

**НАВОИЙСКИЙ ГОРН-МЕТАЛЛУРГИЧЕСКИЙ КОМБИНАТ  
НАВОИЙСКИЙ ГОСУДАРСТВЕННЫЙ ГОРНЫЙ ИНСТИТУТ**  
*«Химико-металлургический» факультет»*

*Кафедра «Металлургия»*

***ПОЯСНИТЕЛЬНАЯ ЗАПИСКА***

**к выпускной квалификационной работе**

**На тему: «Проект отделения измельчения обогатительной фабрики».**

**Выпускник: С. Абдиев**

**Навои– 2014**

***СОДЕРЖАНИЕ***

1. ОБЩАЯ ЧАСТЬ

ВВЕДЕНИЕ

1. ХАРАКТЕРИСТИКА МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ

2. ХАРАКТЕРИСТИКА РУД МЕСТОРОЖДЕНИЯ "КОКПАТАС"

2. СПЕЦИАЛЬНАЯ ЧАСТЬ

1. ВЫБОР ТЕХНОЛОГИЧЕСКОЙ СХЕМЫ ИЗМЕЛЬЧЕНИЯ

2. ВЫБОР ТЕХНОЛОГИЧЕСКОГО ОБОРУДОВАНИЯ

3. ОСОБЕННОСТИ ПЕРЕРАБОТКИ РУД МЕСТОРОЖДЕНИЯ "КОКПАТАС"

4. ЭКСПЛУАТАЦИЯ МЕЛЬНИЦ И ДРУГОГО ИЗМЕЛЬЧИТЕЛЬНОГО ОБОРУДОВАНИЯ

3. РАСЧЁТ ТЕХНОЛОГИЧЕСКОЙ СХЕМЫ

4. ЭКОНОМИКА ПРОИЗВОДСТВА

1. ОРГАНИЗАЦИЯ ТРУДА И УПРАВЛЕНИЯ

2. РАСЧЁТ ФОНДА ЗАРАБОТНОЙ ПЛАТЫ

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

ЛИТЕРАТУРА

## ***1. ОБЩАЯ ЧАСТЬ***

### ***ВВЕДЕНИЕ***

Развитие промышленности Узбекистана с каждым годом требует расширения сырьевой базы. Добыча руд увеличивается и вместе с тем изменяется качество добываемых полезных ископаемых. В первую очередь уменьшается в них содержание полезного компонента. В связи с этим изменяется технология переработки и обогащения руд.

Непрерывное совершенствование технологии переработки минерального сырья, применение более прогрессивных методов и приёмов, выбор оптимальных схем обогащения позволяют экономически обоснованно выделить из ранее бесперспективных и бедных руд, рентабельные к отработке.

С другой стороны, комплексное использование полезных ископаемых, ставит в ряд экономически выгодных, добычу и переработку ранее отбракованных по кондициям месторождений и рудопроявлений. Это значительно расширяет сырьевую базу Узбекистана.

Узбекистан - одно из ведущих государств в мире, по добыче и выпуску золота. Перерабатываемые в настоящее время золотосодержащие руды, характеризуются большим разнообразием типов месторождений и руд. Каждый тип руд требует своего подхода к его переработке. Появляются новые технологии обогащения. Внедряются безотходные и малоотходные технологические процессы, обеспечивающие комплексное получение полезных компонентов. Избегаются непредвиденные потери металла, уменьшение расхода реактивов, воды, воздуха и других материальных затрат.

Рудоперерабатывающий комплекс СевРУ входит в состав Навоийского Горно-Металлургического Комбината. Комплекс состоит из золоторудного разреза Кокпатас и гидро-металлургического комплекса ГМЗ-3.

Первая очередь ГМЗ-3 построена из учёта переработки окисленных руд месторождения "Кокпатас", которые составляют порядка 30% от всего запаса месторождения. С завершением строительства ряда цехов и реконструкции гидрометаллургического оборудования, завод будет перерабатывать сульфидные золотосодержащие руды месторождения "Кокпатас", которые составляют порядка 70% от всего запаса месторождения. Кроме золота можно будет извлекать серебро, и другие элементы, а также получать серную кислоту из собственной серы.

## ***1. ХАРАКТЕРИСТИКА МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ***

### **Физико-химические свойства золота.**

Золото один из уникальных химических элементов, обладающий рядом физико-химических свойств. Оно отличается высокой стойкостью к коррозии и к агрессивным средам. По электро- и теплопроводности золото уступает лишь серебру и меди.

Химически чистое золото имеет ярко-жёлтый цвет с сильным металлическим блеском. Цвет золота зависит от наличия различных примесей в нём, и от агрегатного состояния. Тонкая золотая пластинка имеет зелёный цвет, который сохраняется и в расплаве. Тонкодисперсное золото может иметь цвет от пурпурного, до синевато-серого и даже чёрное. Если в золоте имеются примеси окислов железа или оно покрыто ими, то цвет его изменяется от грязно-бурого до тёмно-коричневого.

Золото - очень мягкий металл. Чистое золото имеет твёрдость 2,5 по десятибалльной шкале, что сравнимо с кальцитом. Оно очень легко истирается, превращаясь в тончайшую пыль.

Золото имеет хорошую ковкость и тягучесть. Его можно расковать в пластинку толщиной 1 мкм. 1 грамм золота можно растянуть в нить длиной 300 м, а 1 кг золотой фольги покрывает поверхность в 530 м<sup>2</sup>.

Плотность чистого золота - 19,32 г/см<sup>3</sup>, то так как в чистом виде в природе оно не встречается, а любые примеси изменяют его плотность, она составляет 15 - 19 г/см<sup>3</sup>.

Золото - хороший проводник тепла и электричества. Температура его плавления - 1063С, а кипения - 2677С.

Золото обладает большой летучестью, которая возрастает по мере повышения его температуры. При этом существенную роль играет кроме его собственной температуры, состав окружающей атмосферы, от наличия примесей, которые понижают поверхностное натяжение расплава.

Золото образует соединения, в которых оно проявляет переменную валентность, равную 1 или 3. Последнее более устойчиво и часто встречается.

С кислородом золото не взаимодействует даже при больших температурах. На него не действуют кислоты и щёлочи. В некоторых жидкостях золото может растворяться, например, в воде, содержащей хлор, серную кислоту, гумусовые кислоты. Золото также хорошо растворяется в цианидах, в растворах тиокарбомида и в царской водке (смеси азотной и соляной кислот в пропорции (1: 3)).

Из других элементов золото хорошо соединяется с хлором, бромом, йодом, мышьяком и фосфором. В водных растворах с хлором образуется хлорное золото AuCl<sub>3</sub>, которое при температуре 180С распадается на AuCl и Cl<sub>2</sub> (хлористое золото), а при температуре выше 220С на золото и хлор.

Способность золота растворяться в присутствии кислорода в растворах цианидов, с образованием двойных комплексных солей, используется при извлечении золота из руд методом цианирования.

В природе также известны соединения золота с теллуrom и ртутью.

Минералы и соединения золота: калаверит, электрум, медистое золото, порпечид, платинистое, иридистое и родистое золото.

Сплавление золота с другими металлами изменяет его свойства. Например, оно становится твёрдым с медью и хрупким со свинцом.

Дробность атомной массы природного золота (196,96) говорит о том, что оно состоит из смеси различных по массе изотопов. Всего известно 15 изотопов золота с атомной массой от 183 до 201.

Золото кристаллизуется в кубический сингоид. Структура: координационная решетка гранцентрированная, по углам и в центре граней куба расположены атомы золота, так что получается очень плотная упаковка. Связь между атомами - металлическая. Магнитность - золото диамагнитно (имеет отрицательную восприимчивость).

Излом крючковатый. Черта жёлтая, блестящая до оранжево-красного.

Золото образует сплавы со многими металлами. При высокой температуре оно хорошо извлекается сульфидами свинца и меди и переходит вместе с ними в состав заводских штейнов.

Сплавы золота со ртутью называют амальгамами, и представляют собой твёрдо-жидкие смеси. Ртуть образует с золотом три состояния -  $AuHg_2$  - (фаза б),  $Au_2Hg$  (фаза г),  $Au_3Hg$  (фаза в) и твёрдый раствор с концентрацией ртути 18,7% (фаза б).

Сплавы золота с платиной представляют собой твёрдые растворы до 25% - платина в золоте и более 80% - золота в платине.

Сплавы золото-палладий образуют непрерывный ряд твёрдых растворов.

Золото осаждается из растворов цинковой пылью, активированным углём, анионитами (АМ-2Б), электролизом.

Из солянокислых растворов, золото можно осадить сернистым газом, сернокислой солью закисного железа, углеродом, хлористым оловом, щавелевой кислотой, гидразином, гидрохиноном, перекисью водорода.

### **Типы золоторудных месторождений.**

В ничтожно малых количествах золото присутствует в горных породах и морских водах. Так, граниты американского штата Невада, содержат 1,1 г/т золота, а диабазы - 0,76 г/т.

Чаще всего, золото концентрируется в кварцевых жилах. Именно такими жилами и представлены большинство месторождений.

В тонне морской воды содержится примерно 5 - 10 мг золота, которые неравномерно распределены по отдельным морям. Так, в Карибском море содержание золота достигает 15 - 18 мг/т. В районе берегов Австралии - до 65 мг/т. Золото попадает в моря и океаны благодаря впадающим рекам, которые несут массу золотосодержащих минералов. Достаточно сказать, что река Амур выносит в океан до 8 т золота ежегодно.

Первичные (коренные) месторождения золота образовались в результате кристаллизации магмы. Первой застывает силикатная часть магмы, которая при дифференциации располагается в верхней части. Сульфидные, хлоридные и карбонатные рудные части магмы тяжелее и более легкоплавки, поэтому дольше остаются в расплаве и находятся в нижней части магмы. Они поднимаются и застывают в трещинах уже образованной породы из силикатной магмы. Вместе с сульфидами, хлоридами и карбонатами металлов поднимается золото и серебро. Последней по трещинам поднимается остаточная магма в виде гидротермальных растворов. Они несут в себе жильные породообразующие минералы, такие как кальцит, доломит, барит, хлорит, вместе с рудными минералами и соединениями мышьяка, сурьмы, фтора, хлора, углекислоты с оловом и медью, свинцом и цинком, золотом.

На основании вышесказанного этапные золоторудные месторождения имеют следующие типы:

магматогенные. Здесь золото извлекается попутно из медно-никелевых и сульфидных руд;

гидротермальные высокотемпературные золотоарсенопиритовые с пиритом, кварцем, турмалином. Рудные тела - жилы и окварцованные и пиритизированные зоны;

гидротермальные среднетемпературные золото-кварцевые, золото-колчеданные и золотобаритовые образования, в которых золото располагается в сульфидах и между зёрнами кварца;

гидротермальные низкотемпературные. Они представлены жилами и штокверками, приуроченные к эффузивным образованиям;

экзогенные - зоны окисления. В зоне окисления верхние приповерхностные зоны подвергаются химическому выветриванию. Железосодержащие минералы в породе - сульфиды, арсениды, пириты, арсенопириты, диарсениды железа, никеля, кобальта, которые окисляются кислородом, проникающим в породу с водой (дожди, грунтовые и подземные воды). Железо из двухвалентного переходит в трёхвалентную форму, образуя новые минералы типа гетита, гидрогетита, лимонита. Вместе с окислением железа из сульфидов и других минералов высвобождается золото, которое укрупняется и скапливается среди вторичных металлов.

экзогенные - россыпные месторождения. Они образуются в результате разрушения коренных золоторудных месторождений. Такие россыпи имеют несколько типов образования: элювиальные, образованные на месте разрушения породы (кора выветривания). Далее золото переносится по склону к подножию и дальше сносится в озёра, моря, реками отлагаясь в руслах рек и в волноприбойных и устьевых частях. По мере переноса скопления золота будут определяться как делювиальными, пролювиальными, аллювиальными. Россыпные месторождения располагаются близко к поверхности и поэтому они более доступны к освоению. К тому же при обогащении исключаются дорогостоящие операции дробления и измельчения. Вместе с тем золото из россыпей более чистое, чем рудное, так как в процессе переноса оно очищается от примесей и других пород.

метаморфогенные месторождения представлены золотоносными конгломератами. Происхождение этих образований точно не установлено, хотя в мировой добыче золота их доля составляет до 40% благородного металла.

## **2. ХАРАКТЕРИСТИКА РУД МЕСТОРОЖДЕНИЯ "КОКПАТАС"**

Одним из крупнейших золоторудных месторождений Узбекистана является "Кокпатас".

Это месторождение расположено в пределах Кызылкумских палеозойских поднятий (горы Букантау) и приурочено к отложениям Кокпатаасской брахиантиклинали. Комплекс пород представлен дислоцированными и метаморфизированными вулканично-осадочными образованиями палеозоя и слабометаморфизированными песчаниками и глинисто-алевритовыми отложениями мезозойского чехла.

Рудные залежи локализуются в линейных зонах кварц-сирицит-карбонатных метасоматитах. Основные запасы сосредоточены в крупных залежах, имеющих пластообразную форму с раздувами и пережимами.

Все рудные тела с поверхности до глубины 10 - 40 м окислены. Окисление проникло по проницаемым разностям пород, каковыми являются тонкозернистые и мелкозернистые глинисто-слюдистые песчаники и в меньшей степени алевропилиты.

Характерными минералами зоны окисления являются гетит, гидрогетит, ярозит, скородит, каолинит, которые определяют окраску окисленных пород от жёлтовато-серой до тёмно-бурой, с красными и коричневыми оттенками.

По мере окисления вмещающих и рудных минералов происходило высвобождение золота и сульфидов, укрупнение зёрен до 30 - 40 мкм в диаметре и перенос в нижние части проницаемых линз и пластов. Форма золотых зёрен обычно изометричная и реже удлинённая.

### **Подготовка минерального сырья.**

Добытая руда имеет, как правило, очень низкое содержание полезного компонента, и поэтому её непосредственная металлургическая обработка экономически невыгодна. Часто, содержащиеся в руде компоненты не только бесполезны, но и вредны. В золотосодержащих рудах месторождения

"Кокпатас" такими компонентами являются сера и мышьяк. Вредные примеси должны быть максимально удалены из руды до металлургической обработки.

Массу пустой породы необходимо удалять перед обогащением. Если руда содержит только полезные минералы, то она разнообразна по крупности. Такое сырьё также непригодно для металлургической переработки.

Поэтому перед обогащением необходима определённая подготовка руды, которая заключается в дроблении и измельчении (уменьшении крупности кусков руды до размеров, определяемых крупностью полезных компонентов). Необходимо также проделать операции разделения руды по крупности (грохочение и классификация).

Измельчение является заключительной операцией в цикле подготовки руды к обогащению. Процесс измельчения производится в аппаратах, называемых мельницами.

В результате измельчения необходимо получить продукт, пригодный по крупности к обогащению и содержащий полезные минералы в виде частиц, максимально освобождённых от пустой породы. В данном случае крупность измельчения должна составлять не менее 80% класса - 0,074 мм.

Все измельчительные агрегаты по своему принципу действия можно разделить на две основные группы: механические, и аэродинамические. Последние, применяются редко, лишь в случаях тонкого, и сверхтонкого измельчения материала.

Механические мельницы в зависимости от геометрической формы рабочего корпуса, разделяются на барабанные, кольцевые, чашевые и дисковые.

Барабанные мельницы широкого применения различаются между собой по следующим признакам:

типу измельчаемой среды (шары, стержни, галька, куски руды);

геометрической форме барабана (короткий или длинный цилиндр, конус);

способу разгрузки материала из барабана (разгрузка периодическая или непрерывная, разгрузка через решётку или непосредственно через цапфу);

способу измельчения (сухой или мокрый).

Исходя из этого мельницы разделяются на стержневые, шаровые, рудногалечные и мельницы самоизмельчения.

### **Измельчение.**

Руда в мельнице измельчается под действием удара падающих дробящих тел (шаров, стержней, крупных кусков руды). Кроме того измельчение происходит от соударения дробящих тел и внутренней поверхности мельниц.

Мельницы загружаются через пустотелую загрузочную цапфу с одного конца, а разгружаются с другого. Измельчение может быть мокрым и сухим.

Принцип работы всех мельниц одинаков, поэтому рассмотрим условия работы одной из них - шаровой.

В шаровых мельницах дробящими телами являются кованные или штампованные стальные шары, которые при вращении мельницы поднимаются на определённую высоту, и падая, измельчают руду.

Скорость вращения барабана, при которой шары прижимаются к внутренней поверхности барабана, под действием центробежной силы, называется критической.

Чем выше высота подъёма шаров, тем сильнее их ударное воздействие на куски руды.

При небольшой скорости вращения барабана, шары будут скатываться с минимальной высоты, при этом вращаясь вокруг своей оси, работы не производят. Поэтому необходимо правильно определять скорость вращения барабана мельницы.

Наилучшими условиями работы мельницы является скорость вращения её барабана в пределах 75 - 88% от критической. Если скорость составляет 25

- 30% критической, внешний слой шаров дробящего действия не производит, что уменьшает производительность мельницы и снижает её полезный объём.

Оптимальная работа мельницы оценивается экономическими показателями, то есть в показатель эффективности входит главным образом стоимость расходуемой энергии, расхода дробящих тел и футеровки.

По опыту обогатительных фабрик, расход энергии при тонком измельчении составляет 10 - 15 кВтч на 1 т измельчённой руды.

Перегрузка мельницы шарами ведёт к повышенному расходу энергии и износу шаров, а недогрузка - резко снижает производительность, вызывает повышенный износ футеровочного материала, а также уменьшает внутреннюю поверхность барабана мельницы.

Наибольшая производительность мельницы соответствует её загрузке шарами на 50% объёма. Оптимальная масса шаровой загрузки зависит от окружной скорости вращения барабана мельницы и коэффициента её заполнения. Обычно, уровень шаровой загрузки мельницы на несколько сантиметров ниже её оси вращения.

Для скорости вращения равной 75 - 88% критической, оптимальная масса шаров для загрузки составляет 1700 - 1950 кг/м<sup>3</sup> объёма мельницы при плотности шаров 7,9 т/м<sup>3</sup>.

Л.Б. Левинсон предлагает определить наибольшую массу шаровой загрузки по формуле:

$$G = 6440 R^2 L, \text{ кг}$$

По данным В.А. Петрова и В.Ю. Бранда, массу шаровой загрузки мельницы диаметром барабана  $D$  и длиной  $L$ , при коэффициенте заполнения  $Y$  (не более 0,4), можно определить по формуле:

$$G = 3,77 Y D^2 L, \text{ т}$$

при насыпной массе шаров - 4,8 т/м<sup>3</sup>.

Во время работы мельницы, шары постепенно изнашиваются, снижая часть шаровой загрузки, что снижает производительность мельницы. Поэтому в мельницу постоянно дозагружают определённое количество шаров.

Средний расход шаров на 1 тонну измельчённого продукта показан в таблице 1.

Таблица 1

Материал шаров		Крупность измельченного продукта		
		До 0,2 мм	До 0,15 мм	До 0,074 мм
Сталь	Хромистая	0,5	0,75	1,0
	Углеродистая	0,75	1,0	1,25
	Чугун	1,0	1,25	1,25

Максимальная крупность шаров зависит от максимального размера крупности кусков руды. Для определения диаметра шаров, существуют следующие формулы:

$$\text{По Разумову К.А. } D = 25 \sqrt[3]{d},$$

где  $D$  - диаметр шара, мм;

$d$  - средний размер куска исходной руды.

$$\text{По Орловскому В.А. } D = 6 (\lg d_k) \sqrt{d},$$

где  $d_k$  - крупность готового продукта;

$d$  - крупность исходной руды.

Мелкие шары размером 25 - 30 мм, не рекомендуется применять вместе с крупными, так как они быстро истираются и выносятся из мельницы.

При работе, шары изнашиваются и уменьшаются, ухудшая измельчение, поэтому периодически необходимо проводить пересортировку.

При этом мелкие шары удаляются, а в мельницу догружаются новые шары.

## ***2. СПЕЦИАЛЬНАЯ ЧАСТЬ***

### ***1. ВЫБОР ТЕХНОЛОГИЧЕСКОЙ СХЕМЫ ИЗМЕЛЬЧЕНИЯ***

В последние годы, на обогащение поступает всё больше сложных руд. Эффективность переработки таких руд с трудно извлекаемым золотом возможна лишь при сочетании её правильной подготовки к обогащению и последующей переработке.

При обогащении золотосодержащих руд обычно применяют гидрометаллургические схемы обогащения.

В ряде случаев, до определения технологической схемы переработки той или иной руды, проводят оценку различных схем на укрупнённых полупромышленных установках. Полученные при этом данные ложатся в основу промышленной схемы обогащения.

Выбор технологической схемы производят в зависимости от крупности начального и конечного продуктов измельчения, производительности обогатительной фабрики, необходимости отдельной обработки песков и шламмов, необходимости стадийного обогащения, физических свойств руды.

Одностадийные схемы измельчения применяются без контрольной классификации слива при сравнительно небольшой степени измельчения, или же при малой производительности обогатительной фабрики.

При большой производительности и повышенной крупности исходного питания и конечного продукта, применяются двухстадийные схемы измельчения. При этом, в первой стадии устанавливают стержневые мельницы. Другие типы двухстадийных схем используются при тонком помоле руды или при необходимости избегания аккумуляции благородных металлов в цикле измельчения.

Исходными данными для настоящего проекта будут служить относительно высокая производительность обогатительной фабрики - 5000000 тонн руды в год.

Суточная производительность фабрики по исходному продукту составит:

$$Q_c = Q/n \cdot z,$$

где  $Q_c$  - суточная производительность цеха измельчения;

$Q$  - годовая производительность цеха измельчения;

$N$  - запланированное календарное число рабочих дней цеха измельчения;

$Z$  - коэффициент использования оборудования.

$$Q_c = 5\,000\,000 / 0,82 \cdot 365 = 16\,705 \text{ т/сут.}$$

Часовая производительность фабрики при этом составит:

$$Q_{\text{ч}} = 16\,705 / 24 = 696 \text{ т /час}$$

## ***2. ВЫБОР ТЕХНОЛОГИЧЕСКОГО ОБОРУДОВАНИЯ***

Из мельниц со стальными дробящими телами, на обогатительных фабриках применяются: стержневые, шаровые с разгрузкой через решётку, шаровые с центральной разгрузкой.

По сравнению с шаровыми, стержневые мельницы дают более высокую производительность при измельчении до 1-3 мм, но они не могут эффективно работать когда требуется получить более мелкий продукт. Они применяются при грубом измельчении мелковкрапленных руд, обогащаемых

гравитационными и магнитными методами, а также в первой стадии измельчения при двухстадиальной схеме.

Из шаровых мельниц наиболее распространены мельницы с разгрузкой через решётку. Они более производительны и выдают измельчённый продукт с меньшим содержанием шламов, чем мельницы с центральной разгрузкой. Недостатком таких мельниц является сложность конструкции и поэтому более высокая стоимость на единицу веса или на единицу полезного объёма.

Недостатком мельниц с центральной разгрузкой является малая производительность и более сильное отшламование измельчаемых продуктов. Мельницы с центральной разгрузкой должны устанавливаться в тех случаях, когда переизмельчение является полезным фактором, при последующей переработки руды, например, при цианировании золотых руд, с тонкодисперсной и коллоидальной вкрапленностью золота.

По условиям технологической схемы, после измельчения проводится поверочная классификация. Существует несколько типов классификаторов: механические классификаторы и гидроциклоны, чашевые гидроклассификаторы с вибрирующей чашей, гидросепараторы, гидравлические классификаторы, пирамидальные отстойники, конусы.

К механическим классификаторам относятся речные, спиральные и чашевые. По сравнению с речными, спиральные классификаторы имеют более спокойную зону классификации. Вследствие этого слив меньше загрязняется некондиционными по крупности зёрнами. Это даёт возможность получения более плотных сливов, обеспечивает меньшую влажность песков и более высокую эффективность классификации. Они имеют больший угол наклона корыта, что позволяет осуществить самотёчное сопряжение с мельницей. Механические классификаторы против гидроциклонов расходуют меньше электричества, могут классифицировать более крупный материал и имеют более длительные межремонтные периоды. Основной их недостаток - высокая стоимость и большие габариты. Это увеличивает затраты на оборудование и стоимость зданий.

Гидроциклоны в последнее время вытеснили механические классификаторы.

В первой и второй стадиях измельчения, данной технологической схемой предусмотрена установка механических классификаторов.

### ***3. ОСОБЕННОСТИ ПЕРЕРАБОТКИ РУД МЕСТОРОЖДЕНИЯ "КОКПАТАС"***

Основными исходными параметрами для измельчения являются крупность исходного питания - 12 мм, крепость руды - 10 (крепость по шкале Протодяконова), плотность в монолите - 3 г/см<sup>3</sup> и содержание шламов.

В связи с тем, что руда малоглинистая, она поступает на измельчение непосредственно после последней стадии дробления. При этом производительность мельниц высокая, за счёт малой крупности исходного материала, а также за счёт наличия в дроблёной руде содержания готового класса. Подбор режима измельчения в первой стадии ведут за счёт изменения производительности мельниц, то есть степени загрузки её рудой, содержания твёрдого в сливе классифицирующих аппаратов, стержневой загрузки мельниц.

При увеличении производительности по руде и понижении плотности пульпы, повышается объём пульпы и скорость её протекания через мельницу. Увеличивается вынос готового материала.

Если необходима стабильность в производительности мельниц, то скорость прохождения руды через мельницу и изменение количества необходимого нам продукта можно достичь путём регулировки сливов классификаторов.

Плотность пульпы регулируется производительностью и объёмом воды, поступающей в мельницу. Для наших руд содержание твёрдого в пульпе составляет 60-70% (Т: Ж=1: 0,5), в первой стадии измельчения и 75-80% - во второй.

Шаровая и стержневая загрузка мельниц осуществляется до уровня середины барабана или на 10-20 см ниже оси вращения. Для эффективной работы мельниц, подбираются оптимальные составы шаровой и стержневой загрузки.

Частота вращения мельниц должна быть установлена на 80-90% от критической. Измельчённая пульпа из мельницы насосом откачивается на спиральный классификатор с двойной погружной системой спиралью диаметром 3м и частотой вращения спиралей 1,5 об/мин. Наклон корыта составляет  $18,5^{\circ}$ . Пески классификатора возвращаются в мельницу на доизмельчение, а слив проходит предварительную классификацию на батарейном гидроциклоне ГБ-1. слив гидроциклона поступает в общую систему слива, а пески подаются песковыми насосами обратно в мельницу. Из мельницы пульпа самотёком поступает в гидроциклоны, где проходит поверочную классификацию. Пески классификации возвращаются на доизмельчение, а слив поступает в общую систему слива, и дальше на обогащение.

При регулировке процесса измельчения руд, содержащих самородное и свободное от сульфидов золото и серебро, перед измельчением необходимо предусмотреть концентрационные столы для выделения их из руды.

Классификация руды имеет свои особенности. При остановке и пуске классификатора проводят его регулировку путём изменения плотности пульпы.

Плотность и состав слива классификатора зависят от настройки режима работы мельницы, объёма воды, подаваемой в мельницу и классификатор, высоты и расположения сливного порога.

#### ***4. ЭКСПЛУАТАЦИЯ МЕЛЬНИЦ И ДРУГОГО ИЗМЕЛЬЧИТЕЛЬНОГО ОБОРУДОВАНИЯ***

На современных обогатительных фабриках, коэффициент использования оборудования достигает 93-95%, что является результатом

правильной технической эксплуатации оборудования, своевременного и качественного проведения ремонтных работ.

Мельница включается в работу только после пуска централизованной системы жидкой и густой смазки.

При работе мельниц, машинист должен следить за состоянием привода, не допуская его пульсаций и ударов. Шум от работы открытой зубчатой передачи должен быть ровным, без периодического усиления и ослабления звука.

Во избежание протекания пульпы, болты должны быть туго затянуты и иметь под гайками уплотнительные прокладки. В случае появления течи, мельница должна быть немедленно остановлена.

При появлении течи пульпы через контрольное отверстие в цапфах, необходимо проверить прилегание поверхностей цапфы и патрубка, а также наличие уплотнительного шнура между питателем и загрузочным патрубком.

Необходимо следить за отсутствием течи масла в маслоприводе и уплотнителях.

Не допускается перегрев коренных подшипников мельницы выше 60С, так как повышение температуры может привести к расплавлению баббитовых вкладышей. При температуре 65С, автоматически включается сигнализация, а при 75С мельница отключается.

Необходимо систематически следить за поступлением масла в подшипники через специальные смотровые окна и поступлением густой смазки на зубчатое зацепление.

### 3. РАСЧЁТ ТЕХНОЛОГИЧЕСКОЙ СХЕМЫ

Исходя из годовой производительности, определяем среднечасовую производительность отделения измельчения:

$$Q_1 = Q_{\Gamma} / 365 \cdot 24 \cdot \text{КИО} = 5\,000\,000 / 365 \cdot 24 \cdot 0,82 = 696 \text{ т/час.}$$

Используя зависимость между питанием и выходом классификаторов находим нагрузки на классификаторы первой и второй стадии:

$$Q_5 = Q_8 \cdot (B_8 - B_5) / (B_5 - B_7) = 232 \cdot (78 - 24,4) / (24,4 - 4,5) = 601,6 \text{ т/час}$$

$$Q_6 = Q_{10} \cdot (B_{10} - B_6) / (B_6 - B_9) = 464 \cdot (75 - 24,4) / (24,4 - 4,0) = 686,9 \text{ т/час}$$

Определяем количество материала, уходящего в пески классификаторов обеих стадий:

$$Q_7 = Q_5 - Q_8 = 601,6 - 232 = 369,6 \text{ т/час}$$

$$Q_{11} = Q_9 = Q_6 - Q_{10} = 1150,9 - 464 = 686,9 \text{ т/час}$$

$$Q_3 = Q_2 = Q_7 + Q_1 = 369,6 + 696 = 1065,6 \text{ т/час}$$

$$Q_4 = Q_3 + Q_{11} = 1065,6 + 686,9 = 1752,5 \text{ т/час}$$

Теперь мы можем подсчитать циркулирующую нагрузку в обеих стадиях процесса измельчения:

$$C_1 = Q_7 / Q_1 / 3 = 369,6 / 232 \cdot 100\% = 159\%$$

$$C_2 = Q_2 / 2Q_1 / 3 = 686,9 / 464 \cdot 100\% = 148\%$$

Главной характеристикой эффективности работы мельниц является их удельная производительность, которая определяется по формуле:

$$q_{\text{(мельницы)}} = Q_M \cdot (V_B - V_P) / V_M, \text{ т/м}^3 \cdot \text{час}$$

где  $Q_M$  - производительность мельницы;

$V_B$  - содержание расчётного класса на разгрузке мельницы;

$V_P$  - содержание расчётного класса в питании мельницы;

$V_M$  - геометрический объём мельницы.

$$q_{\text{ММС}} = (Q_3 \cdot V_3) - (Q_2 \cdot V_2) / 240 = 0,799 \text{ т/м}^3 \cdot \text{час}$$

$$q_{\text{МШЦ}} = (Q_{11} \cdot V_{11}) - (Q_{11} \cdot V_9) / 246 = 0,686 \text{ т/м}^3 \cdot \text{час}$$

Эффективность работы классифицирующих аппаратов или эффективность классификации можно определить по следующей формуле:

$$E_{\text{КСП}} = (Q_C - Q_P) / (Q_P - Q_{\text{пес}}), \%$$

где  $E_{\text{КСП}}$  - эффективность процесса классификации пульпы;

$Q_C$  - производительность классификатора по сливу;

$Q_P$  - нагрузка на классификатор по питанию;

$Q_{\text{пес}}$  - производительность классификатора по пескам.

$$E_{\text{КСП-1}} = (Q_8 - Q_5) / (Q_8 - Q_7) = (76 - 24,4) / (76 - 4,5) \cdot 100\% = 72\%$$

$$E_{\text{КСП-2,3}} = (Q_{10} - Q_6) / (Q_{10} - Q_9) = (75 - 24,4) / (75 - 4,0) \cdot 100\% = 71\%$$

### **Расчёт шламовой схемы.**

Расчёт шламовой технологической схемы имеет целью определить расход воды в продуктах измельчения, количество оборотной воды, добавляемой в процесс для приготовления пульпы.

Для расчёта шламовой схемы готовится вспомогательная таблица.

№ операции, продукта	Qn, т/сут	Rn	Wп, м <sup>3</sup> /сут	Vn, м <sup>3</sup> /сут	№ операции, продукта	Qn, т/сут	Rn	Wн, м <sup>3</sup> /сут	Vн, м <sup>3</sup> /сут
1	696,0	0,05	34,8	287,9	III				
2	1065,6	0,10	112,4	499,9	9	686,9	0,22	151,1	400,9
I					IV				
3	1065,6	0,38	404,7	792,2	10	464,0	7,0	3248,0	3416,7
4	1752,5	0,38	665,2	1302,5	11	686,9	0,39	267,9	517,7
5	601,6	0,38	228,6	447,4	12	696,0	7,20	5017,9	5270,9
II					7	369,6	0,21	77,6	2112,0
6	1150,9	0,38	437,3	855,8	8	232,0	7,6	1763,2	1847,6

$$W_5 = W_8 + W_7 = 1763,2 + 77,6 = 1840,8 \text{ м}^3/\text{сут};$$

$$W_6 = W_{10} + W_9 = 3248,0 + 151,1 = 3399,1 \text{ м}^3/\text{сут};$$

$$W_2 = W_1 + W_7 = 34,8 + 77,6 = 112,4 \text{ м}^3/\text{сут};$$

$$W_{12} = W_8 + W_{10} = 1763,2 + 3248 = 5011,2 \text{ м}^3/\text{сут};$$

$$W_I = W_3 - W_2 = 404,7 - 112,4 = 232,3 \text{ м}^3/\text{сут};$$

$$W_4 = W_3 + W_{11} = 404,7 + 267,9 = 672,6 \text{ м}^3/\text{сут};$$

$$W_{II} = (W_8 + W_7) - W_5 = (1763,2 + 77,6) - 228,6 = 1612,2 \text{ м}^3/\text{сут};$$

$$W_{III} = (W_9 + W_{10}) - W_6 = (151,1 + 3248,0) - 437,3 = 2961,8 \text{ м}^3/\text{сут};$$

$$W_{IV} = W_{11} - W_9 = 267,9 - 151,1 = 116,8 \text{ м}^3/\text{сут}.$$

#### Составляем баланс воды

Поступает воды в процесс	м <sup>3</sup> /сут	Уходит воды из процесса	м <sup>3</sup> /сут
Исходный продукт	34,8	Слив на сгущение	5017,9
В ММС	292,3		
В КСП-1	1612,2		
В КСП-2	2961,8		
В МШЦ	116,8		
Итого:	5017,9	Итого:	5017,9

Выбор и расчёт оборудования процесса измельчения.

Полная мощность, потребляемая приводом мельницы, рассчитывается по формуле:

$$N_c = 1,025 \cdot N_n / z_c \cdot z_a$$

Где  $N_c$  - полная мощность мельницы;

$N_n$  - полезная мощность;

$z_c$  - КПД редуктора мельницы;

$z_a$  - КПД электродвигателя мельницы.

Расчёт количества устанавливаемых мельниц состоит в решении следующей формулы:

$$n = Q_t \cdot K_1 / K_2 \cdot t_m \cdot Q_m$$

где  $Q_t$  - масса измельчаемой руды, т/год;

$K_1$  - коэффициент неравномерности работы мельницы ( $K = 1,15$ );

$K_2$  - коэффициент учитывающий крепость руды;

$t_m$  - машинное время работы, час/год;

$Q_m$  - производительность одной мельницы.

Для определения количества устанавливаемых мельниц, воспользуемся таблицей:

Схема измельчения	Шаровые и стержневые			ММС	
	Диаметры мельниц, мм				
	До 3200	3600-4500	5000-6000	7000	9000
	Машинное время, часов				
Одностадиальная	8139	8053	7968	6854	6426
Двухстадиальная	7711	7539	7454		

Производим расчёт полной мощности мельницы:

$$N_c = 1,025 \cdot 2500 / 0,92 \cdot$$

Производительность барабанных мельниц зависит от крупности исходного и конечного продуктов, измельчаемости руды, размера, типа и

частоты вращения мельницы, разжижении пульпы в питании, величины циркулирующей нагрузки, эффективности работы классифицирующих устройств.

Количество руды прошедшее через мельницу в единицу времени, определяет её производительность по исходному питанию и может быть рассчитана по формуле:

$$Q=P/t$$

Где Q - количество руды, т

T - время измельчения

Производительность мельницы находится по прямой зависимости от её геометрических размеров и может быть выражена формулой:

$$Q=KD^{2.5}L, \text{ т/час}$$

Где D и L - диаметр и длина мельницы

K - коэффициент пропорциональности, зависящий от руды

При  $V=1\text{м}^3$ , данная формула выражает удельную производительность мельницы:

$$Q=KD^{0.5}$$

Значения коэффициента K для определения производительности мельниц

Крупность исходной руды, мм	Значение K, при крупности 85% класса			
	-0,2	-0,147	-0,074	-0,044
-2	1,6	1,16	0,5	0,3
-19	1,92	1,33	0,62	0,41
-12	2,33	1,52	0,71	0,58

-6	2,93	1,83	0,82	0,63
----	------	------	------	------

Определим техническую производительность шаровой мельницы:

$$Q (\text{МШЦ}) = KД^{2.5}L = 0,82 \times 4,5^{2.5} \times 6,0 = 448 \text{ т/час}$$

$$Q (\text{ММС}) = KД^{2.5}L = 0,50 \times 7^{2.5} \times 2,3 = 394 \text{ т/час}$$

В исходном материале обычно имеется какое-то количество готового класса, поэтому удельная производительность определяется по вновь образованному готовому классу:

$$q = Q (\text{вк} - \text{вк}) / V$$

Где Q-производительность мельницы;

Вк, вк - конечное и начальное содержание готового класса в пульпе

V-объём мельницы

Проведём расчёт для других размеров мельниц ММС-90x30 и МШЦ-40x55

$$Q (\text{МШЦ}) = KД^{2.5}L = 0,82 \times 4,0^{2.5} \times 5,5 = 288 \text{ т/час}$$

$$Q (\text{ММС}) = KД^{2.5}L = 0,50 \times 7^{2.5} \times 3,0 = 1093,5 \text{ т/час}$$

Вывод: согласно технико-экономическим показателям:

количество мельниц ММС:

$$\text{ММС-70x23 } n = 1065,6/394 = 2,7 = 3$$

$$\text{ММС-90x30 } n = 1065,6/1093,5 = 0,97 = 1$$

Количество мельниц по энергозатратам аналогичны рассчитанным занимаемых технологических площадей

относительной стоимости (ММС-70х23: ММС-90х30 = 1,0: 1,15)

Мельница ММС-90х30 имеет неоспоримое преимущество, также как и мельница МШЦ-45х60.

### **Расчёт классификаторов.**

Спиральные классификаторы применены в данном проекте, так как в них можно легко получить слив меньше 0,1-0,074мм, что, и требуется получить.

Производительность спиральных классификаторов зависит от гранулометрического состава исходного материала, поступающего из мельницы, его плотности и крупности, плотности и крупности слива, содержания в пульпе растворённых солей и реагентов.

Производительность по сливу можно определить по формуле:

Для классификатора с высоким порогом

$$Q = tab (94D^2 + 16D),$$

Для классификатора с погружённой спиралью

$$Q = tab (75D^2 + 10D),$$

где Q - производительность, т/сут;

t - число спиралей классификатора;

a и b - поправки на крупность слива и на плотность руды (a = 1,46, b = 0,98); D - диаметр спиралей, м.

Диаметр спиралей можно рассчитать по суточной производительности:

$$\text{Для первой стадии - } Q_{\text{сут}} = 601,4 \times 24 = 14438,4$$

$$\text{Для второй стадии - } Q_{\text{сут}} = 1150,9 \times 24 = 13810,8$$

Так как количество мельниц ММС равно 3 единицам, суточный расход уменьшится в три раза

Для первой стадии -  $Q_{сут} = 14438,4/3=4812,8$

Для второй стадии -  $Q_{сут} = 13810,8/3=4603,6$

Диаметры для классификаторов с высоким порогом:

Для первой стадии -  $D = - 0,07 + 0,103 \sqrt{a/mab}$

Для второй стадии -  $D = - 0,07 + 0,115 \sqrt{a/mab}$

$D_1 = - 0,07 + 0,103 \sqrt{4812,8/2 \cdot 1,2 \cdot 1,09} = 4,3 \text{ м}$

$D_2 = - 0,07 + 0,103 \sqrt{4603,6/2 \cdot 1,2 \cdot 1,09} = 4,75 \text{ м}$

Так как наиболее близкий по диаметру спирали является классификатор типа КСП-24 с погружённой спиралью, его мы и примем в расчётах.

$Q_1 = 2 \cdot 1,2 \cdot 1,09 \cdot (94 \cdot 3^2 + 16 \cdot 3) = 2338,7 \text{ т/сут;}$

$Q_2 = 2 \cdot 1,2 \cdot 1,09 \cdot (75 \cdot 2,4^2 + 10 \cdot 2,4) = 1192,9 \text{ т/сут;}$

Количество классификаторов одного блока для первой стадии измельчения:

$N=4812,8/2338,7=2,05=2$

$N=4812,8/1192,9=4,03=4$

Для второй стадии:

$N=4603,6/2338,7=1,97=2$

$N=4603,6/1192,9=3,86=4$

Вывод: на основании расчётов, наиболее приемлемыми классификаторами являются классификаторы с высоким порогом и диаметром спирали 3,0 м. В этом случае необходимо будет 2 классификатора в первой стадии измельчения одного блока и 2 во второй. В этом случае годовая производительность фабрики составит: 5000000 т/год.

Производительность спиральных классификаторов по пескам рассчитывается по формуле:

$$Q = 135 \cdot m \cdot b \cdot n \cdot D^3$$

Для первой и второй стадии КСП с высоким порогом:

$Q_1 = 135 \cdot 2 \cdot 1,09 \cdot 4,3 \cdot 3^3 = 34168,2 \text{ т/сут;}$

Для КСП с погружённой спиралью:

$$Q_2 = 135 \cdot 2 \cdot 1,09 \cdot 4,3 \cdot 2,4^3 = 34168,2 \text{ т/сут.}$$

По пескам проходят оба типа классификаторов в первой и второй стадии измельчения.

### **Краткие экономические выкладки процесса измельчения.**

Перед проектированием строительства обогатительной фабрики или отдельного цеха, наряду с технологическими решениями просчитываются экономические затраты. Эти расчёты оформляются в виде сметной части, итогом в которых является сметная калькуляция производственных расходов.

Все расходы подразделяются на основные расходы производства, накладные расходы производства и общезаводские или общецеховые расходы.

Основные расходы включают исходное сырьё, вспомогательные материалы, топливо, силовую электроэнергию, воду, заработную плату, начисления на неё, амортизацию основных средств, быстроизнашивающие оборудования.

Накладные расходы включают текущий ремонт основных средств, содержание основных средств, охрану труда.

Итогом всех расчётов является себестоимость единицы готовой продукции, которая может быть рассчитана по формуле:

$$C = v_3 (a+v) / b \cdot e_f \cdot e_3 + v_3 (c_T + c_3) / v_f \cdot e_3,$$

Где С - себестоимость 1т или 1м<sup>3</sup> готовой продукции;

А - себестоимость добычи и транспортировки на обогатительную фабрику 1т исходного сырья;

В - стоимость обогащения 1т сырья;

с<sub>т</sub> - стоимость транспортировки 1т концентрата от фабрики до перерабатывающего завода;

с<sub>3</sub> - стоимость переработки 1т концентрата;

$\bar{b}$ ,  $v_{\phi}$ ,  $v_3$  - содержание полезного компонента в исходной руде, фабричном концентрате, готовой заводской продукции;

$e_{\phi}$ ,  $e_3$  - коэффициент извлечения полезного компонента на фабрике.

Анализ работ по обогащению различных руд показывает, что зависимость от  $\bar{b}$ ,  $e_{\phi}$ ,  $e_3$  определяется характером вкрапленности полезных минералов в руде (крупность зёрен полезных минералов в богатых и бедных рудах).

#### **4. ЭКОНОМИКА ПРОИЗВОДСТВА**

##### **1. ОРГАНИЗАЦИЯ ТРУДА И УПРАВЛЕНИЯ**

В данном дипломном проекте вопросы организации труда и управления находят отражение в определении штатов работников цеха измельчения, расчётов заработной платы и организации управления.

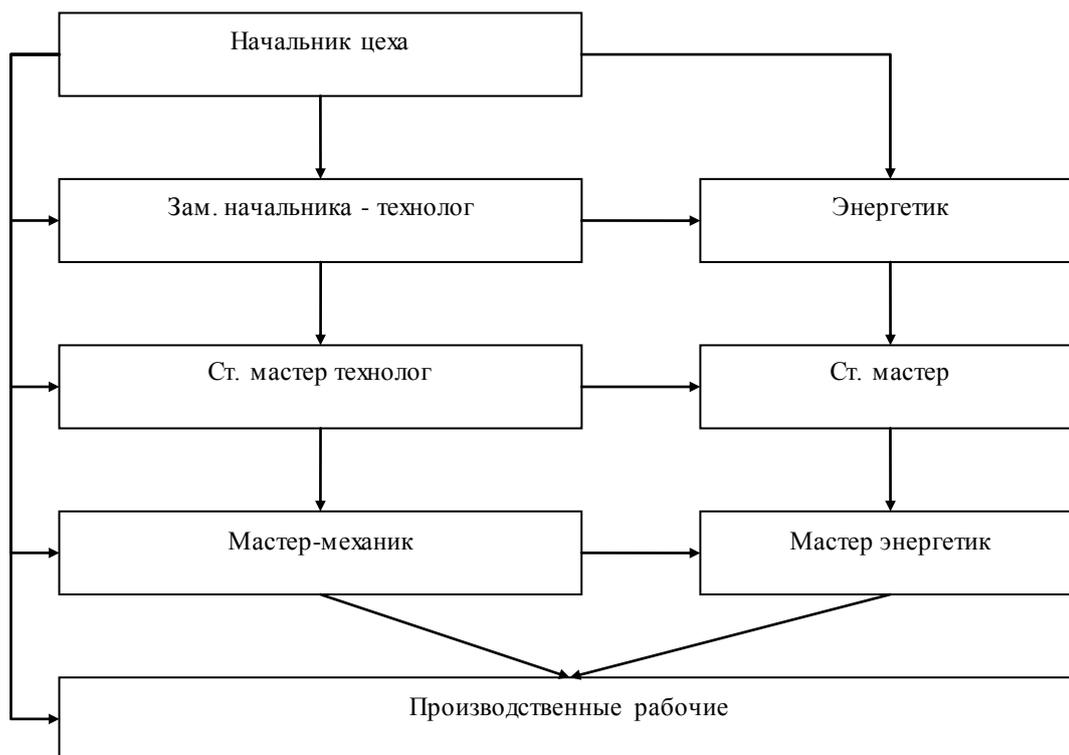
##### **Штатная расстановка кадров ИТР цеха.**

№ п. п.	Должность	Разряд	Установленный разряд
1	Начальник цеха	12-15	14
2	Механик цеха	11-14	13
3	Энергетик цеха	11-14	13
4	Старший мастер	10-12	11
5	Мастер-технолог	9-10	10

##### **Штатная расстановка кадров ИТР цеха.**

№ п. п.	Профессия	Кол-во	Разряд	Условия труда
1	Конвейерщик	8	5	Тяжёлые и вредные
2	Мельник	6	6	-- // --
3	Концентраторщик	6	5	-- // --
4	Машинист насосной	8	4	-- // --
5	Крановщик	6	4	-- // --
6	Электрик	3	5	-- // --
7	Слесарь КИПиА	4	5	-- // --
8	Слесарь-ремонтник	4	5	-- // --
9	Эл. газосварщик	2	6	-- // --
10	Чистильщик		4	-- // --
11	Уборщик		3	Норм.

## Структура управления цехом.



Для выполнения функций управления производством в цехе создаётся управляющая система - аппарат управления. Под функциями управления понимаются отрасль работы, представляющая совокупность решений и действий, процессов, объединённых общностью выполняемых задач.

Система управления производством подразделяется на несколько различных уровней управления по возрастающей. Такое управление позволяет чётко определить функции каждого управленческого звена.

## График сменности рабочего персонала.

См	Дни месяца																														Норм	Факт	Д/в
	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20	21	22	23	24	25	26	27	28	29	30			
А	1	2	-	-	1	2	-	-	1	2	-	-	1	2	-	-	1	2	-	-	1	2	-	-	1	2	-	-	1	2	15	16	1
Б	-	1	2	-	-	1	2	-	-	1	2	-	-	1	2	-	-	1	2	-	-	1	2	-	-	1	2	-	-	1	15	15	0
В	-	-	1	2	-	-	1	2	-	-	1	2	-	-	1	2	-	-	1	2	-	-	1	2	-	-	1	2	-	-	15	14	-1
Г	2	-	-	1	2	-	-	1	2	-	-	1	2	-	-	1	2	-	-	1	2	-	-	1	2	-	-	1	2	-	15	15	0

## Плановый баланс рабочего времени.

№ п. п.	Элементы времени и показатели	Кол-во дней
1	Календарное время	365
2	Выходные и нерабочие дни	92
4	Номинальное рабочее время	273
5	Очередной и дополнительный отпуск	27
6	Отпуск по болезни	5
7	Выполнение гособязанностей	1
8	Отпуск по беременности и родам	3
9	Учебный отпуск	1
10	Эффективный фонд рабочего времени	236
11	Коэффициент перехода от штатной численности к списочной	1,15

## Расчёт численности основных и вспомогательных рабочих

Профессия	Разр	Число смен	Явочная числ.		Число подм. Раб.	Штат. числ.	Кс	Спис. числ-ть.
			в смену	в сутки				
Основные рабочие								
Машинист-конв.	5	2	4	4	4	8	1,15	9
Машинист-нас.	4	2	4	5	4	8	1,15	9
Машинист мельн.	6	2	4	5	2	6	1,15	7
Концентраторщик	5	2	4	4	4	6	1,15	7
Крановщик	4	2	4	4	4	6	1,15	7
Вспомогательные рабочие								
Эл. газ. сварщик	6	1	2	2	2	2	1,15	3
Электромонтёр	5	1	2	2	3	3	1,15	4
Слесарь	5	1	1	2	4	4	1,15	5
Слесарь КИПиА	5	1	1	1	4	4	1,15	5
Чистильщик	4	1	1	2	2	2	1,15	5
Уборщица	2	1		1	1	1	1,15	1
Итого:								62

## **2. РАСЧЁТ ФОНДА ЗАРАБОТНОЙ ПЛАТЫ**

Фонд заработной платы промышленно-производственного персонала определяется на основе рассчитанной численности действующих тарифных

ставок и систем заработной платы. ФЗП состоит из основной и дополнительной заработной платы. Расчет годового ФЗП приведён в таблице. Списочная численность и эффективный фонд времени принимается на основании выполненных ранее расчётов.



Капитальные затраты.

Расчёт стоимости зданий и сооружений.

Объём бункера равен:

$$165 \times 16 \times 42 = 110880 \text{ м}^3$$

Объём здания цеха:

$$172 \times 23 \times 32 = 126592 \text{ м}^3$$

$$110880 + 126592 = 237472$$

Стоимость зданий и сооружений.

Статья расходов	Объём	Стоимость, Тыс. сум	Стоимость сантех. обор. (15%)	Амортизац. Отчисления (5%)	Итого:
Здания и сооружения	237472	1873654	281048	107735	2154702

Расчёт времени работы основного оборудования.

Элементы времени	
Календарные дни	365
Остановки на капитальный ремонт	13
Остановки на текущий ремонт	5
Остановки на тех. Обслуживание	5
Остановки по техническим причинам	2
Итого:	45
Проектируемый фонд рабочего времени: в днях	340
в часах	8160
КИО	0,93

Расчёт стоимости основного оборудования.

Наименование и тип оборудования	Кол- во	Цена ед. оборуд. Тыс. сум	Цена всего оборуд. Тыс. сум	Коэф. Аммортиз. Отчислений	Сумма. Аммортиз. Отчислений
Классификаторы	9	16442,2	147979,8	10	14798,0
Конвейер реверсивный	5	2258,5	11292,5	20	2258,5
Конвейер весовой	3	666,7	200,1	20	400,0
ММС	3	3366,0	10098,0	20	2019,6
МШЦ	3	2124,8	6374,5	20	1274,9
Зумпф	6	27720,7	166324	15	24948,6

Пульподелитель	3	3343,9	10031,7	15	1504,8
Гидроциклоны	2	2619,5	5239,0	15	785,8
Насос 8Гр-8Г	13	2628,4	31169,2	15	5125,4
Насос 8ГРВ-8	4	1734,6	6938,4	20	1387,7
Кран-балка	1	5466,5	5466,5	20	1093,3
Эл. таль	2	150,9	301,8	20	60,3
Эл. кран-балка	1	5466,5	5466,5	15	820
Итого:			411682,2		56476,9
Прочее неучтённое оборудование (20%)			82336,4	20	16467,3
Монтажные работы (10%)			41168,2	-	-
Запасные части (2%)			8233,6	7	576,4
Транспортные расходы (5%)			20584,1	-	-
Оборудование КИПиА (12%)			49402	10	4940,2
Прочие расходы (1,25%)			5146,0	-	-
Общая стоимость оборудования:			618552,0		78460,9

Материальные затраты.

Расчёт материальных затрат.

№ п. п.	Наименование	Норма расхода на 1 т, кг	Общий расход, Т	Цена, сум	Стоимость Тыс. сум
1	Шары	0,15	750	224110	168082,5
2	Футеровка	0,12	600	819000	491400,0
3	Солидол	0,0008	4	517,23	2068,9
4	масло	0,014	70	152,1	10640,0
	Итого:				672191,4

В последнем прибытии на склад, стоимость материалов составляла:

Шары 1т - 224110 сум

Футеровка 1т - 819000 сум

Солидол 1кг - 517,23 сум

Масло 1кг - 152 сум

До этого, стоимость этих материалов была следующая:

Шары 1т - 210115 сум

Футеровка 1т - 715000 сум

Солидол 1кг - 517,23 сум

Масло 1кг - 152 сум.

Проведём расчёт материалов по методу LIFA, FIFA и средневзвешенной величине:

Приход	Расход	Остаток
FIFA		
Ш.900тх210115=189103,5т. с. Ф.1300тх715000=929500т. с. Ш.1000тх224110=224110т. с. Ф.1200тх819000=982800т. с.	Ш.750тх210115=157586,3т. с. Ф.600тх715000=429000т. с.	Ш.1000тх224110=224110т. с. Ф.1200тх819000=982800т. с. Ш.150тх210115=31517,2т. с. Ф.700тх715000=500500т. с.
2325513,5	586586,3	1738927,2
LIFA		
Ш.900тх210115=189103,5т. с. Ф.1300тх715000=929500т. с. Ш.1000тх224110=224110т. с. Ф.1200тх819000=982800т. с.	Ш.750тх224110=168082,5т. с. Ф.600тх819000=494400т. с.	Ш.900тх210115=189103,5т. с. Ф.1300тх715000=929500т. с. Ш.250тх224110=56027,5т. с. Ф.600тх819000=491400т. с.
2325513,5	659482,5	1666031
ABECO		
Ш.900тх210115=189103,5т. с. 1000тх224110=224110т. с. 1900 413213,5 Ср. Цена = 217,480 Ф.1300тх715000=929500т. с. 1200тх819000=982800т. с. 2500 1912300 Ср. Цена = 764920	750тх217480=163110,0т. с. 600тх764920=458952,0т. с.	1150тх217480=250102,0т. с. 1900тх764920=1453348,0т. с.
2325513,5	622062,0	1703451,5

В данном случае наиболее оптимальным вариантом является метод LIFA, поскольку определяет большой расход материалов и малый остаток на

складе по сравнению с методами FIFA и АВЕСО. К тому же, в методе LIFA экономно корректируется сальдо на конец отчетного периода.

Расчёт стоимости воды.

Расчёт стоимости воды на хозяйственные нужды рассчитывается:

$$Q_{\text{в}} = (40 + P + 1,5F) \times 1,2Д / 1000$$

Где  $S_{\text{в}}$  - стоимость воды

$P$  - число рабочих на участке

$Д$  - фонд рабочего времени цеха в год

$F$  - площадь производственного помещения

$$Q_{\text{в}} = (40 \times 67 + 1,5 \times 237472) \times 1,2 \times 254 / 1000 = 29097349 \text{ м}^3$$

Расчёт стоимости воды на технологические цели:

По плановой системе расход технической воды составляет 55,2 м<sup>3</sup>/час  
или 450432 м<sup>3</sup>/год.

1 м<sup>3</sup> технической воды стоит 297,18 сум.

Общая стоимость технической воды составит:

$$C_{\text{тв}} = 450432 \times 297,18 = 133827,8 \text{ тыс. сум}$$

1 м<sup>3</sup> питьевой воды стоит 322,21 сум. Расход питьевой воды:

$$29097349 \times 322,21 = 9375456,8 \text{ тыс. сум}$$

Общий расход воды составит:

$$133827,8 + 9375456,8 = 9509284,6 \text{ тыс. сум}$$

Расчёт стоимости электроэнергии.

Стоимость электроэнергии рассчитывается по формуле:

$$W_{\text{эл}} = \sum N_{\text{ус}} \cdot F_{\text{г}} \cdot K_{\text{к}} \cdot K_{\text{о}} \cdot / I_{\text{с}} \cdot I_{\text{к}}$$

Где  $\sum N_{\text{ус}}$  - суммарная мощность электроустановок, кВт;

$F_{\text{г}}$  - годовой фонд времени работы оборудования, час;

$K_{\text{к}}$  - коэф-нт одновременной работы оборудования ( $K_{\text{к}} = 0,8$ );

$K_0$  - коэф-нт загрузки эл. двигателей ( $K_0 = 0,9$ );

$S_{эл}$  - стоимость 1 кВт/час энергии ( $S_{эл} = 30,5$ );

$I_c$  - коэф-нт 0,86;

$I_q$  - КПД электроустановок ( $I_q = 0,95$ ).

$W_{эл} = 84989720 \cdot 0,8 \cdot 0,9 \cdot 30,5 / 0,86 \cdot 0,95 = 2284423,8$  т. с.

Стоимость электроэнергии на освещение:

$$Q = S_{эл} \cdot (P_q \cdot f \cdot g_0/100), \text{ сум}$$

где  $S_{эл}$  - стоимость 1 кВт/часа промышленной электроэнергии;

$P_q$  - общая площадь цеха;

$F$  - годовое число часов освещения;

$g_0$  - удельный расход электроэнергии на 1 м<sup>2</sup> площади.

$$Q = 30,5 \cdot (237472 \cdot 8160 \cdot 0,15/100) = 2906,7 \text{ сум.}$$

Общая стоимость электроэнергии составит:

$$W_{об} = W_{эл} + Q$$

$$W_{об} = 2284423,8 + 2906,7 = 2287330,5 \text{ сум.}$$

Расчёт накладных расходов.

Издержки, которые распределяются по целевым затратам, могут быть разделены на две категории: прямые издержки и косвенные. Если целевой затратой является продукт, вместо термина косвенные затраты используется накладные расходы.

Заработная плата ИТР цеха включается в цеховые расходы.

Расходы на эксплуатацию основного оборудования.

№ п. п.	Наименование расходов	% от стоим. осн. обор.	Сумма, Тыс. сум
1	Амортизация оборудования		78460,9
2	Экспл-я оборудования и трансп. средств	3,5	24742,1

3	Технический ремонт	8	49484,2
4	Внутризаводские перемещения грузов	4	26887,7
5	Износ малоценного инвентаря	8	49484,2
6	Прочие неучтенные расходы	2	4581,2
Итого:			233640,3

### Расчет заработной платы ИТР.

Должность	Кол-во	Годовая тарифная зарплата	Основной фонд зарплаты, тыс сум				Всего зарплат.	Отпуск 12%	Итого ФЗП
			Оклад, сум	Прем., 85%	Выслуга 60%	РК			
Начальник цеха	1	74490	893880	759798	536328	167640	2357646	282918	2640564
Механик цеха	1	67060	737660	627011	442596	167640	1974907	236989	2211896
Энергетик цеха	1	67060	737660	627011	442596	167640	1974907	236989	2211896
Старший мастер	1	60350	663850	564273	398310	167640	1794073	215289	2009362
Мастер-технолог	1	60350	663850	564273	398310	167640	1794073	215289	2009362
Мастер-механик	2	54330	597630	507986	358578	335280	1799474	215937	2015411
Мастер-энергетик	2	54330	597630	507986	358578	335280	1799474	215937	2015411
Всего:									15113902

### Смета цеховых расходов.

Статьи расходов	Сумма, сум
Зарплата ИТР и рабочих	15113,9
Отчисления на соц. страх (37,2%)	5622,4
Амортизационные отчисления за здания и сооружения	64641,1
Содержание зданий (1,5-3% от стоимости)	56209,6
Текущий ремонт зданий (3-5% от стоимости)	107735,1
Охрана труда (3% от з/п)	2561,3
Прочие цеховые расходы (10% от уч. расходов)	25188,3
Итого:	277071,7

### Расчет себестоимости измельчения 1т руды

Статьи расходов	Сумма, сум
Материальные затраты	672 191,4
Стоимость расходной воды	9 509 284,6
Стоимость электроэнергии	2 287 330,5

Зарплата ИТР и рабочих	85 376,7
Отчисления на соц. страх	31 760,1
Расходы на эксплуатацию основного оборудования	233 640,3
Цеховые расходы	277 071,7
Услуги сторонних организаций	2 619 331,1
Итого:	15 715 986,4
Производительность цеха, т	5 000 000
Себестоимость измельчения 1т руды, сум	3,1

### Калькуляция себестоимости измельчения 1 т руды.

Статьи затрат	Стоимость, Тыс. сум	Структура затрат	Стоимость На 1т руды, сум
Материальные затраты	672191,4	4,3	134,4
Стоимость расходной воды	9509284,6	60	1901,8
Стоимость электроэнергии	2287330,5	14,5	457,4
Зарплата ИТР и рабочих	117136,8	1	23,4
Амортизация	143102	1	28,6
Цеховые расходы	2986941,1	19,2	597,6
Итого:	15715986,4	100	3143,2

### Технико-экономические показатели отделения измельчения.

Наименование показателей	Ед. изм.	Значение
Производительность отделения	т/год	5 000 000
Численность основных и вспомогательных рабочих	Чел	62
Производительность труда	т/чел	80645
Фонд заработной платы всех работающих	Сум	15195837
Среднемесячная заработная плата одного работающего	Сум	15113,9
Стоимость основного оборудования	Сум	618552000
Себестоимость переработки 1 т руды	Сум	3,14

## *ЗАКЛЮЧЕНИЕ*

В данной работе кратко рассматривается развитие цветной промышленности Узбекистана, причины и следствия этого развития. Особая роль уделяется золотодобывающей промышленности.

Дана полная характеристика физико-химическим свойствам золота и генезис образования месторождений золотосодержащих руд.

Отдельно описаны руды месторождения "Кокпатас", как основное сырьё, перерабатываемое Северным рудоуправлением в лице завода ГМЗ-3. отмечены факторы способствующие и мешающие обогащению руд. Дан относительно полный перечень сопутствующих элементов, которые в процессе обогащения могут представлять дополнительный интерес.

Процесс обогащения начинается с рудоподготовки, поэтому её общей характеристике дан небольшой, но точный обзор.

Схема измельчения выбрана в соответствии с физико-химическими свойствами руды месторождения "Кокпатас" и теми исходными параметрами, которые были указаны в задании.

Схема измельчения двухстадиальная с полностью замкнутыми циклами в обеих стадиях. Для первой стадии были выбраны мельницы мокрого самоизмельчения. Они имеют большую производительность и дают хорошо измельчённый продукт. Была сопоставлена работа трёх типов мельниц. Наиболее рациональной явилась группа мельниц ММС-45/60.

Во второй стадии наиболее эффективной по расчётам и условиям измельчения оказалась мельница шаровая МШЦ-40/55.

Для классификации измельчённого материала наиболее приемлемыми оказались двухспиральный классификатор с погружными спиралями и высоким порогом слива. А в промежутке используется батарейный гидроциклон с коротким конусом ГБ-1.

В конце работы дан краткий обзор технологии измельчения золотосодержащей руды месторождения "Кокпатас".

Техника безопасности и промсанитария.

К производству работ может допускаться работник прошедший медицинское освидетельствование, проверку знаний правил и инструкций по технике безопасности.

Администрация должна обеспечить работника необходимой спецодеждой и средствами индивидуальной защиты по установленным нормам. Допуск к работе лиц без соответствующей спецодежды и средств индивидуальной защиты запрещается.

В цехе измельчения должны выдаваться специальные защитные средства, которые защищают человека от повышенной вибрации, сильного шума и пыли.

Рабочие места и проходы должны быть хорошо освещены. Они должны содержаться в чистоте и порядке. Все обслуживаемые площадки, переходные мостики и лестницы должны быть прочными и устойчивыми, и снабжены перилами высотой не менее 1м. Они должны быть с перекладиной посередине, со сплошной обшивкой высотой не менее 0,15 м от пола. Рабочие площадки, расположенные на высоте более 0,3 м должны иметь ограждения, снабжены перилами и лестницами.

Угол наклона постоянно эксплуатируемых лестниц не должен превышать  $45^{\circ}$ , минимальная ширина лестницы - 0,6 м.

Трубопроводы и желоба, пересекающие рабочие площадки должна размещаться на высоте 1,9 м от уровня пола. Для обеспечения нормального обслуживания оборудования устраиваются проходы. Ширина проходов между оборудованием должна быть не менее 1,2 м, а между стенкой и машиной - не менее 1м.

Создание нормальных, санитарно-гигиенических условий труда в производственных и бытовых помещениях цеха, определяются санитарными правилами и требованиями, которые должны способствовать снижению пылегазообразования.

В местах, где невозможно снизить запылённость воздуха до санитарных норм, рабочие должны пользоваться специальными противопылевыми респираторами, которые защищают органы дыхания от токсичной, микробной и радиоактивной пыли.

## *ЛИТЕРАТУРА*

1. М.А. Фишман "Основы обогащения руд цветных металлов", "Недра", Москва, 1968г.
2. В.Л. Егоров "Обогащение полезных ископаемых", "Недра", Москва, 1986г.
3. С.В. Дуденко, Л.Я. Шубов "Обогащение руд цветных и редких металлов", "Недра", Москва, 1976г.
4. С.И. Полькин, Э.В. Адамов "Обогащение руд цветных и редких металлов", "Недра", Москва, 1975г.
5. К.А. Разумов "Проектирование обогатительных фабрик", "Недра", Москва, 1970г.