,8 * i_p$	96,4	40	60
$1,2 * i_p$	144,6	29	71
$Z_1 * i_p$	180,75	2	98

График ситовой характеристики по плюсу приведен на рисунке 3

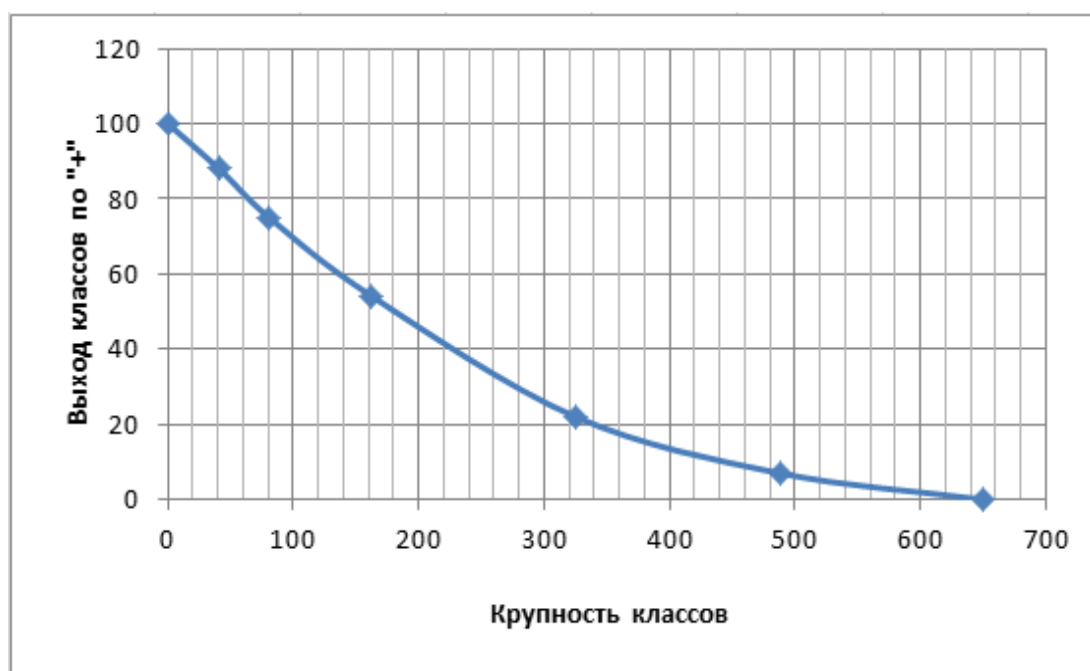


Рисунок 3 – График ситовой характеристики по плюсу

Таблица 2 – Расчетной характеристики крупности продукта 4

Крупность класса, мм	Расчетный выход класса по «-», %	Выход класса по «+», %
24	$\beta_4^{-24} = \beta_0^{-24} + b_0^{+120,4} * \beta_3^{-24} = 15 + 0,64*8 = 20.1$	79.9
48,2	$\beta_4^{-48,2} = \beta_0^{-48,2} + b_0^{+120,4} * \beta_3^{-48,2} = 23 + 0.64*30 = 42.2$	57.8
96,4	$\beta_4^{-96,4} = \beta_0^{-96,4} + b_0^{+120,4} * \beta_3^{-96,4} = 30 + 0.64*60 = 68.4$	31.6
144,6	$\beta_4^{-144,6} = \beta_0^{-144,6} + b_0^{+144,6} * \beta_3^{-144,6} = 48 + 0.52*71 = 85$	15
180,75	$\beta_4^{-180,5} = \beta_0^{-180,5} + b_0^{+180,5} * \beta_3^{-180,5} = 56 + 0.44*98 = 97,12$	2.88

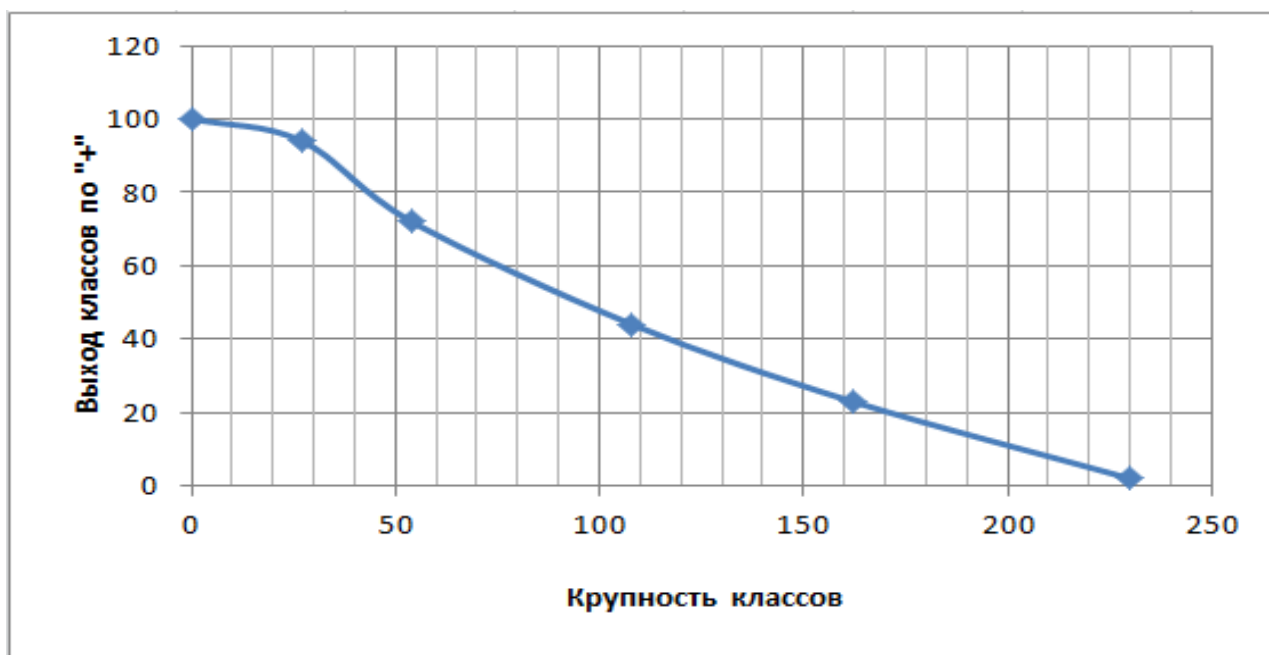


Рисунок 4 – Характеристика крупности продукта 4

Таблица 3 – Таблица типовой характеристики крупности продукта 7

Определяемый класс, в долях d_n	Крупность класса, мм	Выход класса по «+», %	Выход класса по «-», %
$0.2 * d_n$	9,27	63	37
$0.4 * d_n$	18,5	40	60
$0.6 * d_n$	27,81	21	79
$0.8 * d_n$	37,08	11	99
$1.0 * d_n$	46,35	4	96

Таблица 4 – Расчетной характеристики крупности продукта 8

Крупность класса, мм	Расчетный выход класса по «-», %	Выход класса по «+», %
9,27	$\beta_8^{-9,27} = \beta_4^{-9,27} + b_4^{+38,62} * \beta_7^{-9,27} = 3 + 0.67*37 = 27,8$	64
18,5	$\beta_8^{-18,5} = \beta_4^{-18,5} + b_4^{+38,625} * \beta_7^{-18,5} = 8 + 0.67*60 = 48,2$	51,8
27,81	$\beta_8^{-27,81} = \beta_4^{-27,81} + b_4^{+38,625} * \beta_7^{-27,81} = 22 + 0.67*79 = 75$	25
37,08	$\beta_8^{-37,08} = \beta_4^{-37,08} + b_4^{+38,625} * \beta_7^{-37,08} = 36 + 0.67*89 = 95.6$	4,4
46,35	$\beta_8^{-46,35} = \beta_4^{-46,35} + b_4^{+46,35} * \beta_7^{-46,35} = 45 + 0.58*96 = 100$	0

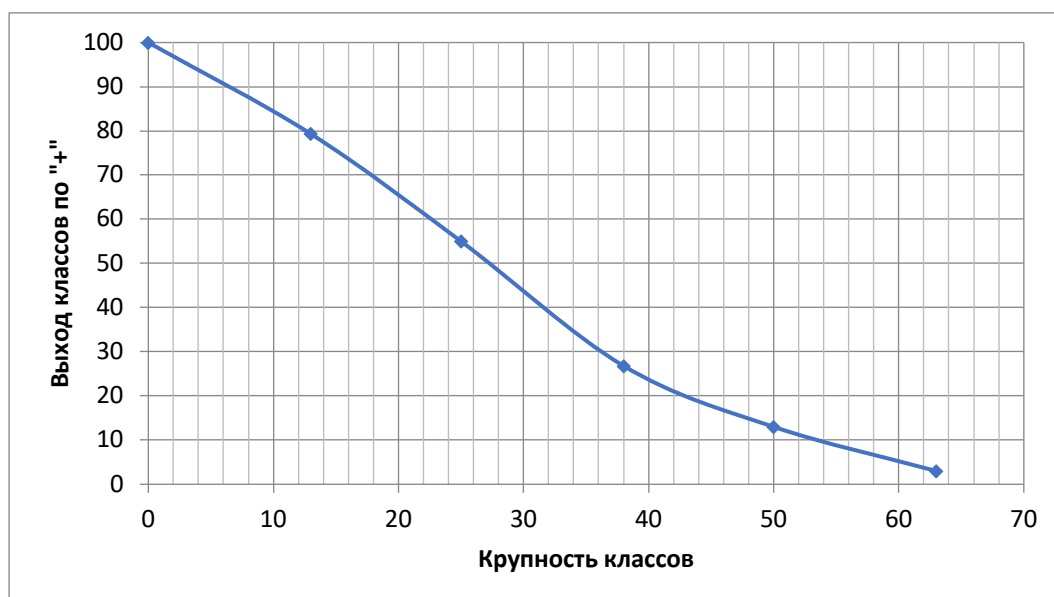


Рисунок 5 - Характеристика крупности продукта 8

Расчитываем количество продуктов для 3 стадии дробления.

По графику ситовой характеристики продукта 8, рисунок 5 определяем:

$$\beta_8^{-13} = 38\%$$

Определяем количество продукта 9:

$$Q_9 = Q_0 \cdot \beta_8^{-13} \cdot E_{iii} = 493 \cdot 0,38 \cdot 0,85 = 159,2 \text{ т/ч}$$

Определяем количество продукта 10:

$$Q_{10} = Q_0 - Q_9 = 493 - 159,2 = 333,8 \text{ т/ч}$$

3.1.6 Выбор и расчёт схемы измельчения

В проекте принимаем двухстадийную схему измельчения в замкнутом цикле в обеих стадиях и с делительной классификацией во второй стадии.

Для успешного ведения процесса флотации необходимо получить помол 85% класса – 0,074мм.

В первой стадии измельчения устанавливаем шаровые мельницы, так как номинальная крупность питания 10 мм, содержание готового класса в питании 10%.

Научно-исследовательские работы показали, что шаровые мельницы работают более эффективно в замкнутом цикле.

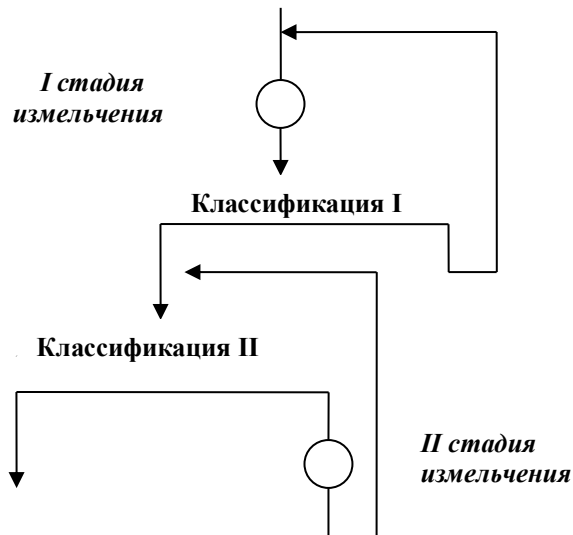


Рисунок 5 - Проектируемая схема измельчения

Расчет схемы измельчения

1) Циркулирующую нагрузку, исходя из опыта действующей фабрики, принимаем : $C_1=193\%$, $C_2=293$

2) Находим выхода продуктов измельчения.

Известны величины:

$$\gamma_0=100\%; \gamma_0=\gamma_1=100\%; \beta_6^{-74} = 85\%$$

Определяем содержание готового класса в конечном продукте 1 стадии измельчения по формуле:

$$\beta_3^{-74} = \beta_0^{-74} + \frac{\beta_6^{-74} - \beta_0^{-74}}{1 + k m}, \%$$

k - отношение приведенного объема мельницы второй стадии к объему мельниц первой стадии;

m - отношение удельной производительности по классу 0.074 мм во второй стадии к удельной производительности по этому же классу в первой стадии.

$$\beta_3^{-74} = 10 + \frac{85 - 10}{1 + 1 * 0,7} = 54,12 \%$$

3) Производим перерасчет на абсолютные показатели

Количество продуктов определяем по формуле:

$$Q_n = \gamma_n * Q_0 / 100\%$$

Результаты расчета схемы измельчения заносим в таблицу 5

Таблица 5- Результаты расчета схемы измельчения

№ продукта	Выход, %	Количество т/ч
γ_0	100	258
γ_1	293	755,9
γ_2	293	775,9
γ_3	100	258
γ_5	338,5	1685,4
γ_6	100	258
γ_7	338,5	4019,6
γ_8	338,5	1685,4

3.1.7. Расчет баланса металлов и количественной схемы обогащения

Расчет баланс металлов и количественной схемы обогащения приведен в таблице 6.

Таблица 6 – Баланс металлов

Наименование продуктов	Выход, %	Содержание, %		Произведение, %		Извлечение, %	
		Cu	Au	Cu	Au	Cu	Au
Cu,Au концентрат	5,52	15	92,39	82,65	510	92	85
Хвосты	94,48	0,08	0,95	7,4	90	8	15
Руда	100	0,9	6	90	600	100	100

Расчет схемы выполнен стандартным путем составления и решения уравнения баланса по твердому и основному металлу. Коллективная флотация рассчитана по меди, селективная по золоту.

Принципиальная схема флотации приведена на рисунке 7

3.1.8 Выбор схемы обезвоживания

Обезвоживанию подвергаются флотационные концентраты крупностью 85% класса -74 мкм. В связи с тем, что готовый концентрат транспортируется на ближайший медьзавод содержание влаги в концентрате может составить 10%. Такая степень обезвоживания достигается в 2 стадии.

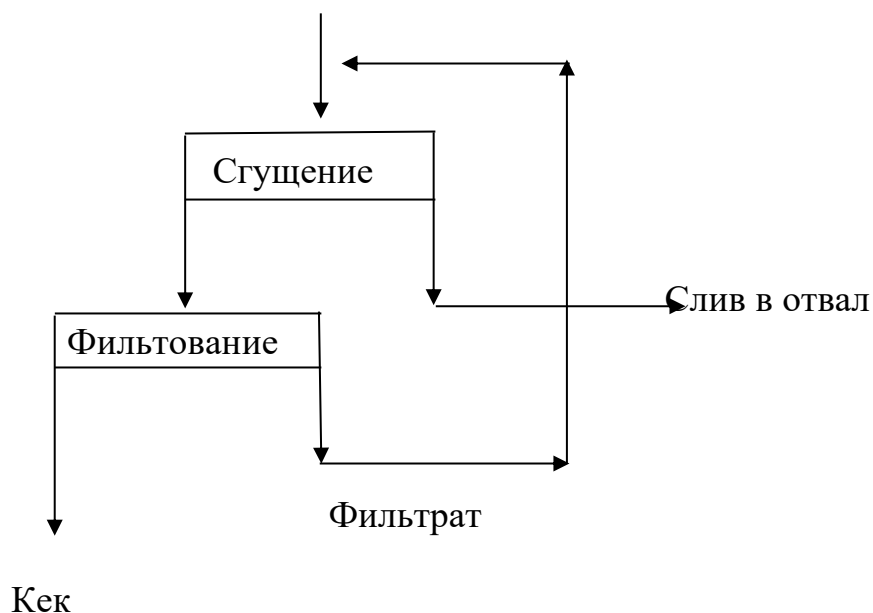


Рисунок 7 – Схема обезвоживания

3.1.9 Расчёт водно-шламовой схемы

Водно-шламовая схема рассчитана на часовую производительность по руде 493 т/ч. Выхода и количество продуктов обогащения приняты по результатам расчета количественной схемы. Содержание твердого в продуктах переработки принято:

1) Исходная руда	95%
2) Пески гидроциклона I классификации	79%
3) Выгрузка мельницы I стадии	75%
4) Пески гидроциклона II классификации	75%
5) Выгрузка мельницы II стадии	70%
6) Пески делительной классификации	62%
7) Концентраты:	
Основной флотации	36%
Контрольной флотации	27%
I Перечистка	35%
II Перечистка	38%
III Перечистка	40%
8) Сгущенный концентрат	63%
9) Кек	80%

Таблица 7 – Расчет водно-шламовой схемы

ПОСТУПАЕТ						ВЫХОДИТ					
Наименование продукта	Выход, %	Содержание твердого, %	Масса твердого, т/ч	Масса воды, т/ч	Объем пульпы, м ³ /ч	Наименование продукта	Выход, %	Содержание твердого, %	Масса твердого, т/ч	Масса воды, т/ч	Объем пульпы, м ³ /ч
I. Измельчение I стадии											
Руда	100	95	258	13,6	108,4	Выгрузка мельницы I стадии	293,3	70	756,7	324	602,2
Пески гидроциклона I	193,3	83	498,7	102,1	285,5						
Вода	-	-	-	208,3	208,3						
Итого	293,3	70	756,7	324	602,2	Итого	293,3	70	756,7	324	602,2
II. Классификация I стадии измельчения											
Слив мельницы I стадии	293,3	70	756,7	324	602,2	Слив гидроциклона I	100	54	258	219,7	314,5
Вода	-	-	-	2,16	-	Пески гидроциклона I	193,3	83	498,7	102,14	285,5
Итого	293,3	70	756,7	321,8	602,2	Итого	293,3	70,15	756,7	321,84	602,2
III. Классификация II стадии измельчения											
Слив гидроциклона I	100	54	258	219,7	314,5	Слив гидроциклона II	100	30	258	602,2	696,8
Выгрузка мельницы II	238,5	70	615,3	263,7	489,9	Пески гидроциклона II	238,5	80	615,3	153,8	380
Вода	-	-	-	272,4	-						
Итого	338,5	53,6	873,3	755,8	1077	Итого	338,5	53,6	873,3	755,8	1077
IV. Измельчение II стадии											
Пески гидроциклона II	238,5	80	615,3	153,8	380	Выгрузка мельницы II стадии	238,5	70	615,3	263,7	489,9
Вода	-	-	-	109,9	-						
Итого	238,5	80	615,3	263,7	489,9	Итого	238,5	70	615,3	263,7	489,9

Продолжение таблицы 7

Основная флотация											
Слив гидроциклона II	100	30	258	602,2	696,8	Концентрат основной флотации	10,92	30	72	168	194
Хвосты I перечистки	15,1	20	101	406	443						
Концентрат контр.флотации	32,48	27	213	576	652	Хвосты основной флотации	71,56	29	469	1170	1337
Вода	-	-	-	27	27						
Итого	147,9	77	572	1611	1818,8	Итого	82,48	29	541	1338	1531
I Перечистка											
Концентрат основной флотации	10,92	30	72	168	194	Концентрат I перечистки	14,3	35	94	175	209
Хвосты II перечистки	12	25	79	233	262	Хвосты I перечистки	15,4	20	101	406	443
Вода	-	-	-	98	98						
Итого	29,7	25	195	581	652	Итого	29,7	25	195	581	652
II Перечистка											
Концентрат II перечистки	14,3	35	94	175	209	Концентрат II перечистки	6,4	38	42	69	84
Хвосты III перечистки	4,1	29	27	67	77	Хвосты III перечистки	12	25	79	233	262
Вода	-	-	-	60	60						
Итого	18,4	29	212	302	346	Итого	18,4	29	121	302	346
III Перечистка											
Концентрат II перечистки	6,4	38	42	69	84	Концентрат III перечистки	2,3	40	15	23	28
Вода	-	-	-	21	21	Хвосты II перечистки	4,1	29	27	67	77
Итого	6,4	38	42	90	105	Итого	6,4	38	42	90	105

Продолжение таблицы 7

Контрольная флотация											
Хвосты основной флотации	71,56	29	469	1170	1337	Концентрат контрольной флотации	32,48	27	213	576	652
Вода	-	-	-	213	213	Хвосты контрольной флотации	71,56	29	469	1170	1337
Итого	71,56	29	469	1383	1550	Итого	104,4	56	682	1746	1989
V. Сгущение											
Концентрат III перечистки	2,3	40	15	23	28	Сгущенный концентрат	2,3	40	15	10	15
Фильтрат	-	-	-	6	6	Слив в сгуститель	-	-	-	19	19
Итого	2,3	40	15	29	34	Итого	2,3	40	15	29	34
VI. Фильтрация											
Сгущенный концентрат	2,3	40	15	10	15	Кек	2,3	80	15	4	9
						Фильтрат	-	-	-	6	6
Итого	2,3	40	15	10	15	Итого	2,3	40	15	10	15

Таблица 8 – Баланс воды по рассчитанной схеме

ПОСТУПАЕТ		ВЫХОДИТ	
Наименование продуктов	Масса продуктов, т/ч	Наименование продуктов	Масса продуктов, т/ч
Вода с рудой	13.6	Слив сгустителя	29
Вода в измельчение I стадии	208.3	Слив сс концентратом	29
Вода в классификацию I	2.16	С отвальными хвостами	956.36
Вода в классификацию II	272.4		
Вода в измельчение II стадии	109.9		
В основную Сн флотацию	27		
В I перерешивку	98		
Во II перерешивку	60		
Основная Аи флотация	25		
В I перерешивку	98		
Во II перерешивку	60		
В III перерешивку	21		
Итого	995.36	Итого	995.36

Расход воды на хозяйственно-бытовые нужды 10 % от технологической – 260 т/ч.

Общий расход воды $2589+260=2849$ т/ч.

В том числе: оборотной 50 % – 1295 т/ч.

Удельный расход воды рассчитываем по формуле :

$$\text{Удельный расход воды} = \frac{\text{Часовой расход воды}}{\text{Часовая переработка руды}}, \text{ м}^3/\text{т};$$

$$\text{Удельный расход воды} = \frac{2589}{655} = 4 \text{ м}^3/\text{т}.$$

В том числе свежей воды $2 \text{ м}^3/\text{т}$.

3.1.10 Выбор и технологический расчёт основного оборудования

3.1.10.1 Оборудование для дробления

Часовая производительность отделения крупного дробления составляет 493 т/ч

При максимальной крупности исходной руды $D_{\max} = 780$ мм подходит стандартная дробилка ЩДП-12х15

Значения коэффициентов:

- 1) при $f = 15$ коэффициент $K_f = 1$;
- 2) коэффициент K_k для этого типоразмера дробилки составит:
при $0.5 \cdot B = 0.5 \cdot 1500 = 780$ мм и $\beta_0^{+600} = 8$ % коэффициент $K_k = 1 - (1 - 1.8) \cdot (8 - 5) / (10 - 5) = 1.03$;
- 3) при $W = 5$ % коэффициент $K_w = 0.9$.

Для $K_3 = 0.85$ по формуле (10) рассчитаем разгрузочное отверстие:

$$i_p = i_{\min} + \frac{\frac{Q_n}{K_3} - K_f \cdot K_k \cdot K_w \cdot \delta_n \cdot q_{\min}}{(q_{\max} - q_{\min}) \cdot K_f \cdot K_k \cdot K_w \cdot \delta_n} \cdot (i_{\max} - i_{\min}), \text{ мм.}$$

Где, i_n – размер разгрузочного отверстия дробилки, мм;

K_f – коэффициент, учитывающий крепость руды по М. Протодяконову;

K_k – коэффициент, учитывающий крупность питания;

K_w – коэффициент, учитывающий влажность руды;

$K_{\text{ц}}$ – коэффициент замкнутого цикла дробления;

$q_{\min}$ – производительность дробилки при минимальной величине разгрузочного отверстия, $\text{м}^3/\text{ч}$;

$q_{\max}$ – производительность дробилки при максимальной величине разгрузочного отверстия, $\text{м}^3/\text{ч}$;

δ_n – насыпная плотность руды, $\text{т}/\text{м}^3$.

$$i_p = 110 + \frac{419 - 1 \cdot 1.03 \cdot 0.9 \cdot 1.82 \cdot 230}{(400 - 230) \cdot 1 \cdot 1.03 \cdot 0.9 \cdot 1.82} \cdot (190 - 110) = 120.4 \text{ мм.}$$

Т.к. $i_p < i_{\min}$, то $i_p = i_n = 120.4$ мм.

В этом случае крупность дробленого продукта в первой стадии по формуле составит:

$$d_n = i_n \cdot Z_n, \text{ мм;} \\ d_I = 120,4 \cdot 1,5 = 180,75 \text{ мм.}$$

Для этого варианта степени дробления составят:

$$S_I = 780 / 180,75 = 4.31;$$

$$S_{II} = 3.9;$$

$$S_{III} = \frac{60}{4.31 * 3.9} = 3.57$$

Производительность дробилки, рассчитанная в соответствии с формулой, составит:

$$Q_p = K_f * K_k * K_w * [q_{min} + \frac{q_{max} - q_{min}}{i_{max} - i_{min}} * (i_p - i_{min})] * \delta_n, \text{ т/ч};$$

Где, i_n – размер разгрузочного отверстия дробилки, мм;
 K_f – коэффициент, учитывающий крепость руды по М. Протодяконову;
 K_k – коэффициент, учитывающий крупность питания;
 K_w – коэффициент, учитывающий влажность руды;
 q_{min} – производительность дробилки при минимальной величине разгрузочного отверстия, м³/ч;
 q_{max} – производительность дробилки при максимальной величине разгрузочного отверстия, м³/ч;
 δ_n – насыпная плотность руды, т/м³.
 i_{max} – пределы регулирования при максимальной величине разгрузочного отверстия, мм
 i_{min} – пределы регулирования при минимальной величине разгрузочного отверстия, мм.

$$Q_p = 1 * 1,03 * 0,9 * 230 = 213,21 \text{ т/ч}$$

Коэффициент загрузки, рассчитанный в соответствии с формулой, составит:

$$K_3 = \frac{Q_{II}}{Q_p}$$

Где, Q_{II} – часовая производительность цеха дробления, т/ч;
 Q_p – расчетная производительность дробилки.

$$K_3 = \frac{493}{213,2} = 2.31.$$

Для среднего дробления, при крупности питания 180 мм, выбираю дробилку КСД–1200–Гр.

Рассчитываю выход продуктов и загрузку дробилок II стадии дробления. Отсеваемый класс –55 мм. Содержание отсеваемого класса в продукте $4 \beta_4^{-55} = 50\%$. Масса отсеваемого класса определяется в соответствии с формулой:

$$Q_5 = Q_4 * \beta_4^{-75} * E_{II}$$

$$Q_5 = 493 * 0.5 * 0.8 = 197.2 \text{ т/ч.}$$

Загрузка дробилки составит:

$$Q_6 = Q_4 - Q_5 = 493 - 197.2 = 295.8 \text{ т/ч.}$$

Количество дробилок $N = Q_6 / Q_p = 295.8 / 213.21 = 2 \text{ шт.}$

Коэффициент загрузки $K_3 = Q_6 / (Q_p * N) = 295.8 / (213.21 * 2) = 0.69.$

Для мелкого дробления, при крупности питания 55 мм, выбираю дробилку КИД-2200.

Дробилка КИД устанавливается с предварительным грохочением.

Отсеваемый класс –13 мм. $\beta_8^{-13} = 38\%$. Масса отсеваемого класса составит:

$$Q_9 = Q_0 * \beta_8^{-12} * E_{III} = 493 * 0.38 * 0.85 = 159.2 \text{ т/ч.}$$

Нагрузка на дробилку:

$$Q_{10} = Q_8 - Q_9 = 493 - 159.2 = 333.8 \text{ т/ч.}$$

Производительность дробилки КИД рассчитывается по формуле:

$$Q_p = K_f * Q_n * \delta_n$$

$$Q_p = 1 * 150 * 1.82 = 273 \text{ т/ч.}$$

Количество дробилок:

$$N = 493 / 272 = 2 \text{ шт.}$$

Коэффициент загрузки:

$$K_3 = 333.8 / (2 * 273) = 0.65.$$

Таблица 11 – Сводная таблица устанавливаемых дробилок

Показатели	I стадия дробления	II стадия дробления	III стадия дробления
Типоразмер дробилки	ЩДП-12х15	КСД-1200Гр	КИД-2200
Ширина приемной щели (В), мм	1200	185	110

Пределы регулирования разгрузочного отверстия, мм	140-150	20-50	----
Наибольший размер куска в питании, мм	1000	150	110
Крупность дробленного продукта, мм	180,75	75	12
Расчетная производительность на одну дробилку, т/ч	213,21	180	273
Расчетная производительность всех дробилок, т/ч	426,42	360	546
Количество дробилок	2	2	2
Коэффициент загрузки дробилок	2,13	0.69	0.65

3.1.10.2 Выбор оборудования для грохочения

В стадиях среднего и мелкого дробления к установке принимаются вибрационные грохоты тяжелого типа. Необходимая площадь грохочения рассчитывается по формуле:

$$F = \frac{Q}{q * \delta_n * K * L * M * N * O * P}, \text{ т/ч}$$

1) Грохот для стадии среднего дробления. Размер отверстия сетки грохота $a_{II} = 50$ мм. Значение q_0 составляет $q_0 = 42 + (50 - 42) * (50 - 50) / (80 - 50) = 42 \text{ м}^2$;

Для определения коэффициента K находим по ситовой характеристике продукта 4 содержание класса $a/2 = 50/2 = 25$ мм — $\beta_4^{-25} = 22$ %. Для $\beta^{-25} = 22\%$ значение коэффициента K составит:

$$K = 0.6 + (0.8 - 0.6) * (22 - 20) / (30 - 20) = 0.62.$$

Для определения коэффициента L находим по ситовой характеристике продукта 4 содержание класса $a = 55$ мм — $\beta_4^{+55} = 65$ %.

Для $\beta^{-55} = 65$ % значение коэффициента L составит:

$$L = 1.08 + (1.55 - 1.32) * (65 - 70) / (70 - 60) = 1.18.$$

Значение коэффициента M для эффективности грохочения 80 % составит $M = 1.35$.

Значения коэффициентов N , O , P принимаются равными 1. По формуле рассчитаем необходимую площадь грохочения:

$$F_p = \frac{493}{42 * 1.82 * 0.64 * 1.18 * 1.35 * 1 * 1 * 1} = \frac{493}{77,9} = 6.33 \text{ м}^2.$$

Если принять на каждую дробилку КСД по одному грохоту, площадь сита составит 8 м². Грохот с большей просеивающей поверхностью ГИТ–61 с F = 8 м² в количестве 2 штуки.

2) Грохот для стадии мелкого дробления. Размер отверстия сетки грохота a_{III} = 13 мм. Значение q₀ составляет q₀ = 26,25 м²/ч

Значения буквенных показателей формулы составят:

$$q_0 = 26,25 \text{ м}^2/\text{ч}$$

$$\delta_n = 1.82 \text{ т/м}^3;$$

$$\beta_8^{-6} = 30 \%, K = 0.53;$$

$$\beta_8^{+13} = 62 \%, L = 0,94 + (0,97 - 0,94) * (13 - 10) / (20 - 10) = 0,95$$

$$E_{III} = 85 \%, M = 1.18;$$

$$N, O, P = 1.0.$$

$$F_p = \frac{493}{26,25 * 1.82 * 0.53 * 0.95 * 1.18 * 1 * 1 * 1} = \frac{493}{28,38} = 17,37 \text{ м}^2$$

Если принять по одному грохоту на каждую дробилку, то необходимая площадь грохота составит 17,37/2 = 8,68 м². Принимается грохот ГИТ–61 с F = 8 м² в количестве 2 штуки.

Окончательные выводы о целесообразности того или иного варианта могут быть сделаны после выполнения расчетов измельчительного передела

3.1.10.3 Выбор оборудования измельчения

В соответствии с принятой схемой измельчения d_n = 12мм и склонность к ошламованию медных минералов целесообразно в обеих стадиях применение шаровых мельницы с разгрузочной через решетку.

За эталон принимаем шаровую мельницу, установленную на фабрики размерами 3200х3100.

Эталонные условия:

– диаметр D=3 м;

– объем V=22,5 м³;

– шаровая загрузка Ф=45,5% от объема мельницы;

– число оборотов ψ=80% от критической;

–удельная производительность по готовому классу -74 мкм $q_{\text{Э}} = 1.1 \text{ т/м}^3 \text{ ч}$.

I стадия измельчения. Часовая производительность по исходной руде $Q_{\text{ч}} = 493 \text{ т/ч}$, содержание готового класса -74 мкм в исходной руде $\beta_{\text{н}}^{-74} = 9\%$; содержание готового класса -74 мкм после I стадии $\beta_{\text{к}}^{-74} = 51\%$.

Расчет выполняется по удельной производительности.

Для сравнения принимаются следующие типоразмеры мельниц:

1) МШР–55х65 с $V = 141 \text{ м}^3$;

2) МШР–45х65 с $V = 86 \text{ м}^3$;

3) МШР–45х50 с $V = 71 \text{ м}^3$;

4) МШР–40х50 с $V = 55 \text{ м}^3$.

Удельная производительность принятых мельниц рассчитывается по формуле :

$$q_{-74} = q_{\text{Э}} * K_{\text{И}} * K_{\text{К}} * K_{\text{Т}} * K_{\text{D}} * K_{\text{L}} * K_{\text{Ф}} * K_{\text{П}}, \text{ т/}(\text{м}^3 * \text{ч}).$$

Определим поправочные коэффициенты для мельницы МШР–40х50.

Коэффициент $K_{\text{И}}$ определяем:

$$K_{\text{И}} = K_{\text{ф пр}} / K_{\text{ф эт}} = 0,88 / 1,41 = 0,62.$$

Коэффициент $K_{\text{К}}$ определяем:

$$K_{\text{К}} = m_2 / m_1 = 0,99 / 0,975 = 1,015.$$

Коэффициент $K_{\text{Т}} = 1.0$, т.к. проектируемая и эталонная мельницы однотипны.

Коэффициенты $K_{\text{Ф}}$ и $K_{\text{П}}$ принимаем равными 1.0, т.к. принимается, что проектируемая мельница работает в режиме эталонной.

Для мельницы МШР–45х50 коэффициент K_{D} определяем по формуле :

$$K_{\text{D}} = \sqrt{\frac{D_{\text{пр}} - 0.15}{D_{\text{эт}} - 0.15}} = \sqrt{\frac{5.5 - 0.15}{3.2 - 0.15}} = 1.32.$$

Коэффициент K_{L} определяем по формуле (20):

$$K_{\text{L}} = \left(\frac{L_{\text{пр}}^{0.15}}{L_{\text{эт}}^{0.15}} \right) = \left(\frac{6.5^{0.15}}{3.1^{0.15}} \right) = 1.12.$$

Удельная производительность мельницы МШР–40х50 составит:

$$q_{-74} = 1.1 * 0.62 * 0.92 * 1.0 * 1.19 * 1.52 * 1.0 * 1.0 = 1.30 \text{ т/}(\text{м}^3 * \text{ч})$$

для МШР–40х50:

$$Q_m = q_{-74} * \frac{V}{\beta_K^{-74} - \beta_H^{-74}} = 1,30 * \frac{55}{0.53 - 0.07} = 155,4 \text{ т/ч};$$

V=55 м3- объем мельницы

Вк=53%- содержание готового класса в конечном продукте после I стадии измельчения.

βн=7%- содержание готового класса в питании мельницы I стадии.

Необходимое количество мельниц I стадии.

$$N = \frac{Q_0}{Q_m} = \frac{258}{155,4} = 2 \text{ шт, где } Q_0 \text{ часовая производительность}$$

измельчения;

Производим проверку мельницы по пропускной способности:

$$\frac{Q_0 + Q_0 * C}{V} = \frac{258 + (258 * 2,8)}{2 * 141} = 8,91 < 12 \text{ т/м}^3$$

Коэффициент загрузки определяем по формуле:

$$K_z = \frac{Q_n}{N * Q_0} = \frac{258}{2 * 155,4} = 0,83$$

Производим расчет остальных типоразмеров мельниц. Сравнение вариантов установки различных типоразмеров мельниц приведено в таблице 10

Таблица 13 – Таблица сравнения мельниц

Типоразмер мельницы	Кол-во, шт.	Мощность, кВт		Пропускная способность, т/(м³*ч)	Коэффициент загрузки
		Единицы	Всех		
МШР–55х65	1	4000	8000	6,4	0,53
МШР–45х65	1	2500	5000	7,9	0.68
МШР–45х50	2	2500	7500	6,9	0.60
МШР–40х50	2	2000	6000	8,91	0.83

Из таблицы 13 видно, что наиболее оптимальным вариантом является установка двух мельниц МШР–40х50, имеющих лучшие показатели по пропускной способности и коэффициенту загрузки. Установка в первой стадии мельниц МШР–40х50 в количестве 2 шт.

II стадия измельчения. Во второй стадии наиболее целесообразно установить мельницы МШР–40х50 в количестве 2 штук, это предусмотрено при расчёте количественной схемы измельчения.

Производительность мельниц второй стадии рассчитывается по формуле :

$$Q_p = \frac{q_{-74} * m * V}{\beta_K^{-74} - \beta_H^{-74}}, \text{ т/ч,}$$

значение “m” в формуле (22) рекомендуется принимать в пределах 0.6÷0.8 при среднем значении m = 0.7.

$$Q_p = \frac{1.30 * 0.7 * 55}{0.85 - 0.53} = \frac{50,05}{0.21} = 156 \text{ т/ч.}$$

Количество мельниц составит $N = 258/156 = 2$ шт., коэффициент загрузки составит $K_z = 258/(2*156) = 0.82$.

Установка во второй стадии мельниц МШР–45х50 в количестве 2 шт. обеспечивает необходимую производительность.

3.1.10.4 Оборудования классификации

Выбор гидроциклонов.

По данным водно-шламовой схемы рассчитываем гидроциклон для классификации I стадии:

$$V_{\Pi} = V_{\text{ж}} + V_{\text{тв}} = W_2 + L_{\Pi} + \frac{Q}{\delta_T} = 602,2 \text{ м}^3/\text{ч.}$$

Содержание твердого в питании гидроциклона составит:

$$T_{\Pi} = \frac{Q_{\text{пит}}}{Q_{\text{пит}} + W_{\Pi} + L} = 54\%.$$

На одну секцию измельчения объем пульпы в питании составит:

$$V_{\text{секц}} = V_{\Pi}/N = 602,2/2 = 301,1 \text{ м}^3/\text{ч.}$$

Номинальная крупность слива гидроциклона с содержанием 51% класса - 0.074мм в соответствии составит:

$$R_{+74} = 100 - \beta_c^{-74} = 100 - 54 = 46\%,$$

$$d_H = \frac{96.274}{2 - \lg R_{+74}} = \frac{96.274}{2 - \lg 46} = 285,5 \text{ мкм.}$$

Граничная крупность слива в соответствии составит:

$$d_r = d_H / 1.75 = 163 \text{ мкм.}$$

Исходя из ответа такая граничная крупность обеспечивается гидроциклоном с $D=710 \text{ мм}$.

Объемная производительность гидроциклона для $P_0=0.1 \text{ МПа}$ составит:

$$V = 3 * K_\alpha * K_D * d_H * d_c * P_0^{0.5} = 3 * 1.0 * 0.95 * 15 * 20 * 0.1^{0.5} = 270.4 \text{ м}^3/\text{ч.}$$

Необходимое количество гидроциклонов $\Phi=710$ на одну секцию составит:

$$N = V_{\text{секц}} / V = 301,1 / 270.4 = 2 \text{ шт.}$$

С учетом двух резервных гидроциклонов в каждой секции устанавливается четыре гидроциклона ГЦ-710.

Граничная крупность слива определяется по формуле :

$$d_r = 1.5 * \sqrt[3]{\frac{D * d_c * T_H}{\Delta * K_D * P_0^{0.5} * (\delta_T - 1)}}, \text{ мкм;}$$

Где, d_r – граничная крупность слива, мкм;

D – диаметр гидроциклона, см;

V – объемная производительность гидроциклона, $\text{м}^3/\text{ч}$;

K_D – поправка на диаметр гидроциклона. Принимается по таблице;

d_c – диаметр сливного отверстия, см;

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

T_H – содержание твердого в питании гидроциклона, %;

Δ – диаметр песковой насадки, см;

δ_T – плотность твердого в пульпе, $\text{т}/\text{м}^3$.

Фактическая номинальная крупность слива для гидроциклона $\Phi=1000$:

$$d_r = 1.5 * \sqrt[3]{\frac{71 * 20 * 54}{7.5 * 0.95 * 0.1^{0.5} * (3 - 1)}} = 195,6 \text{ мкм.}$$

Нагрузка по пескам выбранных гидроциклонов составляет $498,7/2=249,3\text{т/ч}$.

Удельная нагрузка в соответствии с формулой составит:

$$q = \frac{Q_{\text{п}} \cdot 4}{N \cdot \pi \cdot \Delta^2} = \frac{249,3 \cdot 4}{2 \cdot 3,14 \cdot 15^2} = 0,70 \text{т/(см}^2\text{/ч)},$$

Удельная песковая нагрузка по твердому должна находиться в диапазоне 0,5-2,5 на 1см^2 площади пескового насадка.

Таким образом, выбранный гидроциклон справляется по производительности обеспечивает нужную крупность слива. К установке принимаем два гидроциклона, по одному на секцию и два резервных.

Аналогичным образом решаем подбираем гидроциклон для классификации II стадии измельчения.

Таблица 14 – Сводная таблица гидроциклонов

Показатели	Классификация I, ГЦ 710	Классификация II ГЦ 500
Номинальная крупность слива, мкм	0,15мм	0,113мм
Диаметр гидроциклона	71см	50см
Давление на выходе	0,1	0,25
Расчетная производительность по питанию 1г/ц, $\text{м}^3\text{/ч}$.	270,4	197,3
Количество питания по шламовой схеме, $\text{м}^3\text{/ч}$.	602,2	489,9
Количество рабочих гидроциклонов	2	3
Количество резервных гидроциклонов	2	3

3.1.10.5 Выбор оборудования флотационного обогащения

Для основной и контрольной флотации во всех циклах устанавливаю пневмомеханические машины типа ФПМ-25 для перемешивания ФМ-12.5.

Необходимое количество камер, выбранного типоразмера определяется по формуле :

$$n = \frac{V \cdot t}{60 \cdot V_k \cdot k}$$

где: V-суточный объем пульпы, м³, принимается из рассчитанной шламовой схемы;

t- время флотации, мин;

V_к—объем одной камеры флотомашин, м³;

k- коэффициент использования объема камеры k=0.7-0.75.

Основная песковая флотация:

$$n = \frac{1818,8 \cdot 18}{60 \cdot 25 \cdot 0.75} = \frac{575802}{25200} = 29 \text{ шт.}$$

По 15 камер на каждую секцию.

Таблица 15 – Сводная таблица флотомашин

Наименование операции	V пульпы, м ³ /сут	Типоразмер флотомашин	V камеры, м ³	Время флотации, мин	Количество камер
Основная флотация	1818,8	ФПМ-25	25	18	15
Контрольная флотация	1150	ФПМ-25	25	9	5
I перечистка	652	ФМ-12.5	12.5	14	9
II перечистка	346	ФМ-12.5	12.5	11	2
III перечистка	105	ФМ-12.5	12.5	10	1

3.1.10.6 Оборудование для обезвоживания

Суточная производительность фабрики по концентрату 360 т/сут, часовая производительность 15т/ч.

А) Сгустители

Потребная площадь сгущения определяется по формуле :

$$F = Q \cdot f$$

Где, Q производительность по концентрату, т/ч;

f- удельная площадь сгущения, м³/т*ч. Значение f=20 м³/т*ч

$$F = 15 \cdot 20 = 300 \text{ м}^2$$

К установке принимаем для сгущения концентрата 2 сгустителя Ø 15м с центральным приводом. Общая площадь сгущения м².

Б) Фильтры

Потребная поверхность фильтрации определяется по формуле:

$$F = \frac{Q}{g},$$

Где, Q производительность по концентрату, кг/ч;
g- удельная производительность фильтров, кг/м²*ч. Значение
g=150кг/м²*ч.

$$F = \frac{15000}{150} = 100 \text{ м}^2$$

Принимаем барабанных фильтры с внешней фильтрующей поверхностью БОУ 40-3, в количестве 3 штуки. Общая фильтрующая поверхность 100 м².

3.1.11 Выбор и расчёт вспомогательных оборудования

Насосы

Для перекачки пульпы принимаю песковые насосы. Все насосы, кроме дренажных дублированы.

Расчет насосов производится по производительности воды, рассчитывается по формуле :

$$Q = Q_0 * (1 + v), \text{ м}^3 / \text{ч}$$

где , Q – производительность насоса по воде, м³ /ч;

Q₀ – производительность насоса по пульпе, м³ /ч;

v – содержание твердого в перекачиваемом продукте в долях единиц.

v=0.43

Расчет насоса для перекачки медного концентрата на сгущение.

Q₀=15 м³ /ч.

Q= 15 * (1+0.43)= 21.45 м³ /ч

Определяю монометрический напор по формуле:

$$H_M = H_{\Gamma} + H_{\text{п.у.}} + H_{\text{изг.}} + H_{\text{изл.}}$$

где , H_M –полный манометрический напор, м/вод*сут;

H_Г –геометрический напор (высота подъема), определяется по данным отметках оси насоса и точной. H_Г = 10м;

H_{п.у.} – потеря напора на прямых участках трубопроводах, м. в. ст.;

H_{изг.} – потеря напора на изгибах труб;

H_{изл.} – потери напора при изливании и всасывании пульпы м. в. ст.

H_{изл.}=1.5 м.

Потеря напора на прямых участках трубопроводах определяется по формуле:

$$H_{\text{п.у.}} = \alpha \frac{e * v^2}{d * 2g}$$

где, α -коэффициент сопротивления для пульпы.

$d = 0.04$;

e –длина трубопровода, $e=38\text{м}$;

d –диаметр трубы, $d=0.2\text{м}$;

$g=9.81 \text{ м/сек}^2$;

$v=2\text{м/с}$;

$$H_{\text{п.у}} = 0.04 \frac{38 * 2^2}{0.2 * 2 * 9.81} = 0.8 \text{ м}$$

Потеря напора на изгибах труб находим по формуле:

$$H_{\text{изг}} = k * n_u * \frac{90}{\alpha_0}$$

где, k - коэффициент сопротивления, $k=0.2$;

n_u - шело изгибов на трассе трубопровода;

α_0 – угол изгиба трубопровода

$$H_{\text{изг}} = 0.2 * 4 * \frac{90}{90} = 0.8 \text{ м.}$$

$$H_M = 10 + 0.8 + 0.8 + 1.5 = 13.1 \text{ м. вод. столба.}$$

Таблица 15 – Сводная таблица насосов

Назначение насоса	Типо-размер	Количество		Производительность		Напор, м. вод. ст
		раб	рез	Фактическая	необходимая	
Разгрузка мельницы 1 стадии на 1 классификацию	ГРА-900/67	1	1	900	837,5	67
Разгрузка мельницы 2 стадии, слтв г/ц 1 на 2 классификацию	ГРА-1400/40	1	1	1400	1143,2	40
На основную флотацию	ГРА-700/40	1	1	700	557,2	40
На сгущение	ПР-63/22,5	1	1	63	46,4	22,5
На фильтрование	ПР-63/22,5	1	1	63	13,6	22,5

Транспортеры

Расчет транспортеров производится по стандартной методике и имеет целью определение ширины ленты и мощности двигателя. На основании этих данных выбирается транспортер по каталогу.

Расчет транспортера для транспортировки руды в мельницу.

Определяем мощность электродвигателя транспортера:

$$N = \frac{(K_0 \cdot V + 1.2) \cdot K_1 \cdot K_2 \cdot K_3 \cdot K_4 \cdot K_5 \cdot L}{10000}, \text{ кВт}; \quad (32)$$

где: K_0 – коэффициент, зависящий от ширины ленты;

K_1 – коэффициент запаса мощности двигателя;

K_2 – коэффициент, учитывающий длину конвейера;

K_3 – коэффициент, учитывающий перегибы конвейеров;

K_4 – коэффициент условий работы конвейера;

K_5 – коэффициент, используемый в формуле, если есть тележка;

L – длина навески ленты, м;

V – скорость движения ленты, м/с;

$$N = 6.8 \text{ кВт.}$$

Определяем ширину ленты:

$$B = 60 \cdot (Q / (k_y \cdot V \cdot \delta_n))^{0.5} + 75, \text{ м},$$

где: B – ширина ленты, м;

Q – перемещаемая масса, т;

k_y – коэффициент, учитывающий угол наклона конвейера;

V – скорость движения ленты, м/с;

δ_n – насыпная плотность, т/м³.

$$B = 60 \cdot (322,5 / (1.1 \cdot 2.25 \cdot 1.8))^{0.5} + 75 = 570 \text{ мм. Принимаем } B = 800 \text{ мм.}$$

Аналогично рассчитываются другие транспортеры. Результаты расчета приведены в таблице 16

Таблица 16 – Сводная таблица расчета и выбора транспортеров

Назначение транспортера	Длина, м	Угол наклона, градус	Ширина, мм	Кол- во, штук	Мощность эл. дв., кВт/ч
С крупного дробления в среднее	30	20	1600	2	75
С бункера в среднее дробление	13	0	800	2	25
С мелкого дробления в гл. корпус	130	15	1200	2	135
С мелкого дробления на грохочение	13	18	800	1	10
Транспортер над бункером главного корпуса	110	0	1600	1	50
Горизонтальный транспортер на измельчение					
Наклонные транспортеры на измельчение	20	0	800	2	25
Транспортер с фильтрации в сушку	10	15	800	2	25
Для сушенного концентрата на склад	22	5	600	3	10
Питатель пластинчатый после крупного дробления	20	10	600	2	10
	9	0	1200	1	75

Расчет воздуходувок.

Расход воздуха для одной камеры флотомашин ФПМ-12,5 составляет 1,8м³/мин. Для всех флотомашин составить:

$$46 \cdot 1,8 = 83 \text{ м}^3/\text{мин}$$

Выбираем воздуходувку ВК – 25, в количестве 4 штук.

Расход воздуха для вакуум-фильтров площадью 78 м² при $q = 0,1 \div 0,4 \text{ м}^3/(\text{м}^2 \cdot \text{мин})$ составит:

$$78 \cdot 0,2 = 15,6 \text{ м}^3/\text{мин}$$

Выбираем воздуходувку ТВ-41-1,4 в количестве 2 штук (1 рабочий, 1 резервный) по одной рабочей на каждый вакуум-фильтр.

Расход сжатого воздуха для вакуум-насосов вакуум-фильтров при $q = 0,5 \div 1,5 \text{ м}^3/(\text{м}^2 \cdot \text{мин})$ составит:

$$78 \cdot 1,2 = 93,6 \text{ м}^3/\text{мин}$$

Выбираем вакуум-насос РМК- 2А в количестве 2 штук по одному на каждый вакуум-фильтр.

Результаты расчета прочего вспомогательного оборудования приведены в таблице.

Таблица 17 – Сводная таблица расчета прочего вспомогательного оборудования

Наименование и назначение	Типоразмер	Количество		Производительность		Мощность, кВт.
		раб	Рез	фактическая	необходимая	
Воздуходувки для флотомашин ФПМ-12,5	БК-25	4	4	200	805	200
Воздуходувки для подачи воздуха в вакуум-фильтр	ТВ-41-1,4	1	1	41	15.6	50
Вакуум-насосы для фильтра	РМК – 2А	2	2	35	56	50

3.1.12 Реагентное хозяйство

Реагентное отделение представлено складами для хранения реагентов, отделением растворных чанов и системой реагентопроводов.

В состав реагентного хозяйства обогатительной фабрики входят склады сухих и жидких реагентов, реагентное отделение, предназначенное для приготовления растворов реагентов требуемой концентрации дозированная площадка, размещающая вблизи флотационного цеха с расходными бачками для растворов и питателями реагентов. Погрузочно-разгрузочные работы и транспорт внутри реагентного склада механизмируется автопогрузчиками и мостовыми кранами.

Таблица 18 – Суточный расход реагентов

Наименование	Расход, т/сут	Рабочая конц., %	Суточный объем раствора, м ³
Сернистый натрий	90-110	0.88-2.94	20.59
Изопропиловый ксантогенат	11-23	0.59	3.53-14.12
Бутиловый ксантогенат	60-90	0.59	3.53-14.12
Машинное масло	10-15		4.12

Оборудование для приготовления растворов реагентов.

Выбор и расчет оборудования для приготовления и перекачки реагентов выполняется из условия, что растворение производится в одну смену при непрерывной рабочей неделе с одним выходным днем. Перекачка реагентов на дозировочную площадку производится круглосуточно по мере необходимости. Насосы для перекачки работают в среднем 3-4 часа в сутки.

Результаты расчета и выбора оборудования для приготовления реагентов сведены в таблицу 19.

Таблица 19 – Сводная таблица оборудования реагентного отделения

Назначение оборудования	Наименование	Т	Кол-во
Хранение раствора	Расходный чан	22	4
Дозировка извести	питатель	2ПРС – 1	3
Дозировка ксантогената	жидкого реагента	2ПРС – 1	1
Дозировка Т – 66		2ПРС – 1	1
Дозировка жидкого стекла		2ПРС – 1	1

4. БЕЗОПАСНОСТЬ И ОХРАНА ТРУДА

4.1 Общая характеристика предприятия

Месторождение « Юбилейное » расположено Актюбинской области Республики Казахстан.

Золотые руды Месторождения « Юбилейное » по запасам являются основными.

Источниками выбросов загрязняющих веществ являются:

- корпуса дробления, в которых выделяется пыль в результате дробления и транспортировки руды;

- главные корпуса, применяющие водные растворы реагентов для технологического процесса, которые выделяют газообразные вредные вещества;

- хвостовое хозяйство, где при складировании хвостов обогащения так же происходит выделение пыли.

Все источники выбросов загрязняющих веществ делятся на организованные и неорганизованные.

Реагентные отделения, где производится растворение реагентов и приготовление растворов, главные корпуса, в которых установлены расходные баки и реагентные питатели для дозирования реагентов по точкам процесса флотации, а так же сварочные посты, снабжены вытяжными вентиляционными системами, которые обеспечивают содержание вредных веществ на рабочих местах в пределах допустимых норм.

Неорганизованные источники выбросов – это выбросы пыли неорганической в корпусах дробления и на хвостохранилище, выбросы соединений марганца, кремния, фтористого водорода, сварочного аэрозоля, фторидов и др. при производстве сварочных работ в цехах.

4.2 Организация охраны труда и производственной безопасности на предприятии

На месторождении « Юбилейное » уделяется большое внимание профилактике производственного травматизма и профессиональных заболеваний.

Основные цели обогатительной фабрики политика в области охраны труда:

- недопущение случаев смертельного травматизма, уменьшение количества несчастных случаев, профессиональных заболеваний и производственных аварий; снижение рисков, связанных с возможным нанесением ущерба жизни и здоровью работников;

–воспитание у работников всех уровней культуры безопасности, ответственного отношения к соблюдению норм и правил в области промышленной безопасности и охраны труда.

С целью предотвращения возникновения аварийных ситуаций на предприятии разработаны планы ликвидации аварий в особо опасных местах: реагентные отделения, хвостовое хозяйство, и также в цехе ОПУ САКЦМ.

Для обеспечения нормальной, безопасной и безаварийной работы персонал строго соблюдает производственную и технологическую дисциплину, правила и нормы безопасности труда и пожарной безопасности, умеет быстро и правильно действовать в аварийных ситуациях.

Для предотвращения аварий персоналом предприятия обеспечивается:

- систематический контроль за состоянием зданий, сооружений, оборудования и коммуникаций.

Также не допускаются нарушения правил производства работ, особенно в пожаро и пожаровзрывоопасных местах, средства пожаротушения содержатся в исправном состоянии и в постоянной готовности.

Для обеспечения взрывопожаробезопасности проводится:

- обучение людей при чрезвычайных ситуациях;
- установка молниезащиты и средств автоматизации;
- отключение электрооборудования в случае полной остановки производства;
- не допускается переполнения емкостей.

Основными показателями профилактической стратегии предотвращения травматизма будут являться:

- сокращение числа работников, пострадавших или погибших в результате несчастных случаев на производстве.
- сохранение и укрепление здоровья трудоспособного населения, увеличение продолжительности работоспособного возраста, обеспечение профессионального роста и долголетия работника.
- совершенствование системы охраны труда, обеспечение научной организации труда.
- сокращение расходов, связанных с травматизмом, получение предприятиями дополнительной прибыли.

4.3 Инженерные расчеты по охране и безопасности труда

Расчет искусственно-естественного освещения

Учитывая высокую биологическую и гигиеническую ценность естественного света, в проекте предусматривается естественное освещение производственных помещений, для чего конструктивные решения зданий фабрик, каждого отделения выполняются с учетом требований СНиП-М,2-72.

Естественное освещение предусматривается для помещений с постоянным пребыванием в них людей.

Исходя из конструктивного решения здания проектируемого цеха обогащения, устанавливается боковое освещение, естественное на всех отметках выше нулевой. На верхних отметках можно предусмотреть комбинированное освещение.

В цехах фабрики применяется общее равномерное освещение.

Для создания благоприятных условий труда важное значение имеет освещение. На практике применяют естественное и искусственное освещение.

Естественное освещение нормируется СНиП-18-72. Электрическое освещение необходимо для проведения работ в темное суток и в местах без достаточного естественного освещения. В помещениях, где проводят относительно грубые работы, применяют лампы накаливания. Естественное освещение осуществляется в виде бокового через окна в наружных стеках, в виде верхнего освещения через световые фонари в перекрытиях здания и через проемы в местах перепадов высот смежных проемов зданий из расчета 1м² площади окна на 10 м² площади пола.

Искусственное освещение осуществляется с помощью светильников. Наименьшая освещенность составляет на поверхности составляет 20 лк для помещений, где устанавливается вспомогательное оборудование.

Для искусственного освещения производственных помещений проектом предусматривается система комбинированного освещения: брызгозащищенное и струезащищенное.

Проектом предусматривается светильники с люминесцентными лампами прямого света. При освещении подбункерного пространства используется комбинированное освещение: 30% искусственного освещения достигается за счет общего освещения от отделения измельчения и отсадки, а остальные 53 лк за счет установки светильников местного освещения.

Для освещения главного корпуса предусмотрена система комбинированного освещения. Главный корпус проектируемой обогатительной фабрики имеет следующие размеры по пролетам.

Первый пролет: длина (А) – 102 м; ширина (В) - 8 м; высота (Н) - 3 м.

Определяем высоту подвеса светильников i под рабочей поверхностью по формуле:

$$i = \frac{A * B}{H * (A * B)} = \frac{102 * 8}{3 * (102 * 8)} = 0,33 \text{ м.}$$

Применяем светильники типа «Универсал» без уплотнения. Коэффициент использования $K = 0,60$. Принимаем коэффициент запаса в зависимости от условий технологического процесса. В главном корпусе коэффициент запаса $K_z = 0,9$. Находим мощность лампы по формуле:

$$F_n = \frac{E_{\min} * S * K_3}{z},$$

где: F_n - мощность лампы, Вт;

$E_{\min}$ - минимальное количество освещения;

S - площадь пролета, м²;

K_3 - коэффициент запаса;

z - коэффициент использования осветительной установки.

Рассчитаем по формуле мощность лампы:

$$F_n = \frac{40 * 1190 * 1,7}{0,68} = 119000 \text{ Вт.}$$

Выбираем лампы ДРА мощностью 50 Вт. Определяем количество светильников по формуле:

$$n = \frac{F_n}{F_{\text{Л}}}, \text{ шт.}$$

Рассчитаем по формуле количество светильников:

$$n = \frac{19000}{21000} = 6 \text{ шт.}$$

Количество светильников 6 штук.

4.4 Электро - и пожаробезопасность предприятия

На фабрике используется электромеханическое оборудование, электродвигатели, трансформаторы, измерительные приборы, электросварочные агрегаты, светильники, кабели, провода.

Защитное заземление - преднамеренное электрическое соединение с землей эквивалентом металлических нетоковедущих частей, которые могут оказаться под напряжением. Оно предохраняет человека от поражения током в случае прикосновения к корпусу под напряжением в результате случайного соединения с токоведущими частями. В помещениях с повышенной опасностью и особо опасных, заземление металлических частей оборудования является обязательным.

Защитные заземления - быстродействующая защита, обеспечивающая автоматическое отключение электроустановки при возникновении в ней опасности поражения током. Его применяют тогда, когда защитное заземление и зануление не обеспечивают полной безопасности работ.

5. ЭКОНОМИКА ПРОИЗВОДСТВА

5.1 Главный корпус

Строительный объём главного корпуса составляет 200000 м³ по цене 35 000 тенге за 1 м³.

1. Стоимость корпуса составит:
 $200000 * 35\ 000 = 7\ 900\ 000\ 000$ тенге.
 2. Стоимость строительных металлоконструкции составит при цене 75 000 тенге за 1 тонну металлоконструкций:
 $(217728 * 2 / 1000) * 80000 = 34\ 836\ 480$.
 3. Стоимость технологических металлоконструкции составит:
 $(200000 * 1 / 1000) * 75000 = 15\ 000\ 000$.
 4. Общая стоимость корпуса составит: 7 900 000 000 тенге.
 5. Накладные расходы составляют 18% и равны :
 $7\ 900\ 000\ 000 * 0.18 = 1422000000$ тенге.
 6. Плановые накопления составляет 3% и равны: 230182041.6 тенге.
 7. Монтаж электроосвещения по цене 25700 тенге за 1 кВт установочной мощности равен:
 $96.2 * 25700 = 2472340$ тенге.
 8. Стоимость сантехнических работ составляет 15% от стоимости здания и равна: 1 276 110 108 тенге.
- Всего стоимость строительных работ по главному корпусу составит 1 235 156 108 тенге.

5.2 Расчёт стоимости вспомогательных материалов

Таблица 18 – Расчет стоимости вспомогательных материалов

Наименование	Норма расхода кг/т	Расход в год т/ год	Цена за единицу тенге/ тонна	Сумма в год, тенге
Медный купорос	1.78	1960	770000	1509200000
Ксантант бутиловый	0,05	68	570000	38760000
Аэрофлот	0,11	154	52200	8008000
Известь	0,82	902	86000	77572000
Бронь мельниц	0,12	143	79500	11368500
Транспортная лента	0,018	17	1600	27200
Сетка	0,06	86	2600	223600
Бронь ЩДП	0,013	14	82000	1148000
Смазочные материалы	0,32	293	57800	16935400

Таблица 5.2 – Определение энергетических нагрузок

Наименование	Количество		Общая установочная мощность		Коэффициент использования мощности	Часов работы		Годовой расход энергии, кВт-ч
	Раб.	Рез.	Раб., кВт	Рез., кВт		В сутки	В год	
ЩДП-12х15	1	-	90	-	0,65	21	6405	512460
КСД-2200 ГР	1	-	160	-	0,65	21	6405	911040
КИД – 2200	1	-	500	-	0,65	21	6405	2847000
МШР 40х50	2	-	1250	-	0,95	24	8160	14235000
ГИТ – 32Н	1	-	11	-	0,65	24	8160	85272
ГИТ – 61А	1	-	22	-	0,65	24	8160	170544
ПВПА 265/22.5	2	-	4	-	0,65	24	8760	22776
ПБА 400/52	4	-	4	4	0,65	24	8760	22776
Ц – 17.5	1	-	2	-	0,65	24	8760	17082
Ду68-2.5	1	-	1	-	0,65	24	8760	5694
ФМ – 12.3	38		7.5			24	8760	42705
ФМ – 6.3	26		7.5			24	8760	42705
Ширина - 800	5		10			24	8760	56940
Всего	-	-	-	-	-	-		18971994
Сантехническая нагрузка-5%	-	-	-	-	-	-	5	8743654
Ремонтная нагрузка 7-9%	-	-	-	-	-	-	7,1	1209544
Освещение по расчету 1 кВт мощности на 100м ²	-	-	-	-	-	-	1,9	365213
Потери в сетях 0,5%	-	-	-	-	-	-	0,5	92345
Всего по объекту	-	-	-	-	-	-		10410756

5.3 Стоимость энергозатрат

Годовой расход электроэнергии составляет 28006742 кВт по цене 8 тенген за 1кВт. Стоимость электроэнергии составит:

$28006742 \times 8 = 224053936$ тенге.

Годовой расход воды составляет 1366143 м³, из нее свежей воды 1394381 м³ по цене 3 тенге за 1 м³, и оборотной воды 700000 м³ по цене 2.7 тенге за 1 м³.

Стоимость – $1394381 \times 3 = 4183143$ тенге.

Оборотной – $700000 \times 2.7 = 1890000$ тенге.

Всего– 6073143 тенге.

5.4 Заработная плата

Определение численного профессионального состава трудящихся. Расстановочные основны производственных рабочих, ремонтной службы, руководителей специалистов и служащих приняты по аналогии с действующей ОФ, на основе нормативов численности рабочих обогатительных фабрик предприятий горнодобывающей промышленности.

Таблица 20– Штатное расписание ИТР ЗИФ

Должность	Количество штатных единиц	Должностной оклад, в тенге	Месячный ФЗП, в тенге	Годовой ФЗП, в тенге
Производственный персонал				
Машинист питателя	3	53200	176700	2120400
Машинист конвейера	3	53200	176700	2120400
Машинист насосов	3	51267	161279	1923348
Дежурный слесарь	2	56150	145633	1747596
Машинист грохочения	5	52300	156900	1882800
Рабочий по отборке проб	1	52300	156900	1882800
Инженер по ТБ	1	58500	58500	702000
Машинист ЦДП	3	58500	175500	2106000
Машинист КСД	3	58500	175500	2106000
Машинист КИД	3	58500	175500	2106000
Машинист мельниц	3	58500	175500	2106000
Гидроциклонщик	3	58500	175500	2106000
Концентраторщик	3	58500	175500	2106000

Дежурный электрик	3	58500	175500	2106000
Слесарь КИП	2	58500	117000	1404000
Сменный мастер	4	65000	260000	3120000
Административный персонал (ИТР)				
Начальник гл. корпуса	1	85000	85000	1020000
Главный механик	1	85000	85000	1020000
Главный инженер	1	85000	85000	1020000
Должность	Количество штатных единиц	Должностной оклад, в тенге	Месячный ФЗП, в тенге	Годовой ФЗП, в тенге
Главный энергетик	1	80000	80000	960000
МОП				
Уборщик	1	53300	53300	629600
Всего ФЗП	53	1298217	3026412	22012544

5.5 Расчет расходов на содержание и эксплуатацию оборудования.

Эксплуатация оборудования составляет 0,5% от стоимости всего оборудования без монтажа:

$$25318280 \times 0,005 = 126591,4 \text{ тенге.}$$

Стоимость текущего ремонта составляет 3,5% от стоимости всего оборудования:

$$25318280 \times 0,035 = 886139,8 \text{ тенге.}$$

Съемные части и быстроизнашивающийся инвентарь составляют 3% от стоимости всего оборудования:

$$25318280 \times 0,03 = 759548,4 \text{ тенге.}$$

Амортизационные отчисления составляют 25% от стоимости всего оборудования:

$$25318280 \times 0,25 = 6329570 \text{ тенге.}$$

Сменные части и быстроизнашивающееся оборудование и инвентарь из расчета 10000 тенге в год на одного рабочего составляет:

$$65 \times 10000 = 650000 \text{ тенге.}$$

5.6 Расчет цеховых расходов

- 1) Содержание аппарата и МОП –3026412 тенге.
- 2) Амортизация зданий и сооружений составляет 2,9% от их полной стоимости:
 $7243000000 \times 0,029 = 210047000$ тенге.
- 3) Текущий ремонт зданий и сооружений составляет 3,5% от полной стоимости зданий и сооружений:
 $7243000000 \times 0,035 = 253505000$ тенге.
- 4) Расходы на исследования и испытания составляют 1% от годового фонда заработной платы:
 $22012544 \times 0,01 = 220125,44$ тенге.
- 5) Затраты на охрану труда составляют 5% от годового фонда заработной платы:
 $22012544 \times 0,05 = 1100627,2$ тенге.
- 6) Стоимость износа малоценного и быстроизнашивающегося инвентаря составляет 0,2% от стоимости зданий и сооружений:
 $7243000000 \times 0,002 = 14486000$ тенге.

Таблица 21 – Калькуляция себестоимости переработки руды

Наименование статей	Цена за единицу, тенге	Количество в год	Сумма в год, тенге
Исходная руда	1200	9000000	18000000000
Транспортировка	1500	950000	17100000
Дизтопливо	264000	119	6545000
Бронь ШДП	790000	25	5525000
Бронь мельниц	560000	540,5	5525000
Транспортерная лента	775800	505	11250
Сетка	876700	1215,5	80000
Итого			18028823750
Электроэнергия	12	11346195	20563116
Вода свежая	5	2694880	9251776
Вода оборотная	2.8	2565578	6344096
Итого	-	-	36158988
Зарплата основная	-	-	42980400
Эксплуатация оборудования	-	-	869510
Текущий ремонт	-	-	6086570
Наименование статей	Цена за единицу, тенге	Количество в год	Сумма в год, тенге
Износ малоценного и быстроизнашивающегося оборудования	-	-	550000

Продолжение таблицы 21

Амортизация оборудования	-	-	138785737
Прочие расходы	-	-	3621839
Итого	-	-	192894056
Содержание аппарата и МОП	-	-	4461268
Амортизация зданий и сооружений	-	-	310828917
Текущий ремонт	-	-	375138348
Исследования и испытания	-	-	429804
Охрана труда	-	-	2344298
Износ малоценного и быстроизнашивающегося инвентаря	-	-	1289000
Итого	-	-	694491635
Всего по калькуляции	-	-	189523684,3

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

В соответствии с полученным заданием разработан проект обогатительной фабрики с производительностью 2 000 000 тонн руды в год по переработке золото - медной руды Юбилейного месторождения.

Основным методом обогащения золото - медной руды является процесс флотации. Проектом предусмотрено:

- трёхстадиальное дробление без предварительного грохочения в I стадии и с предварительным грохочением во второй и третьей стадии до крупности 12 мм;

- двухстадиальная схема измельчения с замкнутым циклом в первой и во второй стадии измельчения;

- основная, контрольная и 3 перечистные флотации с получением золото-медного концентрата;

- обезвоживание продуктов.

На проектируемой обогатительной фабрике приняты следующие главные технологические показатели:

- 1) содержание металла в концентрате:

Cu – 15 %;

Au – 92, 39 г/т.

- 2) извлечение металла в концентрате:

Cu – 92 %;

Au – 85 %

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Справочник по обогащению руд. Т.1,2,3. М.: Недра, 1978. 1979
2. <http://www.kazakhmys.kz/> Официальный сайт Корпорации Казахмыс
3. Ревазашвили Б.И., Сажин Ю.Г. Методические указания по расчету схем рудоподготовки и выбору дробильно-измельчительного оборудования. Алматы.: КазПТИ, 1985.
4. Сажин Ю.Г. Расчеты схем рудоподготовки и выбор оборудования для дробления, грохочения, измельчения и классификации. Учебное пособие для руководителей курсового и дипломного проектирования и студентов специальности 2404 «Обогащение полезных ископаемых» – Алматы: КазНТУ, 2005, с. 1–179.
5. Ревазашвили Б.И., Сажин Ю.Г. Расчеты схем рудоподготовки и выбор дробильно-измельчительного оборудования. Измельчение - А.: Каз ПТИ, 1985г.
6. Сажин Ю.Г. Ревазашвили Б. И. Методическое указание по выбору и реагенту схем и оборудования. Алматы.: КазПТИ, 1979.
7. Полькин С. И., Адамов Э. В. Обогащение руд цветных и редких металлов. – М.: Недра, 1975.
8. Охрана труда и промышленная экология: В. Т. Медведев, С. Г. Новиков, А. В. Каралюнец, Т. Н. Маслова -Москва, Academia, 2012 г.
9. Производственная безопасность. Практические работы: С. С. Тимофеева, С. А. Миронова - Санкт-Петербург, Инфра-М, Форум, 2014 г.
10. Производственная безопасность: С. С. Тимофеева, Ю. В. Шешуков - Москва, Форум, Инфра-М, 2014 г.
11. Безопасность жизнедеятельности. Производственная безопасность и охрана труда. Издательство: Высшая школа.
12. Трудовой Кодекс РК с изменениями и дополнениями по состоянию на 16.04.2018 г.
13. Мажкенов учета несчастных случаев, используемые в международной практике // Журнал «Охрана труда. Казахстан». – № 6. – 2006. – С. 55-62.
14. Аманжолов труда и промышленная безопасность: Учебник для вузов. – Караганда: Изд-во КарГТУ, 2004. – 356 с.

ПРИЛОЖЕНИЕ А

20	БОУ - 40 - 3	Фильтр	1	
19	D= 18	Сгуститель	1	
17	ФПМ – 12.5	Флотомашины	9	
16	ФПМ – 25	Флотомашины	15	
15	ГЦ - 500	Гидроциклон	2	
14	ГЦ - 710	Гидроциклон	4	
9		Ленточный конвейер	1	
8		Транспортер	1	
7	КИД – 2200	Дробилка	2	
6	ГСТ - 31	Грохот	1	
5	КСД – 1200Гр	Дробилка	2	
4А		Ленточный конвейер	1	
4		Ленточный конвейер	1	
3	ЩДП 12х15	Дробилка	1	
2		Пластинчатый питатель	1	
1		Бункер	1	
№ поз	Тип, марка	Наименование	Кол.	Примечание
Изм	Лист	№ докум.	Подп	Дата
Разработал	Смолькова А.И.			
Руководит.	Телков Ш. А.			
Проверил	Телков Ш. А.			