

**МИНИСТЕРСТВО ВЫСШЕГО И СРЕДНЕ-СПЕЦИАЛЬНОГО
ОБРАЗОВАНИЯ РЕСПУБЛИКИ УЗБЕКИСТАН**

НАВОИЙСКИЙ ГОРНО-МЕТАЛЛУРГИЧЕСКИЙ КОМБИНАТ

НАВОИЙСКИЙ ГОСУДАРСТВЕННЫЙ ГОРНЫЙ ИНСТИТУТ

ХИМИКО-МЕТАЛЛУРГИЧЕСКИЙ ФАКУЛЬТЕТ

Кафедра «Металлургия»

Направление бакалавриата – 5520400 «Металлургия»

П О Я С Н И Т Е Л Ь Н А Я З А П И С К А

к выпускной квалификационной работе

**на тему: Выбор, обоснование и расчет технология обогащения
золотосодержащих руд методом флотации с использованием
высокопроизводительных флотомашин**

Выпускник: А. Буриев

НАВОИ – 2011 г.

СОДЕРЖАНИЕ

стр

Введение.....	
1. Общая часть	
1.1. Основные типы месторождений.....	
1.2. Минералы золота.....	
1.3. Практика действующих зарубежных и отечественных золотоизвлекательных фабрик	
1.3.1. Золотоизвлекательный завод Муссельвайт Канада).....	
1.3.2. ЗИФ «Sixteen to the mine» (Калифорния, США).....	
1.3.3. Золотоизвлекательный завод Келайн (Индонезия).....	
1.3.4. Золотоизвлекательный завод Омай (Гайана).....	
1.3.5. Ангренская ЗИФ (Узбекистан).....	
1.4. Флотационные свойства золота	
2. Технологическая часть.....	
2.1 Выбор, обоснование и расчет технологической схемы.....	
2.1.1 Обоснование схемы обогащения.....	
2.1.2 Расчет качественно-количественной схемы.....	
2.1.3 Расчет водно-шламовой схемы.....	
2.2 Выбор и расчет основного и вспомогательного оборудования.....	
2.2.1 Выбор и технологический расчет оборудования для дробления.....	
2.2.2 Выбор и технологический расчет оборудования для грохочения.....	
2.2.3 Выбор и технологический расчет оборудования для измельчения.....	
2.2.4 Выбор и технологический расчет оборудования для классификации.....	
2.2.5 Выбор и технологический расчет оборудования для гравитационного обогащения.....	
2.2.6 Выбор и технологический расчет оборудования для флотационного обогащения.....	
2.2.7 Выбор и технологический расчет оборудования для сгущения.....	
3. Безопасность жизнедеятельность.....	
3.1 Объемно-планировочные решения зданий и сооружений обогатительной фабрики.....	
3.2 Анализ потенциально опасных и вредных факторов производственной среды...	
3.2.1 Инженерная защита от вибраций на участке измельчения.....	
3.3 Охрана окружающей среды.....	
3.3.1 Охрана атмосферного воздуха.....	
4. Экономическая часть.....	
Заключение.....	
Список использованной литературы.....	

ВВЕДЕНИЕ

Правительство Республики Узбекистан определило промышленное освоение природных богатств одним из приоритетных направлений в программе развития и реформирования экономики страны. Значительная роль в ней, принадлежит Навоийскому Горно-металлургическому комбинату, специализирующемуся в основном на выпуске урана и золота. Сферой деятельности комбината является вся территория Центральных Кызылкумов, которая с незапамятных времен привлекала к себе внимание рудознатцев.

Экономический потенциал страны, развитие производительных сил, наше сегодняшнее благосостояние и благополучение будущих поколений во многом зависят от минерально – сырьевой базы, масштабов добычи и переработки полезных ископаемых.

Полезные ископаемые – это природные минеральные вещества неорганического и органического происхождения, которые при данном уровне и состоянии техники могут быть с достаточной эффективностью использованы в народном хозяйстве в естественном виде или после предварительной обработки. Источниками получения полезных ископаемых служат месторождения, т.е. участки земной коры, в которых под влиянием геологических процессов произошло скопление полезного ископаемого.

Полезные ископаемые являются основой народного хозяйства, и нет ни одной отрасли, где бы не применялись полезные ископаемые или продукты их обработки.

Золото относится к благородным металлам, называемым так вследствие его химической инертности (стойкости) по отношению к другим соединениям. Благодаря этому свойству, а также неизменяемости внешнего вида, золото с развитием товарного хозяйства приобрело значение денег.

При этом вначале в качестве денег использовалось серебро, но затем с увеличением товарооборота, его усложнением и расширением, серебро было вытеснено более дорогим золотом. Однако значение золота далеко не исчерпывается его валютными функциями.

В настоящее время золото и его сплавы применяются при сварке и спайке жаростойких сплавов там, где особенно высоки требования к прочности и неокисляемости сварных швов: в деталях реактивных двигателей, ракет, ядерных реакторов, сверхзвуковых самолетов.

Весьма большое распространение получили всякого рода золотые покрытия, обеспечивающие антикоррозийную или тепловую защиту наиболее дефицитных и ответственных деталей или предметов, работающих в окислительной среде при повышенных температурах.

Сочетание химической стойкости золота с его высокой электропроводностью (по электропроводности золото занимает третье место среди металлов после серебра и меди) широко используется в электротехнике при изготовлении всякого рода контактов, штепсельных соединений, реле, высокоскоростных переключателей для вычислительных машин и подобных им устройств.

Вопрос увеличения количества добываемого золота стоит перед государством на одном из первых мест и совершенствование методов и процессов извлечения золота из руд, снижение его себестоимости является важной государственной задачей.

В настоящее время успешно решаются задачи более полного и комплексного извлечения драгоценных металлов из руд россыпных и коренных месторождений. Широким фронтом ведутся работы по извлечению упорного тонковкрапленного золота из сульфидных углистых и мышьяковистых руд.

1. ЛИТЕРАТУРНЫЙ ОБЗОР

1.1. Основные типы месторождений

Месторождения золота бывают трех типов, различающихся по условиям образования.

1. Месторождения коренные (эндогенные), возникновения которых связано с глубинными процессами.

2. Месторождения экзогенные, представленные в основном золотоносными россыпями и возникающие при разрушении коренных месторождений золота.

3. Метаморфизованные экзогенные месторождения – золотоносные конгломераты и песчаники, представляющие собой продукт преобразования древних россыпей.

Эндогенные месторождения золота наиболее разнообразны по составу. В многочисленных классификациях этих месторождений учитываются глубина образования месторождений, влияние руд сульфидов и другие признаки. Упомянем лишь главные типы золоторудных месторождений.

Кварц – золоторудные и кварц-сульфидно-золоторудные месторождения, формирующиеся на больших и умеренных глубинах в обстановке высоких и средних температур, представлены жильобразными или линзовидными рудными телами, единичными протяженными жилами, системами жил и прожилков, зонами прожилковой и вкрапленной минерализации.

В кварц – золоторудных месторождениях рудные тела сложены агрегатами сливного и грубозернистого кварца с небольшим (1-5 %) количеством сульфидов (пирит, арсенопирит). Золото, обычно свободное, характеризуется неравномерным распределением с образованием столбообразных и гнездо видных обогащенных участков. В СНГ месторождения этого типа встречаются в рудном поясе Енисейского пряжа, в Верхнеколымском районе, Южном Верхоянье и Узбекистане. За рубежом типичными представителями мало сульфидных кварц-золоторудных месторождений являются золоторудное поле Колар (Индия), разрабатываемое на глубине более 3,3 км, месторождения Канады (Иеллоунайф), США (Мазер-Лод), Австралии (Грейт- Боулдер, Бендиго, Балларат).

Минеральный состав кварц-сульфидно-золоторудных месторождений значительно разнообразнее, чем кварц-золоторудных. Сульфиды составляет 15-30 % жильного выполнения. Кроме пирита, арсенопирита, сульфидов свинца, меди, цинка, распространены сульфидами серебра, сурьмы, минералы висмута, теллур -иды. Золото находится как в свободном, так и в дисперсном, распыленном в сульфидах состоянии. Распределение золото в рудных телах в значительной мере зависит от размещения сульфидной минерализации. Иногда сульфиды развиты в большем количестве, чем кварц (Дарасунское месторождения в Забайкалье). Кварц-сульфидно-золоторудные месторождения известны на Урале (Березовское, Кочкарское и др.), в Алтае -Саянском рудном поясе, Якутии, Казахстане. За рубежом месторождения этого типа развиты в США (Хомстейк), Канаде (Поркьюайн), Бразилии (Морро–Велло). Промышленное значение кварц-золоторудных и кварц-сульфидно-золоторудных месторождений чрезвычайно велико. Они являются также основным источником россыпных месторождений золота.

Отдельную формацию золоторудных месторождений составляют мало глубинные месторождения золота, развитые преимущественно в областях интенсивной вулканической и субвулканической деятельности. Характерные минералогические признаки месторождений этой формации заключаются в преобладании тонкозернистого халцедоновидного или гребенчатого кварца, в среднем незначительном количестве сульфидов, существенной роли сульфосолей и сульфидов серебра, преимущественно низкопробном золоте (проба 750-550). Золото неоднородное по составу, чаще мелкое до тонкодисперсного, местами в сочетании с более крупным, в виде скелетных сростков, проволочек, дендритов. Типично наличие в рудных телах участков, очень богатых золотом («рудных столбов»). В зависимости от

развития в рудах сульфидов, сульфосолей и теллуридов различного состава выделяются следующие геохимические типы малоглубинных месторождений золота: 1 – золотосеребряный, 2 – золото-серебряно-сурьмяный, 3 – золото-мышьяково-сурьмяный, 4 – золото-серебряно-свинцово-цинковый, 5 – золото-теллуrowый и золото-селеновый.

В СНГ мало глубинные месторождения золота распространены на северо-востоке (Охотско-Чукотский вулканический пояс), в Приморье, Забайкалье, Армении. За рубежом они развиты в Восточных Карпатах (СОР, Трансильвания), США (Криппл-Крик, Комсток, Голдфилд и др.), Японии, Индонезии. Высокая концентрация золота в рудных столбах определяет важное промышленное значение мало глубинных месторождений.

К числу эндогенных месторождений золота принадлежат также его проявления в формациях существенно сульфидных руд. Эти формации представлены колчеданными (медно-колчеданными, цинково-колчеданными, колчеданно-полиметаллическими), медно-никелевыми, медно-молибденовыми, иногда свинцово-цинковыми месторождениями. Золото в рудах этих месторождений диспергировано в виде мельчайших вкраплений в сульфиды железа, меди, свинца, цинка и извлекается при переработке руд попутно.

Экзогенные месторождения золота.

Различают золотоносные зоны окисления рудных месторождений и золотоносные россыпи. Золотоносные окисленные руды развиваются в рудных телах сульфидного состава в результате выщелачивания сульфидов атмосферными агентами. В большинстве известных рудных полей эти руды почти отработаны. Значительно большее промышленное значение имеют золотоносные россыпи.

Золотоносные россыпи широко распространены во всех золотоносных провинциях мира. Образование россыпей обусловлено воздействием на эндогенные золоторудные месторождения процессов физического и химического выветривания, деятельности рек, морей, ледниковые, золотые. Наиболее распространены аллювиальные (речные) россыпи. Золото при перемещении от коренных источников в россыпи подвергается окапыванию, истиранию, коррозии, но все же сохраняет ряд особенностей морфологии и состава, присущих первичному золоту. В большинстве россыпей главная масса золота представлена частицами величиной 0,5 - 4 мм, причем наиболее крупное золото располагается близ коренных месторождений. Совместно с золотом в россыпях концентрируются такие тяжелые минералы, как магнетит, ильменит, минералы олова, вольфрама, а в комплексных золотоплатиновых россыпях минералы платиноидов.

Многие наиболее богатые россыпи были выработаны в XIX, начале XX в. В СНГ золотоносные россыпи известны на Урале, в Западной Сибири, в Забайкалье, в Ленском и других районах. За рубежом крупнейшие россыпи разрабатывались на Аляске, в Калифорнии и в других западных штатах США, в Австралии, Новой Зеландии, Канаде, Центральной и Южной Африке. В настоящее время роль золотоносных россыпей в общей добыче золота резко снизилась, но и для ряда стран она остается ведущей.

Метаморфизованные экзогенные месторождения золота

Представлены уран-золотосодержащими конгломератами. Характерными представителями этого типа являются месторождения Витватерсранд (ЮАР), Жанобина (Бразилия), Блайнд-Ривер (Канада). Месторождение Витватерсранд является крупнейшим в мире по запасам и добыче золота. Золотосодержащие слои – рифы – в этом месторождении прослеживаются на десятки километров при мощности 0,3 -3 м. Они сложены гальками молочно-белого кварца, прочно сцементированными мелкозернистым кварцем, пиритом и другими минералами. Золото находится в цементе, где оно образует тонкие (1-100 мкм) пленочные выделения в сульфидах. Помимо золота и урана, в рудах содержатся также платиновые металлы. Глубина разработки месторождения достигает в настоящее время 4000 м. Подобного типа золотых месторождений в СНГ не обнаружено.

1.2. Минералы золота

Всего известно более 20 достоверно установленных минералов золота, представленных самородным золотом, его интерметаллическими соединениями с Ag, Cu, Hg, Bi, теллуридами золота, золота и серебра и меди, золота, свинца и меди, сульфидами и селенидами золота и серебра. Наибольшее число минеральных видов составляют теллуриды и интерметаллические соединения золота.

Главным и наиболее распространенным минералом золота является самородное золото. Оно служит основным источником добычи золота в рудных месторождениях. К числу минералов золота, часто встречающихся в различных типах золоторудных месторождений, принадлежат сплав золота с серебром – электрум и теллуриды золота : калаверит – AuTe_2 , креннерит - $(\text{Au}, \text{Ag})\text{Te}_2$, сильванит - AuAgTe_4 , петцит - $(\text{Ag}, \text{Au})_2\text{Te}$.

Самородное золото. Постоянно содержит в виде примеси серебро. Не считая разновидностей, концентрация серебра в самородном золоте (C_{Ag}) колеблется от долей процента до десятков процентов. Содержание Au в самородном золоте (C_{Au}), отнесенное к сумме содержаний золота и серебра $C_{\text{Au}} / (C_{\text{Au}} + C_{\text{Ag}})$, получило название пробы золота. Известны также медистое, палладистое и висмутистое золото. Сингония кубическая. Размер элементарной ячейки $a_0 = 4,078 \text{ \AA}$. Цвет самородного золота золотисто-желтый (у богатых серебром разновидностей бледно-желтый, при повышенном содержании меди появляется розоватый оттенок). Твердость 2,5- 3*, плотность $(156 \cdot 10^2 - 183 \cdot 10^2)^{**}$ (для чистого золота $193 \cdot 10^2$). Хорошо ограненные кристаллы золота встречаются редко. Наблюдались октаэдрические, кубооктаэдрические и ромбододекаэдрические формы кристаллов. Большая часть добываемого золота представлена зернами неправильной формы, включенными в кварцевую или рудную массу. Крупные золотники – «видимое золота» - встречаются относительно редко, часто золото образует мельчайшие зерна, иногда трудно различимые даже в полированных шлифах под микроскопом. Следует отметить многообразие форм выделения самородного золота в рудных месторождениях. Помимо кристаллов и их сростков, наблюдаются дендриты с разнообразными рисунками ветвей и стволов, иглы, изогнутые проволоочки, пленки, чешуйки, жилки. Большой интерес представляют самородки – крупные обособления золота. Самородки встречаются чаще в россыпях, чем встречаются чаще в россыпях чем в коренных месторождениях, на которые приходится не более 10 % общего количества известных находок. Масса наиболее крупных уникальных самородков крупных уникальных самородков золота достигает десятков килограмм. На Урале в 1842 г. был найден самородок «Большой треугольник» массой 36 кг. Самые крупные самородки золота обнаружены в Австралии : «Плита Холтернана» - 93 кг, «Желанный незнакомец» - 70,9 кг и др.

Электрум – Au – Ag. Относится к изоморфному ряду Au – Ag, содержит 35-45 % Ag, сингония кубическая, цвет от светло-желтого до серебристо-белого, твердость 2-3, плотность $12 \cdot 10^3 - 15 \cdot 10^3$. Встречается значительно реже, чем самородное золото в ассоциации с серебросодержащими сульфидами.

Калаверит – AuTe_2 . Химический состав: Au – 43,6 %, Te – 56,4 %, сингония моноклиная $C_{2/m}$, $a = 0,719$, $b = 0,441$, $c = 0,508 \text{ нм}$, $\beta = 90^\circ \pm 30$. Цвет от латунно-желтого до серебристо-белого, твердость 2,5-3, плотность $(91 \cdot 10^2 - 94 \cdot 10^2)$. Встречается в виде кристаллов, зернистых агрегатов, единичных мелких зерен в ассоциации с самородным золотом, электрумом, а также другими теллуридами. На месторождениях Криппл-Крик (США) и Калгурли (Зап.Австралия) находится в ассоциации с креннеритом и сильванитом и является главным минералом золота.

Креннерит – $(\text{Au}, \text{Ag}) \text{Te}_2$. Химический состав : Au : Ag = 2,7 ; при отношении 2,5 – Au 32,99 %, Ag 7,22 %, Te 59,79 %, ромбическая $P_{ma}2$, $a = 1,654$, $b = 0,882$, $c = 0,446 \text{ нм}$; цвет серебристо-белый, твердость 2,5, плотность 8620. В золото – серебряных месторождениях представлен агрегатами мелких зерен, иногда кристаллами в ассоциации с самородным золотом, теллуридами золота и серебра и сульфидами цветных металлов.

Сильванит – Au_5AgTe_4 . Химический состав : Au 24,19 %, Ag 13,22 %, Te 62,59 % (при Au : Ag = 1 : 1); сингония моноклиная $P_{2/c}$, $a = 0,896$ $b = 0,449$, $c = 1,462 \text{ нм}$, $\beta = 145^\circ 26'$, цвет

в свежем изломе серебряно – белый, твердость 2, плотность 8070-9240. Образует разнообразные по форме, часто сдвойникованные кристаллы, дендритообразные выделения, зернистые агрегаты. Встречается совместно с другими теллуридами.

Петцит – Ag_3AuTe . Химический состав : Ag 42 %, Au 25,5 %, Te 32,5 % сингония кубическая, 14,32, $a = 1\text{Б}038$ нм ; цвет от свинцово – серого до стального серого, твердость 2,5 – 3, плотность $91 \cdot 10^2$. В виде зернистых агрегатов встречается в золото – серебрянных месторождениях в сростании с гесситом и другими теллуридами.

Значение золота в народном хозяйстве: золото в условиях товарного производства выполняет функцию денег. В технике применяют в виде сплавов с другими металлами, что повышает прочность и твёрдость золота и позволяет экономить его. В сплаве с платиной золото используется в производстве химически стойкой аппаратуры, в сплаве с платиной и серебром — в электротехнике. Соединения золота используют в фотографии.

В искусстве, золото применяется с древнейших времён в ювелирном искусстве (украшения, культовая и дворцовая утварь и т. д.), а также для золочения. Благодаря своей мягкости, ковкости, способности тянуться 3. поддаётся особо тонкой обработке чеканкой, литьём, гравировкой. Золото используют для создания разнообразных декоративных эффектов, а также для выполнения тончайшей филигрانی. Золото, часто окрашенное примесями др. металлов в различные цвета, применяется в сочетании с драгоценными и поделочными камнями, жемчугом, эмалью, чернью.

В медицине препараты золота, используют в виде взвеси в масле или водорастворимых препаратов. Радиоактивное золото (чаще ^{198}Au) вводят в ткани в виде штифтов, гранул и т. п.— для гамма-терапии и в виде коллоидных растворов — для бета-терапии.

Экономическое значение. Золото в условиях товарного производства выполняет функцию всеобщего эквивалента. Размеры запасов золота — важный показатель устойчивости валюты и экономического потенциала страны. Купля-продажа золота для промышленного потребления, а также и для частной тизаврации осуществляется на рынках золота

В настоящее время добыча золота чаще всего сопряжена не только с гравитационными методами обогащения, но и с гидрометаллургией.

1.3. Практика действующих зарубежных и отечественных золотоизвлекательных фабрик

1.3.1. Золотоизвлекательный завод Муссельвайт (Канада)

Месторождение с запасами руды 9,7 млн. т содержит в среднем 5,62 г/т золота.

Руды коренные, первичные, силикатные, доминируют вулканические породы – грано-гранит-амфиболы, которые отличаются очень высокой плотностью – до 3,3 т/м³. Золото самородное, ассоциировано в кварце. На месторождении различают четыре рудных тела, одно из которых сосредотачивает 80% запасов.

Проектная производительность рудника 3300 тонн руды в сутки или 1,2 млн. тонн в год с выпуском 6,2 т золота ежегодно.

Переработка руды осуществляется по гравитационно-сорбционной технологии. Исходная руда подвергается дроблению в две стадии - в щековой и конусной дробилках до крупности 80% класса – 25 мм. Измельчение дробленной руды осуществляется в две стадии в стержневой и шаровой мельницах до крупности 80% класса - 0,09 мм. Шаровая мельница работает в замкнутом цикле с гидроциклонами, часть песков которых направляют в цикл гравитации.

Гравитационное обогащение осуществляют в концентраторе Knelson диаметром 750 мм, перед которым установлено неподвижное шпальтовое сито. Надрешетный продукт сита и хвосты концентратора Knelson возвращают в цикл измельчения. Гравитационный концентрат разгружают один раз в сутки и перечищают на концентрационном столе с получением «золотой головки», направляемой на плавку.

Слив гидроциклонов после сгущения до 50% твердого направляют в цикл цианирования в течение 32 часов в четыре реактора. Растворенное золото сорбируют активированным углем в шести реакторах. Насыщенный уголь подвергают десорбции с получением золотосодержащего раствора – элюата.

Десорбированный уголь активируют в вертикальной печи, работающей на пропане. Золотосодержащие растворы пропускают через электролитические ванны с катодами из нержавеющей «ваты», на которую осаждается золото. Катоды с золотосодержащим осадком промывают, отжимают, фильтруют и после добавления «золотой головки» и флюсов сплавляют с получением слитков лигатурного золота Доре. Извлечение золота от руды составляет 90%.

Обезвреживание хвостов переработки осуществляют методом продувки газообразным сернистым газом. Хвосты направляют в хвостохранилище, осветленная вода которого используется для водооборота. Излишки воды перетекают в пруд-отстойник..

1.3.2.ЗИФ «Sixteen to the mine» (Калифорния, США)

Месторождение разведано в 1896 г. Руды кварцевые, серпентиновые, высококачественные, золото самородное, в кварце.

Технология извлечения золота с использованием гравитации работала на фабрике вплоть до 1996 г. Существовавшие потери свободного золота в хвостах предопределили необходимость испытаний новых, современных аппаратов с целью увеличения извлечения золота и повышения производительности фабрики.

Исходную руду подземной добычи подвергают дроблению в щековой дробилке крупного дробления и короткоконусной до крупности – 12 мм, затем измельчают в шаровой мельнице, работающей в замкнутом цикле с отсадочной машиной и классификатором. Слив классификатора подают в винтовой сепаратор, хвосты которого направляют в отвал, а концентрат отправляют на доводку на концентрационном столе. Концентрат стола направляют на плавку, промпродукт возвращают обратно на винтовые сепараторы.

В 1996 г. на фабрике провели испытания переносного концентратора Нельсон диаметром 12 дюймов вместо чаши Кнудцена. Первоначально на концентратор Нельсон подавали концентрат отсадки и это увеличило извлечение в цикле гравитации. На концентратор Нельсона подавали всего 25% от питания чаш Кнудцена, но даже это привело к увеличению извлечения.

В 1997 г. на месте отсадочной машины постоянно установили промышленный концентратор Нельсон KC-CD 20, оснащенный сверху неподвижным грохотом со шпальтовым ситом с шириной щели 0,83 мм. Разгрузка шаровой мельницы самотеком поступала на шпальтовый грохот Нельсона, надрешетный продукт грохота посредством насоса возвращали обратно в мельницу.

Производительность концентратора Нельсон KC-CD 20 составляла 13,6 т/ч по твердому. Концентрат Нельсона поступал на плавку, а хвосты – на концентрационные столы Deister. Подача «ожижающей» воды в концентратор Нельсон составляет от 13,5 до 7,5 м³/ч. Степень концентрации 9,2-5,5 раз.

В результате установки концентратора Нельсон переработка руды на фабрике возросла на 280%, снизился расход электроэнергии, уменьшилась масса концентрата, повысилась его сохранность, извлечение свободного золота возросло с 70 до 96%.

1.3.3. Золотоизвлекательный завод Келайн (Индонезия)

Месторождение представлено коренными сульфидными золото - серебряными рудами. Запасами руды состояют 85 млн. тонн с содержанием 1,9 г/т золота. Руды труднообогатимые.

Месторождение разрабатывают открытым способом. Добытую руду доставляют на открытый рудный склад, где осуществляется ее усреднение.

Дробление руды производят в двух идентичных технологических цепочках, включающих питатель, колосниковый грохот и щековую дробилку крупного дробления. Дробленая руда поступает в открытый напольный склад, предназначенный для поддержания требуемой производительности, если одна из дробилок окажется неисправна.

После дробления руду подают в две мельницы самоизмельчения размером $D \times L = 8,4 \times 3,7$ м, работающих в открытом цикле. Разгрузка мельниц самоизмельчения поступает в батарею гидроциклонов, пески которых являются питанием шаровой мельницы. Часть песков гидроциклонов в количестве 200 т/ч подвергается гравитационному обогащению в центробежном чашевом концентраторе Knelson.

Применение гравитационного обогащения позволяет выделить «свободное» золото перед циклом цианирования. Слив гидроциклонов крупностью 80% класса – 0,15 мм является измельченным продуктом и через щепоулавливающий грохот поступает в цикл цианирования после промежуточного сгущения.

Объединенный поток пульпы после сгущения поступает в цикл цианидного выщелачивания, включающий шесть, последовательно соединенных между собой, реакторов чанового типа объемом по 400 м³ каждый, затем в другие шесть реакторов для сорбции золота на активированный уголь (процесс CIP). Время выщелачивания составляет 24 часа. После десорбции угля, извлечение золота из насыщенных растворов осуществляют электролизом, удаляют ртуть и затем в печах индукционного типа выплавляют лигатурное золото (сплав Доре).

Потери золота в растворах продуктов выщелачивания составляют менее 0,02 г/т. Однако, значительное количество золота в руде является нецианируемым. Этот упорный материал представлен, главным образом, сульфидами (в основном пиритом).

Хвосты фабрики после извлечения золота подвергают сгущению в радиальных сгустителях диаметром 28 м до 50-55% твердого, и после обезвреживания направляют в хвостохранилище. Осветленный слив сгустителей, имеющий концентрацию цианида 100 мг/л при pH=10,5, используют в качестве оборотной воды, и после добавления цианида возвращают в цикл измельчения.

В мельничном отделении достигнут высокий уровень технической готовности: коэффициент использования оборудования (КИО) для шаровой мельницы составляет 98%, для мельниц самоизмельчения – 95%.

1.3.4. Золотоизвлекательный завод Омай (Гайана)

Рудные запасы месторождения Омай составляют 69 млн. тонн руды при среднем содержании золота 1,5 г/т. Руды легкообогатимы, без вредных примесей, с содержанием сульфидов менее 0,5%.

Руду, представленную крепкими коренными и мягкими разрушенными разновидностями в соотношении 3:1, перерабатывают на золотоизвлекательном заводе производительностью 12000 т/сут (4,25 млн. т/г), работающем по схеме, включающей гравитационное обогащение, цианидное выщелачивание и сорбцию золота на уголь в пульпе (CIP).

Коренные руды исходной крупности подвергают дроблению в щековой дробилке размером 1,38x1,89 м и загружают в открытый склад объемом 100 тыс. т. На внешней стороне рудного склада дробленой руды отсыпают разрушенные сапролиты и пески, которые не требуют дробления. Коренные и разрушенные руды смешивают при подаче в цикл измельчения.

Измельчительный цикл включает одну мельницу самоизмельчения SAG размером $D \times L = 9,15 \times 3,96$ м, оснащенную приводом с переменной частотой вращения, мощностью 5512 кВт; короткоконусную дробилку диаметром 1,68 м и две шаровые мельницы размером $D \times L = 5,0 \times 8,23$ м с приводом мощностью по 3308 кВт. Шаровые мельницы работают в замкнутом цикле с двумя батареями из пяти гидроциклонов диаметром от 50 до 500 мм.

Пески одного гидроциклона каждой шаровой мельницы являются питанием цикла гравитационного обогащения, включающего конусы Ричерта, винтовые сепараторы и концентрационные столы «Дейстер». Концентрат гравитационного обогащения после доводки направляют на плавку в индукционную печь совместно с катодным осадком основного гидрометаллургического передела извлечения золота. Извлечение золота в цикле гравитации составляет 20% от руды.

После измельчения пульпа поступает в радиальный сгуститель диаметром 60 м, откуда сгущенный продукт перекачивают на ленточный фильтр площадью 20 м² для удаления щепы.

Очищенная пульпа смешивается с раствором цианида и поступает на цианирование в четыре, последовательно соединенные чановые реакторы размером DxH=16x16 м и объемом 3200 м³ каждый с мешалками пропеллерного типа. Время цианирования составляет 16 часов.

Сорбция растворенного золота осуществляется на «уголь в пульпе» в шести последовательно соединенных реакторах идентичного размера. Отделение насыщенного угля производят на двух грохотах «NKM». Насыщенный золотом уголь десорбируют в одном из двух десорбаторов при температуре реагента 140 °С, с концентрацией NaOH 15 г/л. Десорбированный уголь вновь активируют в пламенной печи, работающей на дизельном топливе, и возвращают в хвостовой реактор.

Извлечение золота из насыщенных растворов осуществляют электролизом с последующей плавкой в индукционной печи с получением сплава Доре.

Хвосты обогащения после обезвреживания перекачивают в хвостохранилище. Осветленную дамбовую воду возвращают в оборот обратно на завод.

1.3.5. Ангренская ЗИФ (Узбекистан)

Фабрика перерабатывает кварцево-сульфидные мышьяковистые руды месторождений Коч-Булак, Кызыл-Алмасай, Каульдинское, Бургунда, Зарница и др. Золото в рудах свободное, мелкое – 90% крупностью 0,05-0,02 мм (20-30% золото в кварце, 20% связано с телуридами). Пробность золота от 465 до 924. Руды средней крепости, плотностью 2,68 т/м³.

Добыча руды осуществляется подземным способом, крупность исходной руды – 300 мм.

По проекту измельчение руды должны производить в три стадии до крупности 65% класса – 0,074 мм.

Извлечение золота осуществляют по комбинированной гравитационно-флотационно-сорбционной технологии с получением бедных гравитационных и флотационных концентратов с содержанием не менее 30 г/т золота и мышьяка менее 0,7%.

Первая стадия измельчения исходной руды осуществляется в мельнице самоизмельчения типа «Каскад» МБ-50x18 с разгрузочной решеткой 35 мм. Производительность – 35-40 т/ч. На разгрузочном конце «Каскада» установлена бутара сеющего типа с отверстиями 6 мм. Надрешетный продукт бутары крупностью – 35+6 мм поступает во вторую стадию измельчения в мельницу МШР-32x31, работающую с отсадочной машиной МОД-2М. Хвосты отсадки песковым насосом 8Грк-8 закачивают в гидроциклоны ГЦ-71, работающие в замкнутом цикле с шаровой мельницей. Фактический КИО мельниц составляет 0,73. Слив гидроциклонов крупностью 70-80% класса – 0,071 мм служит питанием основной флотации.

Основную флотацию проводят во флотомашинах ФП-100, хвосты флотации насосами 8Грк-8 подают в гидроциклоны ГЦ-71, работающие в замкнутом цикле с мельницей доизмельчения МШР-32x45. В цикле доизмельчения хвостов основной флотации работает отсадочная машина «Кливленд». Выход концентрата отсадки Кливленд – 1,1%. Слив гидроциклонов крупностью 95% класса – 0,074 мм поступает в контрольную флотацию во флотомашине ФП-80. Концентраты флотомашин объединяют и подвергают сгущению.

Хвосты флотации после сгущения подвергают цианированию с последующей сорбцией на ионообменную смолу АМ-2Б. Золотосодержащие концентраты отправляют на дальнейшую переработку на Алмалыкский ГМК.

1.4. Флотационные свойства золота

Флотационные свойства чистого золота изучены довольно хорошо. Эффективными собирателями для его флотации являются сульфгидрильные — ксантогенаты, особенно бутиловый, и дитиофосфаты. Ксантогенат на поверхности золота сорбируется только лишь после его окисления кислородом, когда на поверхности золота образуется окисная пленка. При адсорбции ксантогената на поверхности золота образуется труднорастворимый в воде ксантогенат золота AuROCSS .

Подавляют флотацию золота цианид, сернистый натрий, сульфит и тиосульфат натрия, щелочи, а также жидкое стекло, медный купорос и некоторые органические соединения — крахмал, полиакриламид. Наиболее сильное подавляющее действие на золото оказывает сернистый натрий, которое можно объяснить, во-первых, десорбцией с поверхности золота ксантогената, а во-вторых, образованием на его поверхности сульфида золота Au_2S_3 , не флотирующегося без собирателя. Подавление золота цианидом объясняется его способностью растворять ксантогенат золота и сорбироваться на свободной поверхности. Этот эффект усиливается в известковой среде.

Золото флотируется в широком диапазоне pH, но особенно хорошо в нейтральной среде. В щелочных средах подавление золота связывается с вытеснением сорбированного ксантогената ионами OH^- . Критическое значение pH для флотации золота определяется применяемым видом щелочей. Так, в присутствии извести это значение составляет 9,5, соды — 10,8 и щелочи — 11,8.

При флотации золота следует учитывать влияние на его флотируемость примесей и различных поверхностных покрытий. Примеси серебра и меди, например, при небольшой степени окисления больше сорбируют ксантогенат, чем чистое золото. Однако при более глубоком окислении сорбция ксантогената на золоте с примесями снижается в большей степени, чем на чистом золоте. Такие примеси, как медь и железо, часто обуславливают снижение флотируемости золота, особенно в известковой среде. Ухудшается флотируемость золота и при наличии на его поверхности покровных образований, например гидроксидов железа, а также шламов сульфидных минералов — халькопирита, пирита, галенита, сфалерита. Особенно отрицательно влияет на флотацию золота пирит. 1 (Золото из золотоносных песков флотируется довольно редко.) Это связано прежде всего с тем, что при флотационном извлечении золота из песков с низким его содержанием процесс становится дорогим и экономически невыгодным. Кроме того, флотация золота кроме реагентных режимов, имеет ряд особенностей, которые ограничивают ее применение. Во-первых, поведение золота при флотации зависит от крупности частиц. Известно, что из-за высокой плотности золота частицы его крупнее 0,15 мм флотируются плохо. Во-вторых, флотируемость частиц золота зависит от их формы и структуры. Хорошо флотируются частицы золота, имеющие пластинчатую форму, а во флотационные хвосты переходят, как правило, золотины с малоразвитой поверхностью, т. е. округлой формы.

Эти особенности обуславливают высокие требования к технологическому режиму флотации, т. е. к содержанию твердого в пульпе, характеру пены, размеру воздушных пузырьков, степени аэрации, турбулентности в зоне флотации и т. п. Крупные и тяжелые частицы золота лучше флотировать в более плотной пульпе при создании обильной и устойчивой пены. Лучше применять пневматические или пневмомеханические флотационные машины, нежели механические, так как в них создаются лучшие условия для флотации золотин: меньше турбулентность потоков в камере, больше степень аэрации и более крупные транспортные пузырьки воздуха также улучшают флотацию частиц

золота. Все это влияет на выбор самой схемы флотации с минимальным числом перечистных операций или вообще без них.

Труднофлотируемые частицы золота, перейдя в концентрат основной флотации, могут теряться с хвостами перечисток в силу указанных выше причин. Поэтому в операции основной флотации стараются получать сразу богатые концентраты.! Если же это не удастся, лучше получить бедные концентраты, но с высоким извлечением золота. Часто перечищают концентрат контрольной флотации.

Таким образом, флотация золота из золотосодержащих песков может успешно дополнять процессы гравитации для повышения общего его извлечения. После гравитационного обогащения исходных песков с использованием концентрационных столов или отсадочных машин проводится флотационное доизвлечение тонких зерен золота, что значительно повышает его общее извлечение. Флотацию можно также применять при доводке грубых зернистых песков, содержащих тонкое золото, также после их гравитационного обогащения.

2. ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ ЧАСТЬ

2.1 Выбор, обоснование и расчет технологической схемы

2.1.1 Обоснование схемы обогащения

Характерной особенностью руды Кокпатасского месторождения является неблагоприятное соотношение основных сульфидных минералов пирротина, арсенопирита и пирита.

При переработке руды на фабрике наблюдаются значительные колебания в содержании основных компонентов в руде. Это объясняется отсутствием на фабрике эффективной системы усреднения.

Анализ схемы обогащения руды, параметров и режимов ее обогащения, технологических показателей показал, что основное количество золота в питании флотации находится в материале крупностью минус 0,071 мм. В этом же классе сосредоточено основное количество сульфидных минералов.

Степень раскрытия всех сульфидных минералов после измельчения в питании флотации составляет более 95 %.

На основе анализа технологической схемы и результатов экспериментальных исследований определены технические решения совершенствования технологической схемы флотации по повышению селективности разделения арсенопирита и пирротина и снижению содержания золота в отвальных хвостах.

Разработана комбинированная флотационно-гравитационная схема, по которой первая основная флотация проводится в открытом цикле в течение 3 минут с выделением арсенопиритного концентрата, который направляется сразу в процесс бактериального выщелачивания.

Концентрат второй основной флотации направляется на перечистные операции и также в процесс бактериального выщелачивания.

Химический и минералогический состав получаемых арсенопиритовый концентрат, который подтверждает довольно высокую селективность процесса, основанную на различии в кинетике флотации этих минералов.

Для селективной флотации арсенопирита и пирротина рекомендуется использование соснового масла, которое повышает извлечение золота в концентраты на 2,0-3,0 % по сравнению с Т-92 и Flotanol C7.

С целью доизвлечения золота из флотационных хвостов, количество которого в отвальных хвостах достигает 85,0 %, рекомендуется производить извлечение его гравитационными методами.

С целью более полной оценки результатов технологического процесса иногда, кроме приведенных, применяются дополнительные показатели.

Показатели, определяемые распределением только одного компонента, называются простыми показателями, а показатели, являющиеся функцией распределения нескольких компонентов, – сложными показателями.

Для полной характеристики всех продуктов схемы достаточно знать лишь простые показатели, поскольку все прочие показатели являются функциями первых и могут быть вычислены по формулам (1, 2):

$$\gamma \cdot \beta = \varepsilon \cdot \alpha, \quad (1)$$

где γ – выход продукта обогащения, %;

β – содержание ценного компонента (золота) в продукте обогащения, г/т;

ε – извлечение ценного компонента (золота) в продукт обогащения, %;

α – содержание ценного компонента (золота) в исходной руде, г/т.

$$P = Q \cdot \beta, \quad (2)$$

где P – масса (количество металла), г/ч;

Q – масса продукта, т/ч.

Принципиальная технологическая схема переработки первичной руды с указанием основных операций приведена на рисунке 2.2.



Рисунок 2.2. – Принципиальная технологическая схема переработки первичной золотомышьяковой руды

Для расчета схемы необходимо составить и решить систему уравнений (3):

$$\begin{cases} 100 = \gamma_{11} + \gamma_{18} + \gamma_{37} + \gamma_{38} \\ \alpha \cdot 100 = \beta_{11} \cdot \gamma_{11} + \beta_{18} \cdot \gamma_{18} + \beta_{37} \cdot \gamma_{37} + \beta_{38} \cdot \gamma_{38} \end{cases}, \quad (3)$$

где γ_{11} – выход концентрата I основной флотации (концентрат БИО-1), %;

γ_{18} – выход концентрата II основной флотации (концентрат БИО-2), %;

γ_{37} – выход гравитационного концентрата, %;

γ_{38} – выход отвальных хвостов, %;

β_{11} – содержание золота в концентрате I основной флотации, г/т;

β_{18} – содержание золота в концентрате II основной флотации, г/т;

β_{37} – содержание золота в гравитационном концентрате, г/т;

β_{38} – содержание золота в отвальных хвостах, г/т.

Расчет баланса металлов в представлен в таблице 2.1.

Таблица 2.1. – Баланс металлов

Наименование продуктов	Выход, %	Содержание золота, г/т	Извлечение золота, %
Концентрат I основной флотации	3,60	65,40	67,27
Концентрат II основной флотации	2,80	13,80	11,04
Гравитационный концентрат	5,00	10,00	14,29
Отвальные хвосты	88,60	0,29	7,41
Исходная руда	100,00	3,50	100,0

Аналогичный расчет качественно-количественной схемы проводится для всех показателей.

2.1.3 Расчет водно-шламовой схемы

Целью проектирования водно-шламовой схемы является:

- обеспечение оптимальных отношений Т:Ж 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 общей потребности воды по обогатительной фабрике и составление баланса по воде.

Для расчета водно-шламовой схемы необходимы следующие формулы (4, 5, 6):

$$W = R \cdot Q, \quad (4)$$

где W – расход воды в операции или продукте, м³/ч;

R – весовое отношение жидкого к твердому в операции или в продукте, доли единицы.

$$V = W + \frac{Q}{\rho}, \quad (5)$$

где V – объем пульпы в продукте, м³/ч;

ρ – плотность твердого в продукте, т/м³.

$$R = \frac{S}{1-S}, \quad (6)$$

где S – влажность продукта, доли единицы.

Плотность продуктов при обогащении изменяются. Но так как объем твердого обычно невелик по сравнению с объемом пульпы, то для большинства случаев при определении объема пульпы с достаточной степенью точности можно принимать плотность твердого постоянной.

Шламовая схема дает возможность составить баланс общей и свежей воды на фабрике. Очевидно, что суммарное количество воды, поступающее в процесс, должно равняться суммарному количеству воды, уходящему из процесса с конечными продуктами. Поэтому баланс воды выразится равенством (7):

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

где W_1 – расход воды, поступающей с рудой, $\text{м}^3/\text{ч}$;

$\sum L$ – суммарный расход воды, добавляемой в процесс, $\text{м}^3/\text{ч}$;

$\sum W_k$ – суммарный расход воды, уходящей из процесса, $\text{м}^3/\text{ч}$.

Из уравнения (7) следует, что расход общей воды на фабрике определяется по формуле (8):

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

Все приведенные подсчеты относятся к воде, потребляемой для технологических целей. Чтобы определить общую потребность воды фабрикой, необходимо учесть еще расход воду на смывку полов, промывку аппаратов (в случае их внезапной установки) и на другие нужды. Обычно при проектировании принимается, что общее потребление воды фабрикой на 10-15 % превышает потребность воды для технологических целей.

Удельный расход технологической воды вычисляется по формуле (9):

$$L_T = \frac{\sum L + 0,15 \cdot \sum L}{Q}, \quad (9)$$

где L_T – расход технологической воды, $(\text{м}^3 \cdot \text{ч})/\text{т}$.

Расход оборотной воды составляет 85-95 % от общего расхода технологической воды и рассчитывается по формуле (10):

$$L_{об.} = 0,9 \cdot L_T, \quad (10)$$

где $L_{об.}$ – расход оборотной воды, $(\text{м}^3 \cdot \text{ч})/\text{т}$.

Расход свежей воды для ведения технологического процесса вычисляется по формуле (11):

$$L_{св.} = L_T - L_{об.}, \quad (11)$$

где $L_{св.}$ – расход свежей воды, $(\text{м}^3 \cdot \text{ч})/\text{т}$.

Итак, по формуле (8) расход общей воды на фабрике составит:

$$\sum L = 4522,19 - 43,63 = 4478,56 \text{ м}^3/\text{ч}$$

Итак, по формуле (9) удельный расход технологической воды составит:

$$L_T = \frac{4478,56 + 0,15 \cdot 4478,56}{1047,1} = 4,92 \text{ (м}^3 \cdot \text{ч)/т}$$

Итак, по формуле (10) расход оборотной воды составит:

$$L_{об.} = 0,9 \cdot 4,92 = 4,43 \text{ (м}^3 \cdot \text{ч)/т}$$

Итак, по формуле (11) расход свежей воды составит:

$$L_{\text{св.}} = 4,92 - 4,43 = 0,49 \text{ (м}^3\cdot\text{ч)/т.}$$

Шламовая схема записывается в таблицу по форме, аналогичной применяемой для качественно-количественной схемы.

Для рассчитанной водно-шламовой схемы баланс общей воды приведен в таблице 2.2.

Таблица 2.2. – Баланс общей воды по фабрике

Наименование операций или продуктов	Поступает воды в процесс, м ³ /ч	Наименование операций или продуктов	Уходит воды из процесса, м ³ /ч
Исходная руда	43,63	Слив сгустителя (БИО-1)	75,39
Самоизмельчение	520,17	С концентратом (БИО-1)	288,99
Грохочение	25,40	Слив сгустителя (БИО-2)	14,66
Классификация	2848,22	С концентратом (БИО-2)	224,77
Измельчение	274,87	Слив сгустителя	2813,34
I основная флотация	197,92	С концентратом	22,44
I перечистная	32,76	С отвальными хвостами	1082,61
II перечистка	7,48		
Биоокисление I (БИО-1)	175,91		
Классификация (БИО-1)	75,39		
Биоокисление I (БИО-2)	136,82		
Классификация (БИО-2)	58,64		
Гравитация	125,00		
Итого:	4522,19	Итого:	4522,19

Расчет выполнен с применением ЭВМ в стандартном офисном приложении Microsoft Office с применением пакета Microsoft Excel.

2.2 Выбор и расчет основного и вспомогательного оборудования

При выборе оборудования приходится решать три основных вопроса:

- 1) выбор типа обогатительного аппарата;
- 2) определение производительности обогатительного аппарата в зависимости от его размеров и условий работы;
- 3) определение оптимального в технико-экономическом отношении размера аппарата и в связи с этим необходимого количества устанавливаемых аппаратов.

Выбор и расчет основного и вспомогательного оборудования основан на результатах исследовательских работ, опыта эксплуатации первой очереди, анализа работы зарубежных ЗИФ, возможностью обеспечения оптимальных технологических показателей, и номенклатурой изготавливаемого промышленного оборудования.

2.2.1 Выбор и технологический расчет оборудования для дробления

Для расчета схемы дробления необходимо иметь следующие данные: производительность обогатительной фабрики по руде; максимальную крупность дробленого продукта; характеристики крупности дробленых продуктов дробилок, устанавливаемых в отдельных стадиях дробления.

Выбор типа и размера дробилок зависит от физических свойств руды, требуемой производительности дробилки и требуемой крупности продукта дробления.

- 1) Определяется часовая производительность цеха дробления по формуле (12):

$$Q_{ц.д.ч.} = \frac{Q_{ф.г.}}{t \cdot k_{и} \cdot k_{н}}, \quad (12)$$

где $Q_{ц.д.ч.}$ – часовая производительность цеха дробления, т/ч;

$Q_{ф.г.}$ – годовая производительность обогатительной фабрики, т/ч;

t – расчетное время обслуживания технологического оборудования, ч;

$k_{и}$ – коэффициент использования оборудования;

$k_{н}$ – коэффициент неравномерности.

2) Подсчитывается для каждой стадии дробления ширина выходной щели дробилки по формуле (13):

$$i_T = \frac{d}{Z}, \quad (13)$$

где i_T – ширина выходной щели дробилки, мм;

d – максимальная крупность дробленой руды, мм;

Z – относительная (безразмерная) крупность зерен.

Значения Z принимаются по данным испытаний дробимости, а при их отсутствии – по типовым характеристикам.

3) Выполняется ориентировочный расчет схемы дробления и выбор дробилок для проверки возможности осуществления запроектированной схемы на стандартном дробильном оборудовании. Определяется ожидаемая производительность дробилки по формуле (14):

$$Q = Q_k \cdot K_{др} \cdot K_d \cdot K_{кр} \cdot K_{вл}, \quad (14)$$

где Q – производительность выбранной дробилки, т/ч;

Q_k – производительность дробилки по каталогу, т/ч;

$K_{др}$ – поправка на крепость (дробимость) руды;

K_d – поправка на насыпную плотность руды;

$K_{кр}$ – поправка на крупность питания;

$K_{вл}$ – поправка на влажность руды.

4) Выполняется окончательный расчет схемы дробления и проверка правильности выбора оборудования. Определяется коэффициент запаса дробилок по формуле (15):

$$k_3 = \frac{Q_{ц.д.ч.}}{Q}, \quad (15)$$

где k_3 – коэффициент загрузки дробилки.

Схема дробления рассчитана для следующих условий: производительность обогатительной фабрики по руде $Q_{ф.г.} = 8000000$ т/год; руда добывается открытым способом, предприятие расположено в северном районе; руда характеризуется средней твердостью, насыпная плотность $2,7 \text{ т/м}^3$, крупность максимального куска 1200 мм, влажность руды до 4 %, характеристики крупности исходной руды и продуктов дробления приняты по типовым характеристикам.

Крупное дробление

1) Режим работы дробильного комплекса – непрерывная семидневная неделя, две смены в сутки. Коэффициент использования оборудования принят 0,75 (рекомендуемый для щековых дробилок); коэффициент неравномерности принят 0,98 (рекомендуемый для руд данного типа). Часовая производительность дробильного комплекса составит (12):

$$Q_{ц.д.ч.} = \frac{8000000}{365 \cdot 2 \cdot 12 \cdot 0,75 \cdot 0,98} = 1245,5 \text{ т/ч}$$

2) Максимальная крупность дробленой руды составляет 350 мм (оптимальная для мельниц мокрого самоизмельчения), относительная крупность руды принята 1,55 (рекомендуемая для дробилок крупного дробления). Тогда ширина выходной щели дробилки (13):

$$i_T = \frac{350}{1,55} = 225 \text{ мм}$$

3) При дроблении твердых и средней твердости руд для первого приема применяют щековые или конусные дробилки. Поэтому к установке принимается щековая дробилка с простым качанием щеки ЩДП 15×21, размеры приемного отверстия 1500×2100 мм. Поправка на крепость руды принята 1,2 (для руд крепостью 5-10 по шкале Протодяконова). Производительность дробилки по каталогу составляет 1275 т/ч при ширине выходной щели 225 мм (14):

$$Q = 1275 \cdot 1 \cdot 1,2 \cdot 1 \cdot 1 = 1530,0 \text{ т/ч}$$

4)) Таким образом, выбранная дробилка ЩДП 15×21 полностью обеспечит необходимую производительность цеха крупного дробления с коэффициентом загрузки (15):

$$k_3 = \frac{1242,5}{1530,0} = 0,81$$

Додрабливание

1) Режим работы участка додрабливания – непрерывная семидневная неделя, две смены в сутки. Коэффициент использования оборудования принят 0,80 (рекомендуемый для конусных дробилок); коэффициент неравномерности принят 0,98 (рекомендуемый для руд данного типа). Часовая производительность участка дробления составит (12):

$$Q_{ц.д.ч.} = 0,1 \cdot \frac{8000000}{365 \cdot 2 \cdot 12 \cdot 0,8 \cdot 0,98} = 116,5 \text{ т/ч}$$

2) Максимальная крупность дробленой руды составляет 12 мм (оптимальная для мельниц шарового измельчения), относительная крупность руды принята 2,5 (рекомендуемая для дробилок второй и третьей стадии дробления). Тогда ширина выходной щели дробилки (13):

$$i_T = \frac{12}{2,5} \approx 5 \text{ мм}$$

3) К установке принимается конусная дробилка мелкого дробления КМД-2200Т1-Д, размеры приемного отверстия 85 мм. Поправка на крепость руды принята 1,2 (для руд крепостью 5-10 по шкале Протодяконова); поправка на влажность принята 0,75 (для руд влажностью 10 %). Производительность дробилки по каталогу составляет 160 т/ч при ширине выходной щели 5 мм (14):

$$Q = 160 \cdot 0,75 \cdot 1,2 \cdot 1 \cdot 1 = 144,0 \text{ т/ч}$$

4) Таким образом, выбранная дробилка КМД-2200Т1-Д полностью обеспечит необходимую производительность участка додрабливания с коэффициентом загрузки (15):

$$k_3 = \frac{116,5}{144,0} = 0,81$$

2.2.2 Выбор и технологический расчет оборудования для грохочения

Колосниковые грохоты устанавливаются во всех случаях, когда допустима пониженная эффективность грохочения и когда крошение материала не имеет существенного значения. Их часто применяют для предварительного грохочения руды перед первой стадией дробления. При большом количестве крупных кусков в питании во избежание их застревания ширина грохота принимается не менее тройного размера наибольшего куска, а при незначительном количестве крупных кусков ширина принимается на 100 мм больше двойного размера наибольших кусков. Обычно длина грохота принимается в два (три) раза больше длины.

Размеры колосникового грохота часто определяются условиями его установки, так как грохот одновременно транспортирует руду в дробилку.

К установке принимается колосниковый неподвижный грохот с размерами отверстий между колосниками 1200 мм; длина грохота 10,5 м; ширина грохота 4,8 м.

2.2.3 Выбор и технологический расчет оборудования для измельчения

Производительность отделения рудоподготовки и обогащения определяется по формуле (16):

$$Q_{\text{ф.ч.}} = \frac{Q_{\text{ф.г.}}}{t \cdot k_{\text{и}} \cdot k_{\text{н}}}, \quad (16)$$

где $Q_{\text{ф.ч.}}$ – часовая производительность отделения рудоподготовки и обогащения, т/ч.

Производительность мельниц рудного самоизмельчения можно определить на основании испытаний на эталонной мельнице промышленных размеров. Если размеры мельницы, на которой проводились испытания, не совпадают с размерами запроектированной мельницы, то производительность определяется по формуле:

$$Q_{\text{п}} = Q_{\text{и}} \cdot \frac{V_{\text{п}}}{V_{\text{и}}} \cdot \left(\frac{D_{\text{п}}}{D_{\text{и}}} \right)^n, \quad (17)$$

где $Q_{\text{п}}$ – производительность запроектированной мельницы, т/ч;

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

$V_{\text{п}}$ – объем запроектированной мельницы, м³;

$V_{\text{и}}$ – объем испытанной мельницы, м^3 ;
 $D_{\text{п}}$ – внутренний диаметр запроектированной мельницы, м;
 $D_{\text{и}}$ – внутренний диаметр испытанной мельницы, м;
 n – показатель степени.

Количество мельниц принимаемых к установке определяется по формуле (18):

$$n_p = \frac{Q_{\text{ф.ч.}}}{Q_{\text{п}}}, \quad (18)$$

где n_p – расчетное число мельниц, шт.

Рабочий объем барабана мельницы определяется по формуле (19):

$$V = \frac{\pi \cdot (D - 0,15)^2}{4} \cdot L, \quad (19)$$

где V – рабочий объем барабана мельницы, м^3 ;
 D – внутренний диаметр мельницы, м;
 L – внутренняя длина мельницы, м.

Производительность шаровых и стержневых мельниц зависит от многих условий: измельчаемости руды; крупности исходного и конечного продуктов; типа и размера мельниц; формы футеровки; заполнения мельниц дробящей средой; гранулометрического состава, формы, плотности и твердости дробящих тел; числа оборотов барабана; отношение Ж:Т в питании мельницы; величины циркуляционной нагрузки; заполнения мельницы пульпой.

Так как измельчаемость руд и другие условия могут изменяться в очень широких пределах, то производительность мельниц определяют не по каталогам и справочникам, а расчетом.

В исходном материале обычно имеется какое-то количество уже готового по крупности класса, поэтому удельная производительность определяется по вновь образованному классу, т.е. по количеству этого класса, полученного в единицу времени и отнесенного к объему мельницы определяется по формуле (20):

$$q = \frac{4 \cdot Q \cdot (\beta_k - \beta_n)}{\pi \cdot (D - 0,15)^2 \cdot L}, \quad (20)$$

где q – удельная производительность мельницы по вновь образованному классу, $\text{т}/(\text{м}^3 \cdot \text{ч})$;

Q – производительность эталонной мельницы, $\text{т}/\text{ч}$;
 β_k – содержание класса минус 0,074 мм в конечном продукте, доли единицы;
 β_n – содержание класса минус 0,074 мм в исходном продукте, доли единицы.

Производительность мельницы по исходной руде определяется по формуле (21):

$$Q_{\text{м}} = \frac{q \cdot V_{\text{м}}}{V_k - V_n}, \quad (21)$$

где $Q_{\text{м}}$ – производительность мельницы, $\text{т}/\text{ч}$.
 $V_{\text{м}}$ – требуемый объем мельницы, м^3 .

Количество мельниц принимаемых к установке определяется по формуле (22):

$$n_p = \frac{V_m}{V} \quad (22)$$

Самоизмельчение

1) Режим работы участка рудоподготовки и обогащения – непрерывная семидневная неделя, две смены в сутки. Коэффициент использования оборудования принят 0,89 (рекомендуемый для мельниц самоизмельчения); коэффициент неравномерности принят 0,98 (рекомендуемый для руд данного типа). Часовая производительность участка рудоподготовки и обогащения составит (16):

$$Q_{ф.ч.} = \frac{8000000}{365 \cdot 2 \cdot 12 \cdot 0,89 \cdot 0,98} = 1047,1 \text{ т/ч}$$

2) На стадию самоизмельчения поступает руда крупностью 350 мм; принятая за эталон руда перерабатывается на действующей обогатительной фабрике, оборудованной мельницей мокрого полусамоизмельчения размером 7000×7000 мм, мельница имеет производительность 694,5 т/ч. Необходимо сравнить варианты с установкой мельниц: 8000×3900 мм; 9200×4500 мм; 10400×5100 мм; 11600×5700 мм; 12800×6400 мм.

3) Определяется рабочий объем барабана эталонной мельницы (19):

$$V_n = \frac{3,14 \cdot (7,0 - 0,15)^2}{4} \cdot 7,0 = 257,8 \text{ м}^3$$

4) Определяется рабочий объем проектируемой к установке мельницы (19):

$$V_n = \frac{3,14 \cdot (8,0 - 0,15)^2}{4} \cdot 3,9 = 188,7 \text{ м}^3$$

5) Определяется производительность запроектированной мельницы (17):

$$Q_n = 694,5 \cdot \frac{188,7}{257,8} \cdot \left(\frac{8,0}{7,0} \right)^{0,3} = 694,5 \text{ т/ч}$$

6) Определяется количество мельниц принимаемых к установке (18):

$$n_p = \frac{1047,1}{694,5} \approx 2 \text{ шт.}$$

Аналогично производится расчет для остальных мельниц, принимаемых к установке. Результаты расчета приведены в таблице 2.3.

Таблица 2.3. - Расчет мельниц мокрого самоизмельчения

D, м	L, м	V, м ³	Q _н , т/ч	n _р , шт.	n _у , шт.
7,0	7,0	257,8	694,5	1,5	2
8,0	3,9	188,7	528,9	2,0	2
9,2	4,5	289,3	845,9	1,2	2

10,4	5,1	420,6	1275,8	0,8	1
11,6	5,7	586,6	1838,6	0,6	1
12,8	6,4	804,0	2595,3	0,4	1

Таким образом, к установке принимается мельница мокрого самоизмельчения AG 10400×5100 производства Krupp Polysius (Германия).

Шаровое измельчение

1) Режим работы участка шарового измельчения – непрерывная семидневная неделя, две смены в сутки. Коэффициент использования оборудования принят 0,89 (принимается по режиму работу участка рудоподготовки и обогащения); коэффициент неравномерности принят 0,98 (рекомендуемый для руд данного типа). Часовая производительность участка шарового измельчения составит (16):

$$Q_{\text{ф.ч.}} = 2,1 \cdot \frac{8000000}{365 \cdot 2 \cdot 12 \cdot 0,89 \cdot 0,98} = 2198,8 \text{ т/ч}$$

2) На стадию шарового измельчения поступает руда крупностью 12 мм; принятая за эталон руда перерабатывается на действующей обогатительной фабрике, оборудованной двумя мельницами мокрого шарового измельчения размером 5000×8400 мм, каждая мельница имеет производительность 475,7 т/ч. Необходимо сравнить варианты с установкой мельниц: 5000×7400 мм; 5400×8200 мм; 5800×9000 мм; 6200×9800 мм; 6600×10600 мм; 7000×11400 мм.

3) Определяется удельная производительность мельницы (20):

$$q = \frac{4 \cdot 475,7 \cdot (0,85 - 0,50)}{3,14 \cdot (5,0 - 0,15)^2 \cdot 8,4} = 1,07 \text{ т/(м}^3 \cdot \text{ч)}$$

4) Определяется требуемый объем мельницы (21):

$$V_m = \frac{2198,8 \cdot (0,85 - 0,50)}{1,07} = 717,0 \text{ м}^3$$

5) Определяется рабочий объем проектируемой к установке мельницы (19):

$$V = \frac{3,14 \cdot (5,0 - 0,15)^2}{4} \cdot 7,4 = 136,6 \text{ м}^3$$

6) Определяется количество мельниц принимаемых к установке (22):

$$n_p = \frac{717,0}{136,6} \approx 6 \text{ шт.}$$

Аналогично производится расчет для остальных мельниц, принимаемых к установке. Результаты расчета приведены в таблице 2.4.

Таблица 2.4. - Расчет мельниц мокрого шарового измельчения

D, м	L, м	V, м ³	n _p , шт.	n _y , шт.
5,0	7,4	136,6	5,2	6
5,0	8,4	155,1	4,6	5

5,4	8,2	177,4	4,0	5
5,8	9,0	225,5	3,2	4
6,2	9,8	281,6	2,5	3
6,6	10,6	346,2	2,1	3
7,0	11,4	419,9	1,7	2

Таким образом, к установке принимаются две мельницы шарового измельчения BM 7000×11400 производства Kgrupp Polysius (Германия).

2.2.4 Выбор и технологический расчет оборудования для классификации

1) Определяется выход слива (частный) по формуле (23):

$$\Gamma_c = \frac{1}{1 + C}, \quad (23)$$

где Γ_c – выход слива (частный), доли единицы;

C – циркуляционная нагрузка, доли единицы.

2) Определяется содержание твердого в сливе по формуле (24):

$$V_c^{TB} = \frac{\left[1 - 0,7 \cdot V_c^{-0,074} \cdot \left(\frac{2,7}{c} \right)^{0,25} \right] \cdot V_n^{TB} \cdot \Gamma_c}{V_n^{TB} - \left[1 - 0,7 \cdot V_c^{-0,074} \cdot \left(\frac{2,7}{c} \right)^{0,25} \right] \cdot (1 - \Gamma_c)}, \quad (24)$$

где V_c^{TB} – содержание твердого в сливе гидроциклона, доли единицы;

V_n^{TB} – содержание твердого в песках гидроциклона, доли единицы;

$V_c^{-0,074}$ – содержание класса минус 0,074 мм в сливе гидроциклона, доли единицы;

c – плотность твердого, г/см³.

3) Определяется номинальная крупность слива и размер класса по формуле (25):

$$d = 0.15 \cdot d_n, \quad (25)$$

где d – размер класса, который распределяется по продуктам вместе с водой, мкм;

d_n – номинальная крупность слива, мкм.

4) Подбирается размер гидроциклона по номинальной крупности слива и определяется ориентировочная производительность одного гидроциклона и стандартные эквивалентные диаметры питающего и сливного патрубков по формуле (26):

$$Q_{гц} = 3 \cdot K_6 \cdot K_D \cdot d_n \cdot d_{сл} \cdot \sqrt{P_0}, \quad (26)$$

где $Q_{гц}$ – объемная производительность по питанию гидроциклона пульпой, м³/ч;

K_6 – поправочный коэффициент на угол конусности гидроциклона;

K_D – поправочный коэффициент на диаметр гидроциклона;

d_n – эквивалентный диаметр питающего патрубка, см;

$d_{сл}$ – диаметр сливного патрубка, см;

P_0 – давление на входе в гидроциклон, МПа.

5) Определяется необходимое число гидроциклонов по формуле (27):

$$n_p = \frac{Q_c}{Q_{гц}}, \quad (27)$$

где n_p – расчетное число гидроциклонов, шт.;

Q_c – объемная производительность гидроциклона, м³/ч.

6) Определяется сечение песковой насадки по формуле (28):

$$H = \frac{p \cdot d_{пес}}{4}, \quad (28)$$

где H – сечение песковой насадки, см²;

$d_{пес}$ – диаметр песковой насадки, см.

7) Определяется нагрузка гидроциклона по пескам по формуле (29):

$$q_n = \frac{Q_n}{H}, \quad (29)$$

где q_n – удельная нагрузка гидроциклона по пескам, т/(см²·ч);

Q_n – производительность гидроциклона по пескам, т/ч.

8) Определяется достаточное давление на входе гидроциклона по формуле (30):

$$P_0 = \left(\frac{Q_c}{3 \cdot K_6 \cdot K_D \cdot d_n \cdot d_{сл}} \right)^2, \quad (30)$$

9) Определяется номинальная крупность слива, которую может обеспечить гидроциклон по формуле (31):

$$d_{нс} = 1,5 \cdot \sqrt{\frac{D \cdot d_{сл} \cdot v_{и}^{TB}}{d_{пес} \cdot K_D \cdot P_0^{0,5} \cdot (c - c_0)}}, \quad (31)$$

где $d_{нс}$ – номинальная крупность слива, мкм;

D – диаметр гидроциклона, см;

$v_{и}^{TB}$ – содержание твердого в исходном, доли единицы;

c_0 – плотность воды, г/см³.

Ориентировочные данные для выбора гидроциклонов представлены в таблице 2.5. Значения коэффициентов K_6 и K_D представлены в таблице 2.6.

Таблица 2.5. – Ориентировочные данные для выбора гидроциклонов

D , мм	β , град.	d_n , мкм	d_n , см	$d_{сл}$, см	$d_{пес}$, см
500	20	50-200	13	16	13
710	20	60-250	15	20	20
1000	20	70-280	21	25	25

1400	20	80-300	30	38	38
------	----	--------	----	----	----

Таблица 2.6. – Значения коэффициентов K_6 и K_D

D , мм	K_6	K_D
500	1,00	1,00
710	1,00	0,95
1000	1,00	0,91
1400	1,00	0,88

1) Итак, по формуле (23) определяется частный выход слива:

$$\Gamma_c = \frac{1}{1+2} = 0,33$$

2) Итак, по формуле (24) определяется содержание твердого в сливе:

$$B_c^{TB} = \frac{\left[1 - 0,7 \cdot 0,85 \cdot \left(\frac{2,7}{2,7} \right)^{0,25} \right] \cdot 0,7 \cdot 0,33}{0,7 - \left[1 - 0,7 \cdot 0,85 \cdot \left(\frac{2,7}{2,7} \right)^{0,25} \right] \cdot (1 - 0,33)} = 0,22$$

3) Итак, по формуле (25) определяется размер класса, который распределяется как вода:

$$d = 0,15 \cdot 117 = 17,6 \text{ мкм}$$

4) Итак, по формуле (26) определяется ориентировочная производительность гидроциклона:

$$Q_{гц} = 3 \cdot 1,00 \cdot 1,00 \cdot 13 \cdot 16 \cdot \sqrt{0,1} = 197,3 \text{ м}^3/\text{ч}$$

5) Итак, по формуле (27) определяется необходимое число гидроциклонов:

$$n_p = \frac{5773,2}{197,3} = 29,3 \text{ шт.}$$

6) Итак, по формуле (28) определяется сечение песковой насадки:

$$H = \frac{3,14 \cdot 15^2}{4 \cdot 30} = 176,6 \text{ см}^2$$

7) Итак, по формуле (29) определяется нагрузка гидроциклона по пескам:

$$q = \frac{2084,1}{176,6 \cdot 30} = 0,4 \text{ т}/(\text{см}^2 \cdot \text{ч})$$

8) Итак, по формуле (30) определяется достаточное давление на входе гидроциклона:

$$P_0 = \left(\frac{5773,2}{3 \cdot 30 \cdot 1,00 \cdot 1,00 \cdot 13 \cdot 16} \right)^2 = 0,095 \text{ МПа}$$

9) Итак, по формуле (31) номинальная крупность слива:

$$d_{\text{нс}} = 1,5 \cdot \sqrt{\frac{50 \cdot 16 \cdot 40,53}{15 \cdot 1,00 \cdot 0,095^{0,5} \cdot (2,7 - 1,0)}} = 96,3 \text{ мкм}$$

Аналогично производится расчет для остальных гидроциклонов, принимаемых к установке. Результаты расчета приведены в таблице 2.7.

Таблица 2.7. – Расчет классифицирующих аппаратов

D, мм	Q _{гц} , м ³ /ч	n _р , шт.	n _у , шт.	q _п , т/(см ² ·ч)	P ₀ , МПа	d _{нс} , мкм
500	197,3	29,3	30	0,4	0,095	96,3
710	269,8	21,4	22	0,3	0,095	114,3
1000	452,8	12,8	13	0,3	0,096	137,9
1400	951,7	6,1	7	0,3	0,075	176,5

Таким образом, к установке принимаются 24 гидроциклона ГЦД-710.

2.2.5 Выбор и технологический расчет оборудования для гравитационного обогащения

Для расчета оборудования для гравитационного обогащения воспользуемся формулой объемной производительности центробежных концентраторов (32):

$$n_p = \frac{Q}{Q_k}, \quad (32)$$

где n_р – расчетное число центробежных концентраторов, шт.;

Q – объемная производительность участка гравитационного обогащения, м³/ч;

Q_к – объемная производительность центробежного концентратора, м³/ч.

Итак, по формуле (32) количество концентраторов составит:

$$n_p = \frac{1468,0}{900,0} \approx 2 \text{ шт.}$$

Таким образом, к установке принимаются два центробежных концентратора КС-ХД-70.

2.2.6 Выбор и технологический расчет оборудования для флотационного обогащения

Необходимое число камер подсчитывается отдельно для каждой операции флотации по формуле (33):

$$n = \frac{V \cdot t}{60 \cdot v_k \cdot k}, \quad (33)$$

где n – требуемое для операции число камер, шт.;

V – объем флотируемой пульпы, м³/ч;

t – продолжительность флотации в рассматриваемой операции, мин;

v_k – геометрический объем камеры, м³;

k – отношение объема пульпы в камере к геометрическому объему камеры.

Итак, по формуле (33) число камер для I основной флотации составит:

$$n = \frac{4298,0 \cdot 3}{60 \cdot 100 \cdot 0,75} \approx 3 \text{ шт.}$$

Аналогично производится расчет для остальных операций флотации. Результаты расчета приведены в таблице 2.8.

Таблица 2.8. – Расчет флотационных машин

Операция	V , м ³ /ч	t , мин	v_k , м ³	k	n , шт.	n_y , шт.
I основная флотация	4298,0	3	100	0,75	3	4
II основная флотация	4726,3	12	100	0,75	13	16
I контрольная	5408,1	5	100	0,75	7	8
II контрольная	4948,8	5	100	0,75	6	8
I перечистная	171,8	5	16	0,75	2	2
II перечистная	83,3	5	16	0,75	1	2

Для выбора контактных чанов воспользуемся формулой выбора числа камер (33):

$$n = \frac{4171,0 \cdot 4}{60 \cdot 100 \cdot 0,85} \approx 4 \text{ шт.}$$

Таким образом, к установке принимаются четыре контактных чана объемом 100 м³. Характеристика оборудования представлена в таблице В.8.

2.2.7 Выбор и технологический расчет оборудования для сгущения

Необходимая площадь сгущения определяется по формуле (34):

$$S = \frac{Q}{q}, \quad (34)$$

где S – необходимая площадь сгущения, м²;

Q – производительность по твердому в сгущаемом продукте, т/ч;

q – удельная нагрузка (производительность) по сгущенному продукту, допускаемая конструкцией сгустителя, т/(м²·ч).

Число сгустителей определяется по формуле (35):

$$n = \frac{S}{S_{\text{сг}}}, \quad (35)$$

где n – число сгустителей, шт.;
 $S_{\text{сг}}$ – площадь осаждения сгустителя, м^2 .

Итак, по формуле (34) рассчитывается необходимая площадь сгущения:

$$S = \frac{980,0}{1,0} = 980,0 \text{ м}^2$$

Итак, по формуле (35) рассчитывается количество сгустителей:

$$n = \frac{980,0}{490,0} = 2 \text{ шт.}$$

Таким образом, к установке принимаются два сгустителя радиальных с центральным приводом Ц25М.

Аналогично проводятся расчет для остальных операций обезвоживания. Результаты расчета приведены в таблице 2.9.

Таблица 2.9. – Расчет сгустителей

Наименование операции	Q , т/ч	q , т/($\text{м}^2 \cdot \text{ч}$)	S , м^2	Типоразмер	$S_{\text{сг}}$, м^2	n , шт.
Сгущение хвостов обогащения	980,0	1,0	980,0	Ц25М	490,0	2
Сгущение концентрата БИО-1	37,7	0,1	377,0	Ц25М	490,0	1
Сгущение концентрата БИО-2	29,3	0,1	293,0	Ц25М	490,0	1

3. БЕЗОПАСНОСТЬ ЖИЗНЕДЕЯТЕЛЬНОСТИ

3.1 Объемно-планировочные решения зданий и сооружений обогатительной фабрики

Фабрика располагается с подветренной стороны по отношению к жилому району и административно-бытовым зданиям.

Продольные оси аэрационных фонарей и стены зданий с проемами, используемые для аэрации помещений, ориентируются в плане под углом 55° к преобладающему направлению ветров летнего периода года.

Санитарные резервы между зданиями и сооружениями цехов, освещаемыми через оконные проемы, принимаются не менее наибольшей высоты противостоящих зданий и сооружений.

На крыше зданий над каждым пролетом предусматривается светоаэрационный фонарь с вертикальным остеклением, оборудованный ветрозащитными панелями. Открывание переплетов светоаэрационных фонарей механизировано. По периметру наружных стен зданий высотой более 10 м на кровле предусматривается ограждение высотой 0,9 м, а для доступа на крышу – пожарные наружные лестницы, расстояние между которыми по периметру здания устанавливается не более 200 м.

Для питания светильников общего освещения применяется напряжение не выше 220 В.

Светильники с люминесцентными лампами на напряжение 127-220 В допускается применять для местного освещения при условии недоступности их токоведущих частей от случайных прикосновений.

Для складирования грузов отводятся специальные места.

Все площадки, расположенные на высоте 0,6 м от пола и более, лестницы, переходные мостики, проемы, люки, канавы и пр. ограждаются перилами высотой не менее 0,9 м со сплошной обшивкой по низу на высоту 0,14 м. Лестницы имеют уклон не более 40° .

Ширина лестниц должна быть не менее 0,6 м; высота ступеней не более 0,3 м; ширина ступеней не менее 0,25 м.

Минимальное расстояние между машинами и аппаратами и от стен до габаритов оборудования:

- а) на основных проходах не менее 1,5 м;
- б) при рабочих проходах между машинами – 1 м;
- в) при рабочих проходах между стеной и машинами не менее 0,7 м;
- г) местные сужения при соблюдении нормальных рабочих проходов между машинами и между стеной и машинами не менее 0,7 м.

Главные входы и въезды на территорию фабрики располагаются со стороны основных подходов и подъездов трудящихся. Проходная находится на расстоянии 100 м от главного корпуса. От входа на фабрику устроены пешеходные дорожки к отдельным цехам и участкам. Вдоль цехов предусматриваются автомобильные дороги и тротуары. Все тротуары в летнее время поливают водой, а в зимнее – очищают от снега и льда.

Все участки с выделением производственной пыли и вредных химических веществ размещаются в изолированных помещениях.

Полы, стены, потолки и строительные конструкции отделений, где применяют цианиды, выполнены плотными, гладкими и имеют гидрофобные покрытие.

Уборка пыли во всех корпусах, галереях и перегрузочных узлах предусмотрена механизированным способом при помощи всасывающих пневматических устройств. В других отделениях предусматривается гидросмыв.

Полы всех помещений (в том числе под емкостями и оборудованием) запроектированы с уклоном в сторону дренажных каналов, исключающими скопление растворов пульпы.

Дренажная система полов, состоящая из каналов, приемков, погружных насосов, обеспечивает сбор всех стоков и их возврат в технологический процесс.

Помещения скомпонованы с максимальным сокращением пути транспортировки сырья к оборудованию.

Отделка стен, полов и потолков запроектирована с учетом предотвращения скопления пыли и вредных химических веществ и возможностью проведения влажной уборки и очистки от пыли. Здания и сооружения обеспечены молниезащитой.

На всех объектах запроектирована система охраны, исключающая доступ труда посторонних лиц.

Объем производственного помещения на одного работающего составляет не менее 15 м³, а площадь помещения – не менее 4,5 м².

3.2 Анализ потенциально опасных и вредных факторов производственной среды

Условия труда – это комплекс факторов производственной среды, оказывающих влияние на здоровье и работоспособность человека в процессе труда. Все эти факторы взаимосвязаны и влияют на производительность труда, уровень травматизма и профзаболеваний. При функционировании производственного процесса могут проявляться потенциально опасные и вредные факторы, в результате воздействия которых возможно возникновение несчастных случаев либо заболеваний.

Анализ условий труда имеет основное значение для разработки мероприятий, обеспечивающих защиту работающих от опасных и вредных производственных факторов. Его проводят в той последовательности в которой запроектирован технологический процесс.

Процесс извлечения золота из первичных руд связан с воздействием на персонал ряда опасных и вредных факторов, а именно:

- производственные вредности, связанные с применением, минерального сырья (руда, известь) и химических веществ;
- шум и вибрация производственного оборудования;
- взрывоопасность и пожароопасность;
- электроопасность;
- воздействие теплового излучения;
- опасность травматизма при проведении технологических процессов и обслуживании оборудования.

3.2.1 Инженерная защита от вибраций на участке измельчения

Вибробезопасные условия труда обеспечиваются:

- применением вибробезопасных машин;
- применением средств защиты;
- организационно-техническими мероприятиями;
- проектировочными решениями, обеспечивающими нормы вибраций на рабочих местах.

Вибробезопасность машин достигается:

- виброизоляцией их за счет установки на фундаменты, виброизолированные от пола, специальных амортизаторов (прокладки из войлока, резины, пружины и т.д.);

- балансировкой вращающихся частей;

применением виброизолирующих мастик.

Орга

низационно-технические меры включают: проведение проверок вибрации не реже одного раза в год при общей вибрации и двух раз в год при локальной, а также после ремонта машин, и при наличии их эксплуатации; исключение контакта работающих с вибрирующими поверхностями за пределами рабочего места или зоны (ограждения, знаки, надписи), введение определенного режима труда, недопущение к работе лиц, моложе 18 лет и не прошедших медосмотр, проведение повторного ежегодного медосмотра.

Режи

м труда должен устанавливать требования:

- по

рациональной организации труда в течение смены (длительность смены не более 12 ч, два перерыва в смену, учитываемых в норме выработки, и обеденный перерыв не менее 1 ч);

- по

сокращению длительности непрерывного воздействия вибрации на оператора (защита временем).

Пред

усматриваются следующие меры защиты от вибрации:

-

снижение вибрации воздействием на ее источник;

-

снижение силового возбуждения вибрации уравниванием, балансировкой, изменением частоты вибрации;

-

снижением вибрации на путях ее распространения;

-

снижение вибрации при контакте оператора с вибрирующим объектом;

-

введение дополнительных устройств в конструкцию машин и строительные конструкции (демпферов, пружин, применение демпфирующих покрытий);

-

снижение вибрации исключением контакта оператора – дистанционное управление;

-

автоматический контроль, сигнализация, ограждение.

Средс

тва коллективной виброзащиты делятся на:

-

средства виброизоляции – демпфирование, упругие прокладки, введение инерционного элемента;

-

ударные виброгасители (пружинные, маятниковые);

-

динамические виброгасители (пружинные, маятниковые, гидравлические).

Средства индивидуальной защиты подразделяются на средства предназначенные: для рук оператора (рукавицы, перчатки, вкладыши и прокладки); для ног оператора (специальная обувь, подметки и наколенники).

Расчет резинометаллических виброизоляторов сводится к определению параметров плоского резинового массива комплекта виброизоляторов технологического оборудования.

Определяется частота колебаний вынуждающей силы по формуле (4.1):

$$f_1 = \frac{n}{60}, \quad (4.1)$$

где f_1 – частота колебаний вынуждающей силы, Гц;
 n – скорость вращения, об/мин.

Определяется частота собственных колебаний по формуле (4.2):

$$f_0 = \frac{f_1}{3}, \quad (4.2)$$

где f_0 – частота собственных колебаний, Гц;
 3 – частное отношение.

Частное отношение определяется по формуле (4.3):

$$3 = \sqrt{10^{\frac{ДЛ}{20}} + 1}, \quad (4.3)$$

где ДЛ – ослабление уровня вибрации, дБ.

Определяется статическая осадка виброизолятора под действием нагрузки по формуле (4.4):

$$x_{ст} = \frac{g}{(2 \cdot p \cdot f_0)^2}, \quad (4.4)$$

где $x_{ст}$ – статическая осадка виброизолятора, м;
 g – ускорение свободного падения, м/с².

Для выбранного материала упругого элемента виброизолятора рассчитывается его толщина по формуле (4.5):

$$h = x_{ст} \cdot \frac{E}{y}, \quad (4.5)$$

где h – толщина виброизолятора, м;
 E – динамический модуль упругости материала, Н/м²;
 y – допустимая нагрузка на сжатие материала, Н/м².

Площадь одного из комплекта виброизоляторов определяется по формуле (4.6):

$$S = \frac{m \cdot g}{N \cdot y}, \quad (4.6)$$

где S – площадь каждого из упругих элементов комплекта виброизоляторов, м²;
 m – масса агрегата, кг;
 N – число элементов.

Если параметры упругого элемента виброизоляторов с выбранным материалом оказываются неприемлемыми, то выбирается другой материал или изменяется число виброизоляторов.

Агрегат (мельница шарового измельчения) массой 910000 кг, имеющий скорость вращения электродвигателя 3000 об/мин, на посту управления создает (на основной

частоте в третьооктавном спектре) уровень виброскорости 102 дБ. Необходимо рассчитать виброизоляторы для снижения вибрации до нормативных значений.

К установке принимаются резинометаллические виброизоляторы (скорость вращения электродвигателя больше 1800 об/мин и нет указания на наличие агрессивных сред).

Итак, по формуле (4.1) определяется частота колебаний вынуждающей силы:

$$f_1 = \frac{3000}{60} = 50 \text{ Гц}$$

Итак, по формуле (4.2) определяется частное отношение:

$$z = \sqrt{10^{\frac{(102-87)}{20}} + 1} = 2,6$$

Итак, по формуле (4.3) определяется частота собственных колебаний:

$$f_0 = \frac{50}{2,6} = 19 \text{ Гц}$$

Итак, по формуле (4.4) определяется статическая осадка виброизолятора под действием нагрузки:

$$x_{ст} = \frac{9,8}{(2 \cdot 3,14 \cdot 19)^2} = 6,6 \cdot 10^{-4} \text{ м}$$

Итак, по формуле (4.5) определяется толщина виброизолятора (резина губчатая):

$$h = 6,6 \cdot 10^{-4} \cdot \frac{30 \cdot 10^5}{0,3 \cdot 10^5} = 6,6 \cdot 10^{-2} \text{ м}$$

Итак, по формуле (4.6) определяется площадь каждого из упругих элементов комплекта виброизоляторов:

$$S = \frac{910000 \cdot 9,8}{4 \cdot 0,3 \cdot 10^5} = 74,3 \text{ м}^2$$

Конструкция виброизолятора представлена на рисунке .

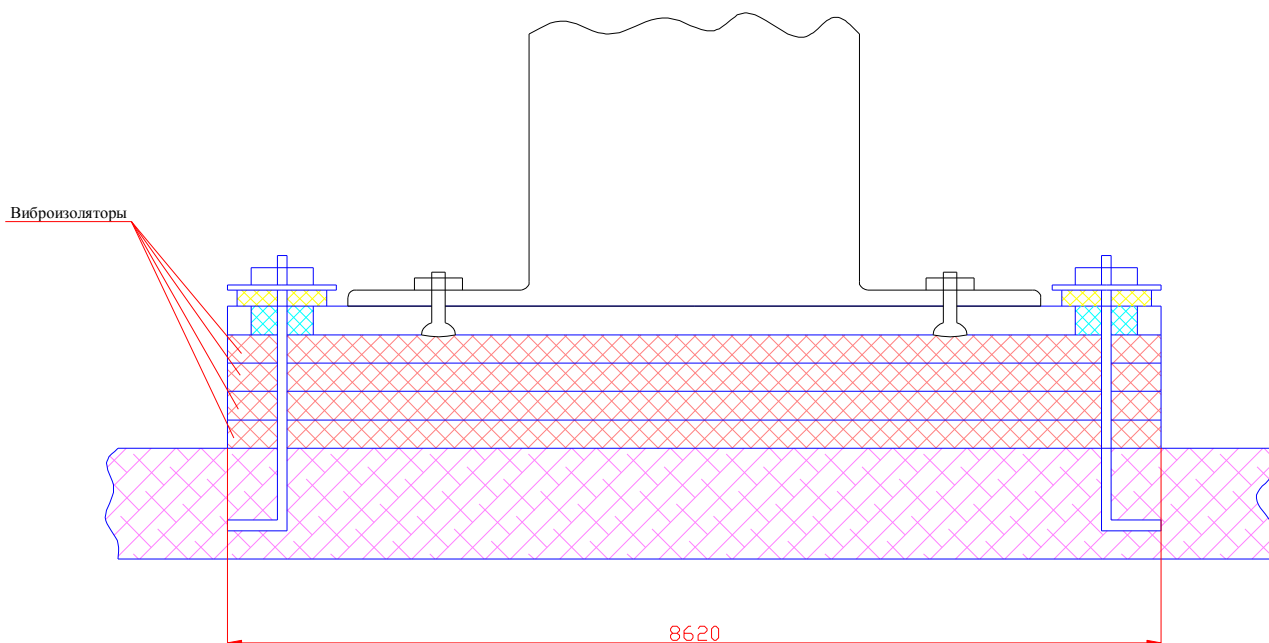


Рисунок 15 – Конструкция виброизоляторов

В предложенной конструкции виброизоляторов резонансные явления отсутствуют, так как удовлетворяется условие (4.7):

$$h < 0,5 \cdot \lambda, \quad (4.7)$$

где λ – длина волны колебаний, м.

При квадратной форме упругого элемента его сторона составит 8,6 м, т.е. выполнится условие (4.8):

$$h < \frac{a}{4}, \quad (4.8)$$

где a – сторона упругого элемента, м.

Вывод: все условия выполнены – уточнение не требуется.

3.3 Охрана окружающей среды

3.3.1 Охрана атмосферного воздуха

Загрязнение атмосферного воздуха в период эксплуатации проектируемых объектов золотоизвлекательной фабрики НГМК происходит в результате поступления в него выбросов газообразных и взвешенных веществ при проведении технологических процессов извлечения золота из золотосодержащих руд и концентратов Кокпатасского месторождения на золотоизвлекательной фабрике.

Виды и количество загрязняющих веществ, выбрасываемых в атмосферу, определены на основе анализа технологических процессов проектируемого производства. Качественный и количественный состав выбросов в атмосферу зависит от вида технологических процессов переработки руды, протекающих на различных участках проектируемого производства.

Отделение рудоподготовки и обогащения предназначено для приема руды с рудного усреднительного склада, ее крупного дробления, измельчения, додрабливания, флотационно-гравитационного обогащения, сгущения флотационных концентратов и хвостов флотации.

В состав отделения рудоподготовки и обогащения входят корпус крупного дробления и главный корпус отделения измельчения и обогащения.

В корпусе крупного дробления исходная руда, которая доставляется автотранспортом с рудничного усреднительного склада, дробится для получения необходимого размера куска перед подачей на измельчение.

Дробленая руда конвейером из корпуса крупного дробления подается на конус дробленой руды и далее направляется в главный корпус на измельчение. Для уменьшения пыления, при перегрузке руды с конвейера на конус, над ним выполнено укрытие в виде шатра.

Технологические процессы дробления руды сопровождаются выделением пыли. Для удаления загрязненного воздуха в здании корпуса крупного дробления предусматривается приточно-вытяжная вентиляция с удалением воздуха через местные отсосы узлов укрытия загрузки и разгрузки дробилки. Очистка удаляемого запыленного воздуха осуществляется в циклоне ЦН-15 с эффективностью 94 %.

В главном корпусе происходит измельчение дробленой руды до необходимого класса, додрабливание критических классов и флотационное обогащение полученного продукта. В проекте представлена двухстадиальная схема флотации с выделением в I основной флотации концентрата, направляемого на бактериальное выщелачивание и II основной флотации с двумя контрольными и двумя перечистными операциями. Выделение загрязняющих веществ (сероуглерод) от технологического оборудования флотационного обогащения обусловлено применением флотореагентов для получения концентратов в процессе флотации. Для удаления загрязненного воздуха от флотомашин, расходных и контактных чанов приготовления реагентов запроектированы местные отсосы.

От пылящего оборудования (конвейеры, дробилка, узел разгрузки питателя в подземной части конуса руды) спроектирована аспирационная система. Очистка аспирационного воздуха осуществляется в скоростном промывателе СИОТ-М № 6, в котором используется технологическая вода. Схема газоочистной установки показана на рисунке 16.

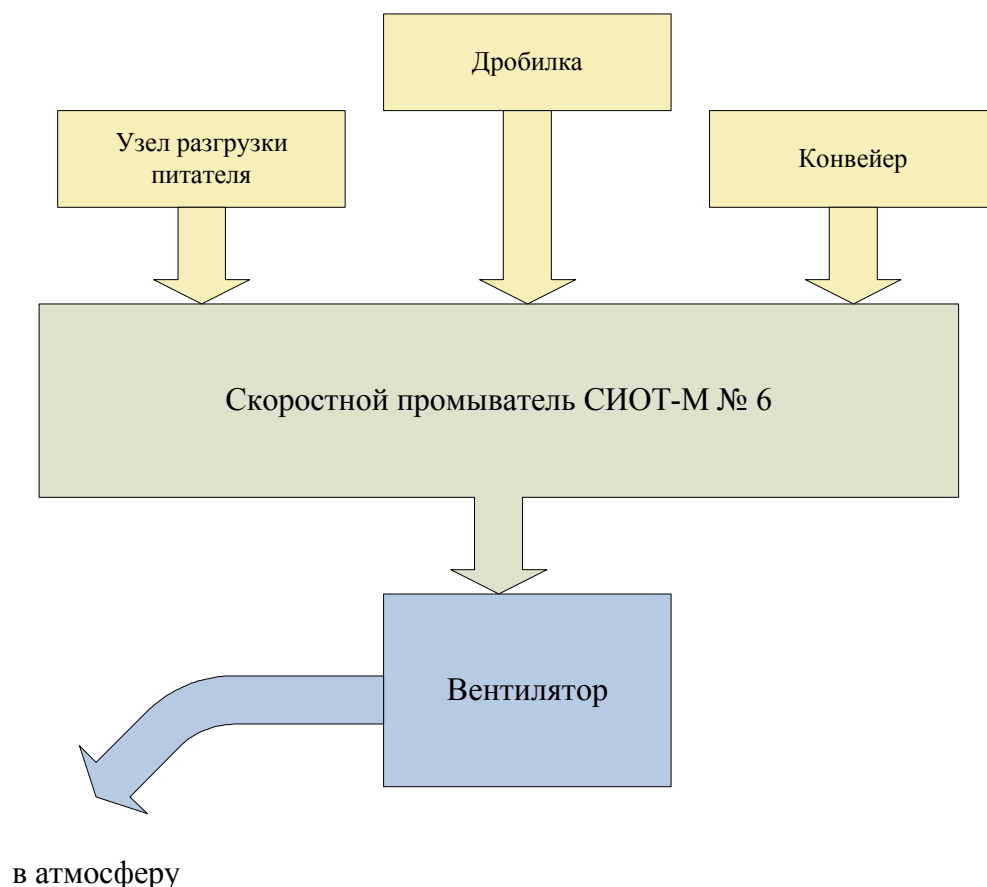


Рисунок 16 – Схема газоочистной установки

Корпус бактериального окисления предназначен для проведения процесса бактериального выщелачивания золотосодержащих сульфидных концентратов. В процессе бактериального выщелачивания в биореакторах происходит выделение незначительного количества серной кислоты. Для удаления паров серной кислоты корпус бактериального окисления оборудован вытяжной вентиляцией. Загрязненный воздух от биореакторов и баковой аппаратуры выбрасывается в атмосферу без очистки, что обусловлено невысокими концентрациями серной кислоты в выбрасываемом воздухе.

Реагентное отделение состоит из участков приготовления реагентов, размещаемых в основных корпусах и корпуса приготовления реагентов.

Процесс растарки и растворения реагентов сопровождается выделением загрязняющих веществ. Воздух от технологического оборудования удаляется при помощи вытяжной вентиляции.

Заключение

В настоящем дипломном проекте спроектирована обогатительная фабрика и выбрано оборудование для переработки золотосодержащей руды Олимпиадинского месторождения производительностью 8000000 т/год с содержанием золота 3,5 г/т и плотностью руды 2,72 г/см³.

Предложена флотационно-гравитационная схема с применением процесса бактериального окисления сульфидных флотационных концентратов. Процесс бактериального окисления и выщелачивания сульфидных концентратов, с высоким содержанием мышьяка, является экологически безопасным и совершенно безвредным для окружающей среды и человека.

Комплекс технических и экономических решений содержит в себе сведения о вещественном составе исходного сырья. Проведено обоснование и расчет качественно-количественной и водно-шламовой схем, выбрано и рассчитано основное оборудование, выбрано вспомогательное оборудование, а также выбрана и обоснована схема электроснабжения обогатительной фабрики. Дано технико-экономическое обоснование данного проекта, обсуждены вопросы охраны труда и окружающей среды. Предусмотрена автоматизация всех процессов, а также определены точки отбора проб для контроля технологического процесса. Произведен расчет годового объема товарной продукции, штата трудящихся, капитальных вложений, производственных фондов, себестоимости продукции, экономический эффект проектных решений.

Полученный срок окупаемости (около 8 лет) можно считать приемлемым для обогатительной фабрики перерабатывающей упорные золотомышьяковые руды в условиях Крайнего Севера. Рентабельность производства и продукции находится на уровне ниже среднего, но это не значит, что в данное предприятие не выгодно вкладывать средства.

В проекте рассмотрены основные потенциально опасные и вредные факторы производственной среды. Предложены меры защиты от выявленных потенциально опасных и вредных факторов в соответствии с нормативными документами.

Разработаны мероприятия по снижению шума на рабочем месте и вибрации основного технологического оборудования.

Проектом предусматривается комплекс мероприятий противопожарных мер безопасности, в т.ч. предупреждение возникновения пожаров, ограничение распространения пожаров, создание условий для быстрой локализации и тушения пожаров (предусматривается размещение пожарного депо).

4 ЭКОНОМИЧЕСКАЯ ЧАСТЬ

Организация работы должна обеспечить высокой производительностью работы в каждой смене.

В каждой смене должно быть:

1. Одинокого высокий уровень технологического руководство оперативной подготовке производства.

2. Установлена ответственность за сохранность оборудования.

3. Организовать учёт сменной выработки объема выполненных работ.

4. Организация приема и сдачи смены.

Принимаем следующий порядок:

- 1^{ая} смена от 8⁰⁰ до 16⁰⁰ часов;

- 2^{ая} смена от 16⁰⁰ до 24⁰⁰ часов;

Баланс рабочего времени одного рабочего в год

№	Показатели	Величина в днях
1.	Календарный фонд рабочего времени	365
2.	Дни отдыха	52
3.	Номинальный фонд рабочего времени, Тн	330
4.	Не выходы рабочих по разным причинам	61
	а) очередные и дополнительные отпуска	40
	б) болезни	12
	в) выполнение государственных и общественных обязанности	2
	г) льготные дни отпуска учащемуся	4
	д) сельхоз. работы	3
5.	Эффективный фонд рабочего времени, Тэ	252
6.	Использование номинального фонда рабочего времени:	$(252:330)*100=0,764\%$
7.	Продолжительность рабочей смены	8
8.	Полезный фонд рабочего времени, час одного работника	2016

Расчет баланса годового фонда времени оборудования

№	Наименование элементов	Принятые данные
1.	Нормируемые простые дни	61
1.1.	В том числе на капитальный ремонт	25
1.2.	Текущий ремонт	22
1.3.	Тех. Осмотр	12
1.4.	Ревизия электрооборудования	2
2.	Эффективная время работы, дни	304
3.	Время работы в сутки	24
4.	Действительный годовой фонд времени работы, час	7296
5.	Коэффициент использования Ки оборудования $T_{эф}/T_n$	0,83

Коэффициент списочного состава

$$K_c = \frac{T_n}{T_{\text{эф}}} = \frac{330}{252} = 1,31$$

Явочная численность рабочих в сутки определится по формуле:

$$N_{\text{я}} = N_v \times A \times c$$

где, N_v — норматив рабочей силы на агрегат, чел;

A — количество агрегатов в работе;

C — количество смен.

Явочная численность рабочих в сутки в цеха соответственно будет

1.	Машинист дробилки	$2 \times 1 \times 4 = 8$
2.	Машинист мельниц	$2 \times 1 \times 4 = 8$
3.	Операторы вспомогательных оборудования	$6 \times 1 \times 4 = 24$
4.	Электромонтёр	$2 \times 1 \times 4 = 8$
5.	Электрослесарь	$2 \times 1 \times 4 = 8$
6.	Машинист мостового крана	$1 \times 1 \times 4 = 4$
7.	Концентраторщик	$1 \times 1 \times 4 = 4$
8.	Машинист ленточных конвейеров	$2 \times 1 \times 4 = 8$
9.	Флотатор	$3 \times 1 \times 4 = 12$

Штатный численность рабочих определяется по формуле:

$$N_{\text{шт}} = N_{\text{я}} \times N_n = N_v \times A \times (C + 1),$$

т.е. штатная численность рабочих соответственно будет:

1.	Машинист дробилки	$2 \times 1 \times (4+1) = 10$
2.	Машинист мельниц	$2 \times 1 \times (4+1) = 10$
3.	Операторы вспомогательных оборудования	$6 \times 1 \times (4+1) = 30$
4.	Электромонтёр	$2 \times 1 \times (4+1) = 10$
5.	Электрослесарь	$2 \times 1 \times (4+1) = 10$
6.	Машинист мостового крана	$1 \times 1 \times (4+1) = 5$
7.	Концентраторщик	$1 \times 1 \times (4+1) = 5$
8.	Машинист ленточных конвейеров	$2 \times 1 \times (4+1) = 10$
9.	Флотатор	$3 \times 1 \times (4+1) = 15$

Списочная численность рабочих определяется по формуле: $N_c = N_{\text{шт}} \times K_c$.

$K_c = 1,114$, так списочная численность рабочих будет:

1.	Машинист дробилки	$10 \times 1,114 = 11,14$
2.	Машинист мельниц	$10 \times 1,114 = 11,14$
3.	Операторы вспомогательных оборудования	$30 \times 1,114 = 33,42$
4.	Электромонтёр	$10 \times 1,114 = 11,14$
5.	Электрослесарь	$10 \times 1,114 = 11,14$
6.	Машинист мостового крана	$5 \times 1,114 = 5,57$
7.	Концентраторщик	$5 \times 1,114 = 5,57$
8.	Машинист ленточных конвейеров	$10 \times 1,114 = 11,14$
9.	Флотатор	$15 \times 1,114 = 16,71$

Полученные данные сводим в таблицу.

№	Профессия рабочих	Тарифный разряд	Норматив обслуживания	Число смен в сутках	Явочная численность в сутки	Штатная численность в сутки	Списочная численность в сутки
1.	Машинист дробилки	VI	2	2	4	10	11,14
2.	Машинист мельниц	VI	2	2	4	10	11,14
3.	Операторы вспомогательных оборудований	V	6	2	12	30	33,42
4.	Электромонтёр	IV	2	2	4	10	11,14
5.	Электрослесарь	IV	2	2	4	10	11,14
6.	Машинист мостового крана	V	1	2	2	5	5,57
7.	Концентраторщик	V	1	2	2	5	5,57
8.	Машинист ленточных конвейеров	VI	2	2	4	10	11,14
9.	Флотатор	VI	3	2	6	15	16,71

Расчет капитальных вложений

Капитальные затраты по проекту определяем по укрупненным нормам. Капитальные затраты включает в себя расходы на строительство здания, приобретение, транспортировку и монтаж оборудования согласно технологическому процессу. Размер капитальных затрат учитывается в основных фондах предприятия по их первоначальной стоимости. В себестоимости продукции основные фонды учитывается в виде амортизационных отчислений, т.е. учитывается износ основных фондов в денежной форме.

Денежное средство необходимое для строительства зданий, сооружения цеха, а также для приобретения, транспортировке и монтажи оборудования является номинальными вложениями.

Стоимость здания цеха определяется укрепленным способом, исходя из объема здания и стоимости строительства 1м^3 . Размеры основного здания цеха:

$$\text{Площадь цеха } S = l \times b = 18 \times 24 + 48 \times 72 = 3888 \text{ м}^2.$$

$$\text{Объем здания } V = S \times h = 3888 \times 25 = 97200 \text{ м}^3$$

Затраты на строительства зданий и сооружений

Объект строительства	Объем строительства, м^3	Цена 1м^3 строительства, тыс. сум	Стоимость основного здания, млн. сум	Санитарно-бытовые помещения, (15% от основного здания) млн. сум	Проездные пути, галерея (30% от основного здания) млн. сум	Прочие помещения (15% от основного здания) млн. сум	Чистая стоимость строительства млн. сум
Основной цех	97200	2000	194,4	29,16	58,32	29,16	311,04

Определение общего фонда заработной платы

Фонд заработной платы основных рабочих складывается из основной и дополнительной заработной платы. Исходя из планируемой численности рабочих по отдельным профессиям производится расчет фонда рабочего времени

$$A_1 = F_1 \times N \quad A_r = A_1 \times H_c$$

где, A_d — явочный штат рабочих, человек;

T — число дней работы участка;

P_c — продолжительность рабочей смены.

Основной фонд включает суммы заработка за отработанное время. Он состоит из прямого фонда заработной платы и доплат (премии, оплата за работу в ночное время, праздничные дни и т.д.).

Прямой фонд заработной платы

$$Z_n = Z_r \times \Phi_E$$

где, Z_r — сумма заработной платы по тарифу, сум;

Φ_E — количество человек часов.

Доплата принимается в определенной доле (15%) от прямого фонда заработной платы

$$Z_o = \frac{Z_n \cdot K_o}{100}$$

где, K_o — принятый процент доплат к заработной плате.

$$Z_c = Z_n + Z_o + n$$

где, n — премия 20-25 % от заработной платы.

Дополнительный фонд включает 30 % от основного фонда заработной платы:

$$Z_o = \frac{Z_c \cdot 30}{100}$$

В массовом производстве основным рабочим за выполнение производственного плана предусматривается премия к тарифной ставке в размере 25% при условии повременной оплаты.

Это сумма включается как доплата к прямому фонду заработной платы.

Расчёт планового фонда заработной платы основных и вспомогательных рабочих персоналов

№	Профессия рабочих	Разряд	Часовая тарифная ставка, млн. сум	Штатная численность рабочих, чел	Фонд рабочего времени, млн. сум		Прямое фонд заработной платы
					чел/час	чел/день	
1.	Машинист дробилки	VI	0,002	10	0,02	0,48	175,2
2.	Машинист мельниц	VI	0,002	10	0,02	0,48	175,2
3.	Операторы вспомогательных оборудований	V	0,0018	30	0,054	1,296	473,04
4.	Электромонтёр	IV	0,0017	10	0,017	0,408	148,92
5.	Электрослесарь	IV	0,0017	10	0,017	0,408	148,92
6.	Машинист мостового крана	V	0,0017	5	0,0085	0,204	74,46

7.	Концентраторщик	V	0,0018	5	0,009	0,216	78,84
8.	Машинист ленточных конвейеров	VI	0,0017	10	0,017	0,408	148,92
9.	Флотатор	VI	0,002	15	0,03	0,72	262,8
Итого							1686

Фонд заработной платы основных и вспомогательных рабочих

Количество рабочих	Основной фонд			Дополнительная фонд 30%	Общий фонд, млн. сум
	прямой	Премии 25%	Доплаты 15%		
105	1686	421,575	252,945	505,89	2867

Фонд заработной платы ИТР

Профессия	Численность, чел	Месач. Оклад, млн. сум	Фонд зароб. Платы сум 1,2%	Допольнит. Премия 25%	Допольнит. т. Фонд. Соц. Страх 30%	Общий фонд зар.плат, сум	Годовой фонд зар.плат, млн. сум
Нач. цеха	2	1,40	3,36	0,84	1,26	5,46	65,52
Механик	2	1,00	2,40	0,60	0,90	3,90	46,80
Мастер	12	0,80	11,52	2,88	4,32	18,72	224,64
Лаборант	8	0,40	3,84	0,96	1,44	6,24	74,88
Экономист	2	0,38	0,91	0,23	0,34	1,48	17,78
ИТОГО	26					35,80	429,62

Расчет номинальных затрат на оборудования

Наименования оборудования	Количество, шт	Отпускная стоимость, млн. сум	Расходы, млн. сум			Сметная стоимость, млн. сум	Общая сметная стоимость, млн. сум
			Транспортные 7 %	Складирования 1,2 %	Монтаж 8 %		
Дробилка ШДП 15х21	1	100	7	1	8	116	116
Мельница ММС 104х51	1	150	10,5	1,5	12	174	174
Мельница МШЦ 70х114	2	150	10,5	1,5	12	174	348
Гидроциклон ГЦ-710	24	4	0,28	0,04	0,32	4,64	111,36
Грохот колосниковый	1	2	0,14	0,02	0,16	2,32	2,32

Флотомашина РИФ-100	36	50	3,5	0,5	4	58	2088
Флотомашина РИФ-16	4	25	1,75	0,25	2	29	116
Конвейер (ленточный)	2	37	2,59	0,37	2,96	42,92	85,84
Питатель	2	20	1,4	0,2	1,6	23,2	46,4
Кран мостовой	3	26	1,82	0,26	2,08	30,16	90,48
Концентратор КС-ХД-70	2	19	1,33	0,19	1,52	22,04	44,08
Дробилка конусная КМД- 2200Т1-Д	1	100	7,0	1,0	8,0	116	116
Сгуститель Ц- 25	4	24	1,68	0,24	1,92	27,84	111,36
Вспомогательны е оборудование		170	11,9	1,7	13,6	197,2	2682
Оборудование реагентного отделения		78	5,46	0,78	6,24	90,48	565
Итого							6696,35 52

Расчет стоимости электроэнергии на освещения

$$C_{осм} = \frac{F \cdot S \cdot V}{1000}, \text{ сум}$$

где, F—время работы освещения в течении года, час;
S—площадь цеха, м²;
V—удельный расход электроэнергии на 1м²≈15 квт.

$$C_{осв} = \frac{3600 \cdot 3888 \cdot 15 \cdot}{100000000} = 2,09 \text{ млн. сум}$$

Расчет стоимости отопления

$$C_{пара} = \frac{V \cdot H \cdot g}{i_n \cdot 100} \cdot Ц_{он}, \text{ сум}$$

где, V—объем здания основного, м³;
H—врем отопительного сезона, час;
g—удельной расход пара на 1м³;
Ц_{он}—стоимость 1т пара=1000 сум
i_n—удельная теплоемкость 1т пара=5 400

$$C_{пара} = \frac{97,2 \cdot 2200 \cdot 20}{5400 \cdot 1000000} \cdot 1000 = 0,792 \text{ млн. сум}$$

Расчет стоимости воды на бытовые нужды.

$$C_{\text{вода}} = q \times p \times D_p \times C_v, \text{ сум}$$

где, q —расход воды в смену на 1 работающего, $0,08 \text{ м}^3$;

P — число работающих, 131 чел;

D_p —кол-во рабочих дней в году, 365

C_v —стоимость 1 м^3 питьевой воды 100 сум.

$$C_{\text{вода}} = 0,08 \times 131 \times 365 \times 100 / 1000000 = 0,382 \text{ млн. сум}$$

Расчет изменение себестоимости продукции производим только по статье «Вспомогательные материалы на технологические цели

Расчет затрат на вспомогательные материалы

№	Статьи затрат	Ед. измерение	Расход на 1 т. продукта	Цена за единицу, сум	Затраты на переработки продукта, млн. сум	
					на единицу	на объем
1	Футеровка дробилки	кг/т	0,015	500	7,5	37,5
2	Футеровка мельницы	кг/т	0,17	500	85	425
3	Шары мельницы	кг/т	0,73	580	423,4	2117
4	Известь	кг/т	1,2	200	240	1200
7	Реагенты	кг/т		210000		210000
	Итого					213779,5

Смета затраты

№	Наименование затрат	Сумма, млн. сум
1.	Заработная плата (рабочих + ИТР)	3296,33
2.	Отчисление на соц. страхования, 15%	494,45
3.	Затраты на строительство	311,04
4.	Затраты на оборудования	220475,86
5.	Амортизационные отчисления, 10%	22047,59
6.	Затраты на электроэнергию	2,10
7.	Затраты на отопления и воды	1,29
И Т О Г О		246628,66

Годовой затраты на получение продукта составляет – 246628,66 млн. сум

Расчет технико-экономических показателей

1. Себестоимость 1 тонны продукции составляет:

$$C = \frac{Kв}{B} = \frac{246628,54}{912} = 270,43 \text{ млн., сум}$$

где, Кв—общие затраты, млн. сум

В—объем выпускаемой продукции, т

2. Годовая производительность труда 1 рабочего:

$$n = \frac{B}{N_{cn}} = \frac{912}{105} = 8,68 \text{ т}$$

где, N_{cn}—списочный штат рабочих.

3. Годовая производительность труда 1 работающего:

$$n = \frac{B}{N_{cn} + N_{ИТР}} = \frac{912}{131} = 6,96 \text{ т}$$

4. Расчет фондоотдачи

$$\Phi = \frac{B_p}{\Phi_{осн}} = \frac{9120000}{246628,54} = 37 \text{ сум}$$

где, В_р—реализованная продукция в оптовых ценах, сум

Φ_{осн}—стоимость основных фондов, сум

5. Расчет прибыли:

$$\Pi = В \times (\Pi - C) = 9120000 * (1000 - 270,43) = 88733713443 \text{ сум}$$

где, В—объем реализованной продукции, сум;

Ц—оптовая цена за 1т продукции, сум;

С—полная себестоимость, сум.

6. Общая рентабельность

$$P = \frac{\Pi}{(\Phi_{осн} + \Phi_{об}) \cdot 1000000} \cdot 100 = \frac{88733713443}{246628540000} = 36 \%$$

где, Φ_{осн}—стоимость осн. фондов, сум;

Φ_{об}—стоимость об. средств, сум.

7. Срок окупаемости:

$$T = \frac{K}{\Pi} = \frac{246628540000}{88733713443} = 2,78 \text{ лет}$$

где, К—капиталовложения, сум;

Π—прибыль, сум.

Сводная таблица технико-экономических показателей

№	Наименование показателей	Единица измерения	Величина показателей
1.	Производственная мощность	Т/год	8 000 000
2.	Режим работы предприятия		
	а) Количество дней в году	дни	365
	б) Количество смен в сутки	смена	2
	в) Продолжительность смены	часы	12
3.	Численность персонала		
	Всего	чел	131
	ИТР	чел	26
	Рабочих	чел	105
4.	Годовой фонд заработной платы		
	Всего	млн. сум	3296,33
	ИТР	млн. сум	429,62
	Рабочих	млн. сум	2867
5.	Капитальные вложения	млн. сум	246628,54
6.	Себестоимость 1 т продукции	млн. сум	270,43
7.	Фондоотдача	сум/сум	37,0
8.	Прибыли	млн. сум	88733,71
9.	Рентабельность	%	36,0
10.	Срок окупаемости	Лет	2,78

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

В данной работе выбрана и рассчитана схемы рудородготовки и флотационная обогащения золотосодержащих руд обеспечивающая получение флотоконцентрат и гравииоконцентрат.

Технологический режим рудоаодготовки и обогащение включает в себя представленный отдельным циклом дробления (две стадии) и циклом измельчения (две стадии) и цикл обогащения. Конечный продукт – флотоконцентрат отправляется на BIOX, а гравииоконцентрат отправляется на дальнейшую переработку.

Первая стадия измельчения работает в открытом цикле а вторая стадия измельчения работают в замкнутом цикле с гидроциклоном на котором производится разделение по классу.

Измельченный продукт обогащается на флотационную машину РИФ-100 и 2 раза перечищают на флотационную машину РИФ-16. Хвосты контрольной флотации направляют на центробежный концентратор. Содержание золота во флотоконцентрате составляет 65,4% кг/т при извлечении 67,27%. Содержание золота в гравииоконцентрате составляет 10% кг/т при извлечении 14,29 %

Расчёт экономической части показал, что предприятие будет рентабельным, чистая прибыль составит 88733,71 млн. сум в год. Рентабельность производства 36 %, срок окупаемость 2,78 год.

Проектные решения по охране труда соответствуют нормам.

СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННОЙ ЛИТЕРАТУРЫ

1. Каримов И.А. Мировой финансово-экономический кризис, пути и меры по его преодолению в условиях Узбекистана. – Т. :Узбекистан, 2009.-56с.
2. А.А. Абрамов. «Переработка, обогащение и комплексное использование твердых полезных ископаемых» Технология обогащения полезных ископаемых. М. Изд. МГУ 2004 г. II том.
3. Справочник по обогащению руд. Том – 2.,3. – М. Недра, 1982г.
4. Разумов К.А. Проектирование обогатительных фабрик. М. Недра, 1982г.
- 5.Шохин В.Н., Лопатин А.Г., «Гравитационные методы обогащения», М., «Недра», 1993 г., 352 с.
- 6.Полькин С.И., «Обогащение руд и россыпей редких металлов», М., «Недра», 1967 г., 616 с.
- 7.Абрамов А.А., «Флотационные методы обогащения», М., «Мир», 1968 г., 368 с.
8. В.А.Бочаров, В.А. Игнаткина «Технология обогащения золотосодержащих руд и россыпей» ЧастI. Обогащения золотосодержащего сырья. Курс лекции. Москва «Учеба» 2003 354 с.
9. Иванов Э.Э. «Дробление, измельчение и подготовка сырья к обогащению» учебное пособие по выполнению курсового проекта. Екатеринбург 2004. 284 с.
10. «Основы обогащения полезных ископаемых» справочник по оборудованию 2002 г. 269 с.