

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

НАВОЙСКИЙ ГОРНО-МЕТАЛЛУРГИЧЕСКИЙ КОМБИНАТ

НАВОЙСКИЙ 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 технологии подготовительных процессов коренных вольфрамсодержащих руд к флотационному обогащению

Выпускник: А. Махмудов

НАВОИ – 2011 г.

СОДЕРЖАНИЕ

ВВЕДЕНИЕ.....	
1 Литературный обзор.....	
1.1 Основные свойства и области применение вольфрама	
1.2 Руды и минералы вольфрама.....	
1.3 Общие сведения о методах обогащения вольфрамовых руд	
2. ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ ЧАСТЬ.....	
2.1 Выбор схемы дробление	
2.2 Выбор схемы измельчение.....	
2.3 Процесс классификации.....	
2.3.1 гидроциклоны.....	
2.4 Расчет схемы дробления с выбором оборудования.....	
2.5 Выбор и расчет грохотов.....	
2.6 Выбор и расчёт схемы измельчения.....	
2.7 Расчет гидроциклонов.....	
3 БЕЗОПАСНОСТЬ ЖИЗНЕДЕЯТЕЛЬНОСТИ.....	
3.1 Охрана труда и техника безопасность.....	
3.2 Безопасность жизнедеятельность	
3.3 Охрана окружающей среды.....	
4. ЭКОНОМИЧЕСКИЙ РАЗДЕЛ.....	
Заключение.....	
Список использованной литературы.....	

ВВЕДЕНИЕ

Последовательный рост в экспорте доли продукции с высокой добавленной стоимостью, свидетельствуют о растущем потенциале и возможностях нашей экономики. Вместе с тем, это направление является важнейшим в достижении снижения зависимости экспорта от воздействия часто повторяющихся колебаний мировых цен на сырьёвые ресурсы. Это особенно важно в нынешних условиях мирового экономического кризиса, когда сырьёвая направленность экспорта и излишняя зависимость от рисков и капризов мирового рынка превращаются в серьёзный фактор снижения валютных поступлений, ухудшения финансовой устойчивости дестабилизации экономики отдельных стран.

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

Значительные запасы полезных ископаемых многих месторождений Узбекистана позволяют строить крупные высокомеханизированные горно-обогатительные и металлургические предприятия, добывающие и перерабатывающие многие сотни миллионов тонн полезных ископаемых с высокими технико-экономическими показателями.

Горнодобывающая промышленность имеет дело с твёрдыми полезными ископаемыми, из которых при современном уровне техники целесообразно извлекать металлы или другие минеральные вещества. Главными условиями при разработке месторождений полезных ископаемых являются повышение извлечения их из недр и комплексное использование. Это обусловлено:

- *значительными материальными и трудовыми затратами при разведке и промышленном освоении новых месторождений;*
- *возрастающей потребностью различных отраслей народного хозяйства практически во всех минеральных компонентах, входящих в состав руды;*
- *необходимостью создания безотходной технологии и тем самым предотвращения загрязнения окружающей среды отходами производства.*

По этим причинам возможность промышленного использования месторождения определяется не только ценностью и содержанием полезного ископаемого, его запасами, географическим расположением, условиями добычи и транспортирования, другими экономическими и политическими факторами, но и наличием эффективной технологии переработки добываемых руд.

Целью дипломного проектирования является практическое применение навыков расчетов, умения пользования литературой и, в конечном итоге, знаний, накопленных за время обучения в институте.

Задачей, стоящей перед дипломным проектированием, является обобщение опыта работы предприятия, в выявлении узких мест технологии на основании анализа практической деятельности и показателей действующего предприятия, а также выявление достоинств технологической схемы с целью применения достигнутых показателей при выборе и расчете проектируемой фабрики.

І. ЛИТЕРАТУРНЫЙ ОБЗОР

1.1. Основные свойства и области применения вольфрама

1.2.

Вольфрам – тугоплавкий металл, плавящийся при 3400°C , его плотность $19,3 \text{ г/см}^3$, мало распространен в земной коре. 98 % вольфрама расходуется на производство жаропрочных сталей и различных материалов, остальные 2 % приходятся на химию, производство керамики и т.д.

Устойчив на воздухе, на холоду устойчив против действия соляной, серной, азотной и плавиковой кислот любой концентрации. Окисление вольфрама начинается при $400 - 500^{\circ}\text{C}$, при более высокой температуре – интенсивно окисляется до желтой WO_3 .

Твердый углерод и углеродсодержащие газы (CO , CH_4 и др.) при $800 - 1000^{\circ}\text{C}$ образуют с вольфрамом карбиды W_2C и WC , которые характеризуются высокой твердостью, износоустойчивостью и тугоплавкостью (температура разложения WC около 2600°C).

Растворы щелочей на холоду не действует на вольфрам, расплавленные щелочи при доступе воздуха окисляют его, образуя вольфраматы.

Вольфрам образует два устойчивых оксида – WO_3 и WO_2 – и ряд промежуточных. Вольфрамовый ангидрид WO_3 – кристаллический порошок лимонно-желтого цвета плотностью $7,3 \text{ г/см}^3$, имеет температуру плавления 1470°C ; WO_2 – порошок темно-коричневого цвета плотностью $10,9 - 11,1 \text{ г/см}^3$, плавится при 1270°C .

Вольфрамовая (желтая) кислота H_2WO_4 при температуре выше 180°C теряет воду с образованием вольфрамового ангидрида. Вольфрамовая кислота растворяется в растворах едкого натрия, соды, аммиака с образованием нормальных вольфрамовых солей типа Na_2WO_4 , а также других солей. Они содержат анион WO_4^{2-} , устойчивый в щелочных растворах при $\text{pH} > 7,5$.

Нормальный вольфрамат натрия Na_2WO_4 – важная техническая соль вольфрамовой кислоты. Температура плавления безводного Na_2WO_4 200°C , плотность $4,18 \text{ г/см}^3$. В воде растворяется при температуре до $+5^{\circ}\text{C}$ на 35 – 41% с образованием $\text{Na}_2\text{WO}_4 \cdot 10\text{H}_2\text{O}$, а при 100°C – на 49,2% с образованием $\text{Na}_2\text{WO}_4 \cdot 2\text{H}_2\text{O}$.

Вольфрамат кальция CaWO_4 – белый мелкокристаллический порошок имеет плотность $5,98 \text{ г/см}^3$, растворимость при 15°C – 6,2 мг/л, при 50°C – 3,2 мг/л, а при 100°C – 1,2 мг/л; его получают осаждением хлористым кальцием или известью из растворов вольфраматов щелочных металлов или взаимодействием CaO в твердом состоянии с WO_3 при $600 - 800^{\circ}\text{C}$.

Значительная часть вольфрама используется для производства специальных сталей. Так, в состав быстрорежущих сталей входят, %: W от 8 до 20, Cr 2 – 7; V до 2,5; Co 1 – 5; C до 1. Эти стали сохраняют высокую твердость и износостойкость до 650°C .

К жаропрочным и износостойким относятся сплавы вольфрама 3 – 15% с кобальтом 45 – 65% и хромом 25 – 30%. Эти сплавы применяют для покрытия сильноизнашивающихся деталей машин (клапаны авиадвигателей, лопасти, турбины и др.).

Сплавы вольфрама с молибденом, танталом, ниобием в последнее время применяют в качестве жаропрочных материалов в авиационной и ракетной технике.

Сплавы вольфрама с никелем и медью применяют в радиотерапии, для защиты γ -лучей, для изготовления контейнеров, для хранения радиоактивных изотопов.

Чистый вольфрам (проволока, ленты и др.) применяют в производстве электроламп, радиотехники, рентгенотехнике. Вольфрамовая проволока и прутки служат электронагревателями для высокотемпературных печей и др.

Самые высококачественные инструментальные твердые сплавы создаются из твердых сплавов на основе карбида вольфрама (85 – 95% WC и 5 – 15% Co). Эти сплавы изготавливают методами порошковой металлургии. Они сохраняют высокую твердость и износостойкость при нагревании до 1100°C , что сильно увеличивает скорость резания (до 250 м/мин и более).

Ряд химических соединений вольфрама используют в текстильной промышленности для утяжеления тканей, изготовления огнестойких и водоустойчивых тканей и др.

Производство вольфрама в пересчете на концентраты, содержащей 60% WO_3 , в капиталистических и развивающихся странах составляют около 50000 т/год, из них: США – 6 – 8; Южная Корея 5 – 6; Канада 3 – 5; Боливия около 6; Португалия около 3; Бразилия – 3; Австрия 2 – 3; Таиланд 5 – 7; Японии около 1,6; Франция 1,5; Швеция 1,2; Турция 2,5 тыс. тонн.

Основными потребителями вольфрама являются США (18100), Великобритания (4 -7 тыс.т), Германия 9 – 6 тыс.т), Япония (5 – 7 тыс. т) и др.

1.2. Руды и минералы вольфрама

Вольфрам – элемент мало распространенный в земной коре. Его весовой кларк $1 \cdot 10^{-4}\%$. В настоящее время известны 22 вольфрамовых минерала, из них промышленное значение имеют четыре (табл. 1). Кроме этих минералов, практическое значение имеют молибдоцеелит $CaW(Mo)O_4$, встречающийся в скарновых молибдено-вольфрамовых месторождениях. Он представляет собой шеелит изоморфной примесью (6 – 16%) молибдена.

Характеристика вольфрамовых минералов, имеющих промышленное значение

Таблица 1

Минерал	Химическая формула	Содержание $WO_3, \%$	Плотность, $г/см^3$	Твердость
Вольфрамит	$(Fe, Mn)WO_4$	76,5	6,7 – 7,5	4,5 – 5,5
Гюбнерит	$MnWO_4$	76,6	7,1	5
Ферберит	$FeWO_4$	76,3	7,5	5
Шеелит	$CaWO_4$	80,6	5,8 – 6,2	4,5 - 5

Вольфрамит слабо магнитен, окрашен в черный, коричневый или буро-коричневый цвет. Вольфрамит представляет собой изоморфную смесь вольфраматов железа и марганца, образующих непрерывный ряд твердых растворов, причем атомы железа и марганца могут замещать друг друга в кристаллической решетке минерала. Вольфрамит встречается вместе с касситеритом, молибденитом, пиритом, арсенопиритом и другими сульфидами. В виде примесей в нем сдержатся MgO , иногда CaO , Ta_2O_5 , Nb_2O_5 , SiO_2 и др.

Ферберит содержит более 80% $FeWO_4$ и менее 20% $MnWO_4$.

Гюбнерит содержит более 80% $MnWO_4$ и менее 20% $FeWO_4$.

Эти минералы так же, как и вольфрамит, слабо магнитны.

Шеелит является почти чистым вольфраматом кальция. Окрашен в белый, желтый, серый и бурый цвета; часто содержит в виде изоморфной примеси повеллит $CaMoO_4$. При содержании около 19% Mo и более флюоресценция шеелита приобретает желтую окраску, характерную для повеллита. Шеелит встречается вместе с силикатами (гранаты, пироксены), кварцем, молибденитом и другими сульфидами.

К промышленным типам вольфрамовых руд относятся жильные, штокверковые, скарновые и россыпные. По минералогическому составу различают месторождения двух типов – вольфрамитовые и шеелитовые.

Месторождения жильного типа имеют высокое содержание WO_3 (0,5 – 2%) и играют роль в запасах и добыче вольфрама.

В этих месторождениях вольфрамит, Гюбнерит и шеелит большей частью залегают в кварцевых жилах небольшой мощности (0,3 – 1 м). Сопутствующими минералами являются пирит, халькопирит, минералы молибдена, олова, мышьяка, висмута и золота.

Штокверковые месторождения имеют низкое содержание WO_3 , но характеризуются очень крупными размерами и имеют большие запасы. Они, вероятно, будут иметь важное значение в будущем.

Скарновые месторождения представлены, главным образом, шеелитом и молибденитом. Месторождения этого типа играют очень важную роль в запасах и добыче вольфрама.

Месторождения контактового типа связаны с зонами контакта гранитных пород с известняками, для них характерны залежи шеелитового скарна (окварцованные известняки). Вместе с шеелитом часто присутствуют молибден и повеллит. Месторождения этого типа широко распространены в СНГ, США, Канаде.

Россыпные месторождения играют незначительную роль в запасах, но большую в добыче вольфрама. Вольфрамит и шеелит, являющиеся устойчивыми минералами, накапливаются при выветривании жильных месторождений и образуют россыпи. Вольфрамитовые россыпи содержат касситерит. Промышленное содержание WO_3 в них значительно ниже (0,03 – 0,1% WO_3), чем в коренных рудах, но их разработка значительно проще и экономически выгоднее. Наиболее крупные россыпи вольфрамита расположены в Китае, Индокитае, Малайе. В СНГ известно Джидинское россыпное месторождение, содержащее Гюбнерит.

В СНГ основные запасы вольфрама (65%) и молибдена (87%) сосредоточены в месторождениях скарнового типа. Многие руды этих месторождений комплексные (Тырныаузское, Чорух-Дайронское, Майхуринское и другие месторождения), содержат кроме вольфрама и молибдена, медь, олово, цинк, золото, висмут и т.д. Вольфрам и молибден в скарновых рудах представлены, в основном, шеелитом, молибденитом, повеллитом и молибдошеелитом.

Вольфрам в жильных рудах представлен вольфрамитом (гюбнеритом, ферберитом), реже шеелитом. Чаще всего встречаются кварц-вольфрамитовые и кварц-касситеритовольфрамитовые жилы (например, Иультинское и другие месторождения). К жильному типу относятся руды Букукинского, Джидинского и других месторождений СНГ.

Технические требования к концентратам и продуктам

Качество вольфрамовых концентратов зависит от свойств обогащаемой руды и тех требований, которые представлены к ним при использовании в различных областях промышленности. Труднее всего получать высокосортные концентраты из сложных полиметаллических руд при наличии тонкой вкрапленности полезных минералов.

Из шеелитовых тонковкрапленных руд, обычно подвергаются флотации, трудно выделить высокосортные концентраты при наличии в руде других кальцийсодержащих и прочих легкофлотируемых минералов – кальцита, флюорита, апатита, барита, доломита, талька и др. при наличии в руде повеллита $CaMoO_4$ селективное разделение минералов также затруднено.

Для получения высокосортных вольфрамовых концентратов наиболее благоприятны крупновкрапленные вольфрамитовые руды, особенно вольфрамитовые россыпи. Вредными примесями в вольфрамитовых концентратах являются фосфор, сера, мышьяк, олово, медь и др.

1.3. Общие сведения о методах обогащения вольфрамовых руд

Вольфрамовые руды обогащают, как правило, в две стадии – первичное гравитационное обогащение и доводка черновых концентратов различными методами, что объясняется низким содержанием вольфрама в перерабатываемых рудах (0,2 – 0,8% WO_3) и высокими требованиями к качеству кондиционных концентратов (55 – 65% WO_3), Общая степень обогащения составляет примерно 300 – 600.

Вольфрамитовые (гюбнеритовые и ферберитовые) коренные руды и россыпи обычно содержат ряд других тяжелых минералов, поэтому при первичном гравитационном обогащении руд стремятся выделить коллективные концентраты, которые могут содержать от 5 до 20% WO_3 , а также касситерит, танталитколумбит, магнетит, сульфиды и др. При доводке коллективных концентратов необходимо получение кондиционных

мономинеральных концентратов, для чего могут быть применены флотация или флотогравитация сульфидов, магнитная сепарация магнетита в слабом магнитном поле, а более сильном – вольфрамита. Возможно применение электрической сепарации, гравитационного обогащения на столах, флотации минералов пустой породы и других процессов для разделения минералов, тем, чтобы готовые концентраты удовлетворяли требованиям ГОСТов и техническим условиям не только по содержанию основного металла, но и по содержанию вредных примесей.

Учитывая большую плотность вольфрамовых минералов ($6 - 7,5 \text{ г/см}^3$), при обогащении могут успешно применяться гравитационные методы обогащения на отсадочных машинах, концентрационных столах, шлюзах, струйных и винтовых сепараторах и др. При тонкой вкрапленности ценных минералов применяют флотацию или сочетание гравитационных процессов с флотацией. Учитывая возможность ошламливания вольфрамита при гравитационном обогащении, флотацию применяют как вспомогательный процесс даже при обогащении крупновкрапленных вольфрамитовых руд для более полного извлечения вольфрама из шламов.

При наличии в руде крупных богатых вольфрамом штуфных кусков или крупных кусков пустой породы может быть применена сортировка руды крупностью - $150 + 50 \text{ мм}$ на ленточных конвейерах с целью отделения богатого крупнокускового концентрата или кусков породы, разубоживающих руду, поступающую на обогащение.

При обогащении шеелитовых руд также применяют гравитацию, но чаще всего сочетание гравитационных методов с флотацией и флотогравитацией или только флотацию.

При сортировке шеелитовых руд применяют люминесцентные установки. Шеелит при облучении ультрафиолетовыми лучами светится ярко-голубым светом, что позволяет отделять куски шеелита или куски пустой породы.

Шеелит – легкофлотируемый минерал, характеризующийся большой шламуемостью. Извлечение шеелита значительно возрастает при флотационном обогащении по сравнению с гравитационным, поэтому при обогащении шеелитовых руд в странах СНГ в настоящее время на всех фабриках стали применять флотацию.

При флотации вольфрамовых руд возникает ряд трудных технологических проблем, требующих правильного решения в зависимости от вещественного состава и ассоциации отдельных минералов. В процессе флотации вольфрамита, гюбнерита и ферберита трудно отделить от них оксиды и гидроксиды железа, турмалин и другие минералы, содержащие нивелируют флотационные свойства их с минералами вольфрама.

Флотация шеелита из руд с кальцийсодержащими минералами (кальцит, флюорит, апатит и др.) осуществляется анионными жирнокислотными собирателями, обеспечивающими их хорошую флотируемость с катионами кальция шеелита и других кальцийсодержащих минералов. Отделение шеелита от кальцийсодержащих минералов возможно лишь с применением таких регуляторов, как жидкое стекло, кремнефтористый натрий, сода и др.

Содержание фосфора, входящего в состав апатита, в шеелитовых концентратах не должно превышать сотых долей процента. Поэтому апатит, а также барит обязательно должны удаляться из концентрата.

Наиболее эффективно подавление флотации ряда кальцийсодержащих минералов (флюорит, кальцит, частично апатит) методом Петрова – пропарка пульпы с жидким стеклом.

Наиболее трудно подавляется по методу Петрову апатит, поэтому в дальнейшем его удаляют из шеелитового концентрата выщелачиванием раствором соляной кислоты при концентрации $35 - 45 \text{ г/л}$.

Обогащение шеелито-молибденовых руд

В странах СНГ шеелитовые и шеелито-молибденовые руды перерабатываются на обогатительных фабриках: Тырнаузской, Чорух-Дайронской, Койташской, Ингичкинской,

Джилауской и других. На большинстве обогатительных фабрик извлекают, кроме вольфрама, молибден, медь, а на Чорух-Дайронской фабрике извлекают также барит.

В шеелитовых рудах отечественных и зарубежных месторождений содержание молибдена чаще всего имеет промышленное значение. Если молибден находится в форме молибденита, последний обычно выделяют флотацией керосином до выделения шеелита. При очень низком содержании молибдена в руде молибденит целесообразно флотировать в коллективный шеелито-молибденовый концентрат олеиновой кислотой и керосином.

Из коллективного концентрата можно флотировать молибденит путем подкисления пульпы НС1 до рН 1,5-2. Молибденит сразу всплывает с олеиновой кислотой на пузырьках углекислого газа, выделяемого при разложении кальцита. Шеелит и другие минералы при рН 1,5-2 не флотируются, так как с их поверхности собиратель десорбирован, образовавшиеся олеаты кальция разрушены, а олеиновая кислота не диссоциирована. Флотация молибденита обеспечивается также наличием в пульпе керосина, применявшегося в коллективной флотации и добавляемого перед флотацией молибденита.

Известны и другие способы разделения коллективного шеелито-молибденитового концентрата.

На Тырнаузской фабрике обогащаются вольфрамо-молибденовые руды Тырнаузского месторождения, которые являются сложными по вещественному составу не только ценных минералов, имеющих очень тонкую вкрапленность, но и сопутствующих минералов пустой породы. Рудные минералы - шеелит (десятые доли процента), молибденит (сотые доли процента), повеллит, частично ферримолибдит, халькопирит, висмутин, пирротин, пирит, арсенопирит. Нерудные минералы - скарны (50-70%), роговики (21-48%), гранит (- 12%), мрамор (0,4- 2%), кварц, флюорит, кальцит, апатит (3-10%) и др.

В верхней части месторождения молибден на 50-60% представлен повеллитом и ферримолибдитом, в нижней части их содержание снижается до 10-20%. В шеелите в виде изоморфной примеси присутствует молибден. Часть молибденита, окисленная с поверхности, покрыта пленкой повеллита. Часть молибдена очень тонко прорастает с молибдошеелитом

Более 50% окисленного молибдена связано с шеелитом в виде включений повеллита - продукта распада твердого раствора $\text{Ca}(\text{W}, \text{Mo})\text{O}_4$. Подобные формы вольфрама и молибдена возможно выделить лишь в коллективный концентрат с последующим разделением гидрометаллургическим способом.

Начиная с 1978 г. на фабрике полностью реконструирована схема рудоподготовки. Ранее руда после крупного дробления на руднике транспортировалась на фабрику в вагонетках по подвесной канатной дороге. В дробильном отделении фабрики руда додрабывалась до -12 мм, разгружалась в бункера и далее измельчалась в одну стадию в шаровых мельницах, работающих в замкнутом цикле с двухспиральными классификаторами, до 60% класса -0,074 мм.

Новая технология рудоподготовки была разработана совместно институтом Механобр и комбинатом и введена в действие в августе 1978г.

В схеме рудоподготовки предусмотрено крупное дробление исходной руды до -350 мм, грохочение по классу 74 мм, раздельное складирование каждого класса в бункерах с целью более точного регулирования подачи в мельницу самоизмельчения крупного и мелкого классов руды.

Самоизмельчение крупнодробленной руды (-350 мм) осуществляется в мельницах типа «Каскад» диаметром 7 м (ММС-70Х23) с доизмельчением крупнозернистой фракции до 62% класса -0,074 мм в мельницах МШР-3600Х5000, работающих в замкнутом цикле с односпиральными классификаторами 1КСН-3 и размещаемых в новом корпусе на склоне горы на отметке около 2000 м над уровнем моря между рудником и действующей фабрикой.

Подача готового продукта из корпуса самоизмельчения на флотацию осуществляется гидротранспортом. Трасса гидротранспорта представляет собой уникальное инженерное сооружение, обеспечивающее транспортирование пульпы при перепаде высот более 600 м.

Она состоит из двух трубопроводов диаметром 630 мм, протяженностью 1750 м, оснащенных успокоительными колодцами диаметром 1620 мм и высотой 5 м (по 126 колодцев на каждый трубопровод).

Использование системы гидротранспорта позволило ликвидировать цех грузовых канатных дорог, корпус среднего и мелкого дробления, мельницы МШР-3200Х2100 на обогатительной фабрике. В главном корпусе фабрики построены и введены в эксплуатацию две секции основной флотации, новые отделения шеелитовой и молибденовой доводок, цех варки жидкого стекла, системы оборотного водоснабжения. Значительно расширен фронт сгущения черновых флотационных концентратов и промпродуктов за счет установки сгустителей диаметром 30 м, что позволяет снизить потери со сливами сгущения.

В цикле флотации окисленных минералов жирнокислотными собирателями используются интенсифицирующие добавки реагента-модификатора на основе низкомолекулярных карбоновых кислот. Для улучшения флотационных свойств пульпы циркулирующих промпродуктов внедрено регулирование их ионного состава. Более широкое применение нашли методы химической доводки концентратов.

Из мельницы самоизмельчения руда поступает на грохочение. Класс +4 мм доизмельчается в шаровой мельнице. Слив мельницы и подгрохотный продукт (-4 мм) подвергаются I и II классификации.

В шаровую мельницу подают 690 г/т соды и 5 г/т трансформаторного масла. Слив классификатора поступает на основную молибденовую флотацию, куда подают 0,5 г/т ксантогената и 46 г/т терпинеола. После I и II перечистных флотации молибденовый концентрат (1,2-1,5% Мо) подвергается пропарке с жидким стеклом (12 г/т) при 50-70°C, III перечистой флотации и доизмельчению до 95-98% класса -0,074 мм с подачей 3 г/т цианида натрия и 6 г/т жидкого стекла.

Готовый молибденовый концентрат содержит около 48% Мо, 0,1% Си и 0,5% WO₃ при извлечении Мо 50%. Хвосты контрольных флотации III и IV перечистных операций сгущаются и направляются на медно-молибденовую флотацию с подачей 0,2 г/т ксантогената и 2 г/т керосина. Дважды перечищенный медно-молибденовый концентрат после пропарки с сернистым натрием поступает на селективную флотацию, где выделяется медный концентрат, содержащий 8-10% Си (при извлечении около 45%), 0,2% Мои 0,8% Вi.

Хвосты контрольной молибденовой флотации, содержащие до 0 2% WO₃, направляются на шеелитовую флотацию, осуществляемую по очень разветвленной и сложной схеме.

После перемешивания с жидким стеклом (350 г/т) проводят основную шеелитовую флотацию с олеатом натрия (40 г/т). После I перечистой флотации и сгущения до 60% твердого шеелитовый концентрат пропаривается с жидким стеклом (1600 г/т) при 80—90 °С. Далее концентрат еще дважды перечищается и снова поступает на пропарку при 90—95 °С с жидким стеклом (280 г/т) и снова трижды перечищается.

На Тырныаузской фабрике получают шеелитовый концентрат двух или трех марок: концентрат марки КМША (62-66% WO₃ и 3,5-4,5% Мо), концентрат КМШЭ (51-53% WO₃ и 4,2% Мо) и шеелитовый промпродукт КМШП, выделяемый после IV перечистой флотации (44-45% WO₃ и 3,6% Мо). Промпродукт направляется на гидromеталлургический завод.

Суммарное извлечение вольфрама в шеелитовые концентраты составляет 82-85%, потери с ними молибдена -до 30%. Молибденовый концентрат содержит 47,6-49% Мо, 0,4-0,5% WO₃ при извлечении Мо около 50%.

Суммарный расход реагентов на фабрике (в г/т исходной руды) следующий: кальцинированная сода - 730, бутиловый ксантогенат 1, олеиновая кислота 68, керосин - 52, трансформаторное масло-10, терпинеол - 48, сернистый натрий - 80, цианистый натрий-5, жидкое стекло - 2516, в том числе 130 в перечистную молибденовую флотацию, 350 на перемешивание и первую пропарку молибденового концентрата и 2030 на пропарку и контактирование при флотации шеелитового концентрата.

2. ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ ЧАСТЬ

Руда – природное минеральное сырьё, содержащее ценные компоненты в концентрациях и видах, пригодных для промышленного извлечения.

Горная порода – естественное минеральное образование определённого состава и строения, сформировавшееся в результате геологических процессов.

Дробление – процесс уменьшения размеров кусков руды путём разрушения их под действием внешних сил, преодолевающих внутренние силы сцепления, связывающие между собой частицы твёрдого тела.

Способы дробления: раздавливание, раскалывание, истирание и удар. Прочные и абразивные материалы дробят преимущественно раздавливанием, прочные и вязкие – раздавливанием с истиранием, мягкие и хрупкие – раскалыванием и ударом.

2.1 Выбор схемы дробления

Цель подготовительных процессов – раскрытие минералов в результате разрушения сростков полезных минералов с построй породой или сростков одних ценных минералов с другими ценными минералами и образовании механической смеси частиц различного минерального состава.

Задача подготовительных процессов – доведение минерального сырья до крупности необходимой для последующего обогащения, а в некоторых случаях до получения конечных продуктов (товарного), заданного гранулометрического состава.

Подготовительные процессы занимают большую долю затрат в структуре затрат на обогащение, около 48 %.

Подготовка руды к обогащению и обогащение резко можно завершить в одну стадию, ограничения накладываются главным образом, оборудованием.

Для подготовительных процессов различают стадии подготовки в зависимости от числа последовательных операций. 1-, 2-, 3-, 4- стадийные схемы дробления, аналогичная терминология применяется и для процессов измельчения.

За одну стадию дробления крупность можно уменьшить в 3-8 раз.

Крупное дробление.

Среднее др. - $350 \div 100 \longrightarrow 150 \div 40$, мм.

Мелкое др. - $150 \div 40 \longrightarrow 25 \div 5$, мм.

Число стадий дробления начальной и конечной крупностью дробимого материала.

При горных работах крупность кусков горной массы лежит в широких пределах и зависит от физических свойств руды и способа её добычи (открытом – до 1500 мм, шахтном – до 500 – 600 мм). Размеры зёрен полезного минерала не превышают 0,1 – 0,2 мм, а в большинстве случаев составляют сотни и тысячи долей мм. Поэтому горные массы подвергают подготовительным процессам.

Размер максимального куска руды устанавливается проектом горной части. Крупность максимального куска руды, поступающей на измельчение, определяется возможностями применяемых в последней стадии дробления конусных дробилок мелкого дробления.

Общая степень дробления равна произведению степеней дробления в отдельных стадиях. Дробилки позволяют получить за 1 приём следующие степени:

крупное – до 5;

среднее:

без предварительного грохота – до 6

с предварительного грохота – до 8;

мелкое в замкнутом цикле – до 8.

Операции предварительного грохочения применяются для сокращения количества материала, поступающего в дробилку, и увеличение подвижности материала в рабочей зоне дробилки, что обеспечивает уменьшение забивания дробимой рудной мелочью.

Введение в схему дробления операций предварительного грохочения приводит к увеличению капитальных затрат и усложняет цех дробления.

Поэтому предварительное грохочение следует применять при достаточно высоком (20-30 %) содержании отсеиваемого класса в исходном материале и при высокой влажности этого класса (чтобы не уменьшить производительность дробилки).

В 1-ой стадии при больших размерах разгрузочной щели (>100 мм) мелкая руда свободно проходит через дробилку и предварительное грохочение имеет значение для повышения пропускной способности всего узла грохот – дробилка. Поэтому, если дробилка, выбранная по размеру поступающего куска, обеспечивает заданную производительность без установки грохота, то предварительное грохочение не предусматривается. Если же отказ от грохочения предопределяет установку 2-х дробилок крупного дробления, то нужно устанавливать 1-у дробилку с предварительным грохочением, т.к. установка 2-ой дробилки удваивает капитальные затраты на строительство отделения крупного дробления.

2.2 Выбор схемы измельчения

В процессе измельчения осуществляется:

- 1) Раскрытие минералов. Руда превращается в механическую смесь зерен ценных минералов и пустой породы.
- 2) Доведение минералов до оптимальной крупности для последующих процессов разделения.

Измельчение самый энергоемкий процесс. При измельчении лимитирует общую производительность фабрики. Формально, измельчение считается процесс, в котором происходит уменьшение крупности до 3-5 мм и ниже. Номинальная крупность измельченного продукта измеряется десятками или сотнями миллиметров. Так как при измельчении вновь образованная поверхность очень большая измельчение очень хорошо описывается законом Ретингера и иногда законом Бонда. Аппараты измельчения называются мельницами. Основные способы измельчения-удар, раздавливание и истирание.

В реальных условиях процесс измельчения может осуществляться:

- 1) В открытом цикле.
- 2) В замкнутом цикле.
- 3) В полузамкнутом цикле.

Замкнутый цикл применяется почти во всех случаях.

Факторы, влияющие на производительность мельниц:

1. *Крупность*. Чем меньше крупность исходного измельчаемого материала и чем крупнее продукт измельчения, тем выше производительность мельниц.

2. Производительность мельницы ~ *измельчаемости* исходного материала.

Измельчаемость-способность данного типа руды уменьшать свою крупность в процессе измельчения. Определяется коэффициент измельчаемости.

3. *Тип и размер мельницы*. Производительность мельницы при определенном режиме работы ~ диаметру её барабана в степени 2,5 и его длине:

$$Q = C \cdot D^{2,5} L$$

4. *Форма футеровки*. Для шаровых мельниц первой стадии измельчения, загружаемых шарами диаметром 100-125мм, лучшим является профиль ребристой футеровки типа “Норильск III”, который обеспечивает надёжное сцепление шаров с футеровкой и подъём их на большую высоту. Отсутствие скольжения шаров, равномерный и более медленный износ плит, снижение удельного расхода металла. Для стержневых мельниц чаще применяют футеровку волнового профиля, который не рекомендуется для шаровых мельниц, вследствие значительного скольжения шаров.

5. *Степень заполнения мельниц измельчаемой средой*. С ростом степени заполнения мельниц измельчаемой средой растёт расход энергии на измельчение и достигает макс при степени заполнения 50% . Дальнейшее увеличение степени заполнения мельницы измельчаемой средой

приводит к уменьшению расхода энергии и производительности мельницы. На практике МШР работают по степеням заполнения шарами 40-50%, стержневые 35-45% стержнями, мельницы самоизмельчения при рудной нагрузке 30-35%.

6. *Влияние характеристики крупности, формы, плотности и твёрдости дробящихся тел.* Загрузка шаров различных размеров даёт большую производительность, чем производительность приодноразмерных шаровых телах. Крупная и твёрдая руда требует шары большого размера, мягкая и мелкая руда лудше измельчается шарами меньших размеров, т.к. число шаров становится больше при тойже их массе.

7. *Соотношение т:ж в мельнице.* При меньшем содержании воды плотность пульпы увеличивается, следовательно измельчаемого тела, двигаясь в более плотной среде, будет иметь меньшую силу удара.

8. *Величина циркуляционной нагрузки.*

Циркулирующая нагрузка – установившееся количество оборотных песков классификации S, возвращающихся в мельницу:

$$C = \frac{S}{Q} \cdot 100\%$$

Наиболее часто циркулирующая нагрузка находится в пределах от 100 до 400%.

Для мягких руд C=100-200%

Для твердых руд C=250-300%

9. *Степень заполнения пульпой.*

10. *Эффективность работы классификатора.* Производительность тем выше, чем выше эффективность классификации. Повышение эффективности классификации приводит к уменьшению количества переизмельченного материала. Увеличение скорости прохода материала через мельницу имеющее место при возрастании циркуляционной нагрузке способствует повышению эффективности работы измельчающей среды, уменьшение степени переизмельчения и повышение производительности мельницы.

2.3 Процесс классификации

2.3.1 Операции классификации в гидроциклонах

Гидроциклон (от [гидро...](#) и греч. *kyklon* - вращающийся), аппарат для разделения в водной среде зёрен минералов, отличающихся значением массы. Различают гидравлические классификаторы, сепараторы и сгустители. Классификаторы применяются для разделения зёрен по крупности, сгустители - для отделения части воды от зёрен и сепараторы - для обогащения полезных ископаемых в минеральных суспензиях. Гидроциклоны представляет собой конус с короткой цилиндрической частью, имеющей питающий патрубок, по которому подаётся гидросмесь, и сливное отверстие. У конической части предусмотрена насадка 5, через которую разгружается нижний продукт разделения. Питающий патрубок расположен таким образом, что пульпа вводится в гидроциклон по касательной и вращается в нём с образованием внешних и внутренних потоков. Твёрдые частицы подвергаются воздействию центробежной силы и отбрасываются к периферии. Чем больше масса зерна, тем дальше оно будет отброшено. Зёрна, имеющие большую массу, чем граничные зёрна, по которым производится разделение, остаются во внешнем потоке и, перемещаясь к вершине конуса, разгружаются через насадку. Зёрна с меньшей массой попадают во внутренний поток и выносятся через сливное отверстие.

Преимущества гидроциклона перед спиральным классификатором:

- 1) Меньше занимаемая площадь производственного корпуса;
- 2) Выше производительность;
- 3) Нет движущихся частей;
- 4) Дает более тонкий слив;
- 5) Более легкий пуск и остановка.

Недостатки:

- 1) Необходимость насоса для подъема пульпы;
- 2) Расход электроэнергии больше;
- 3) Большой износ сливных насадок.

Гидроциклон обязательно футеруется резиной, каменным литьем, полиуританом

Факторы, влияющие на работу гидроциклона:

- 1) Диаметр гидроциклона определяет производительность и крупность слива.
- 2) С увеличением диаметра производительность возрастает практически квадратично.
- 3) С уменьшением диаметра получается более тонкий слив.
- 4) Размер и форма питающего отверстия:

$$S_{пит} < S_{сл} + S_{песк}$$

- 5) Размер сливного патрубка:

$$d_{сл} = 1,2d_{пит}$$

- 6) Размер пескового отверстия:

$$d_{песк} = (0,15 - 0,8)d_{сл}$$

- 7) Высота цилиндрической зоны. Должна быть большой, чтобы обеспечить равномерный вход питания в конечную часть гидроциклона.

Принцип выбора гидроциклона:

На каждую мельницу должен устанавливаться минимум один рабочий гидроциклон. Запасная установка резервных гидроциклонов: если установлен 1,2,3 рабочих, то принимаются 100% запас; если больше, то 50%. Каждый гидроциклон должен работать со своим песковым насосом. В случае, если установлена батарея число насосов отличается от количества гидроциклонов. Запас насосов такой же как и на гидроциклон.

2.4 Расчет схемы дробления с выбором оборудования

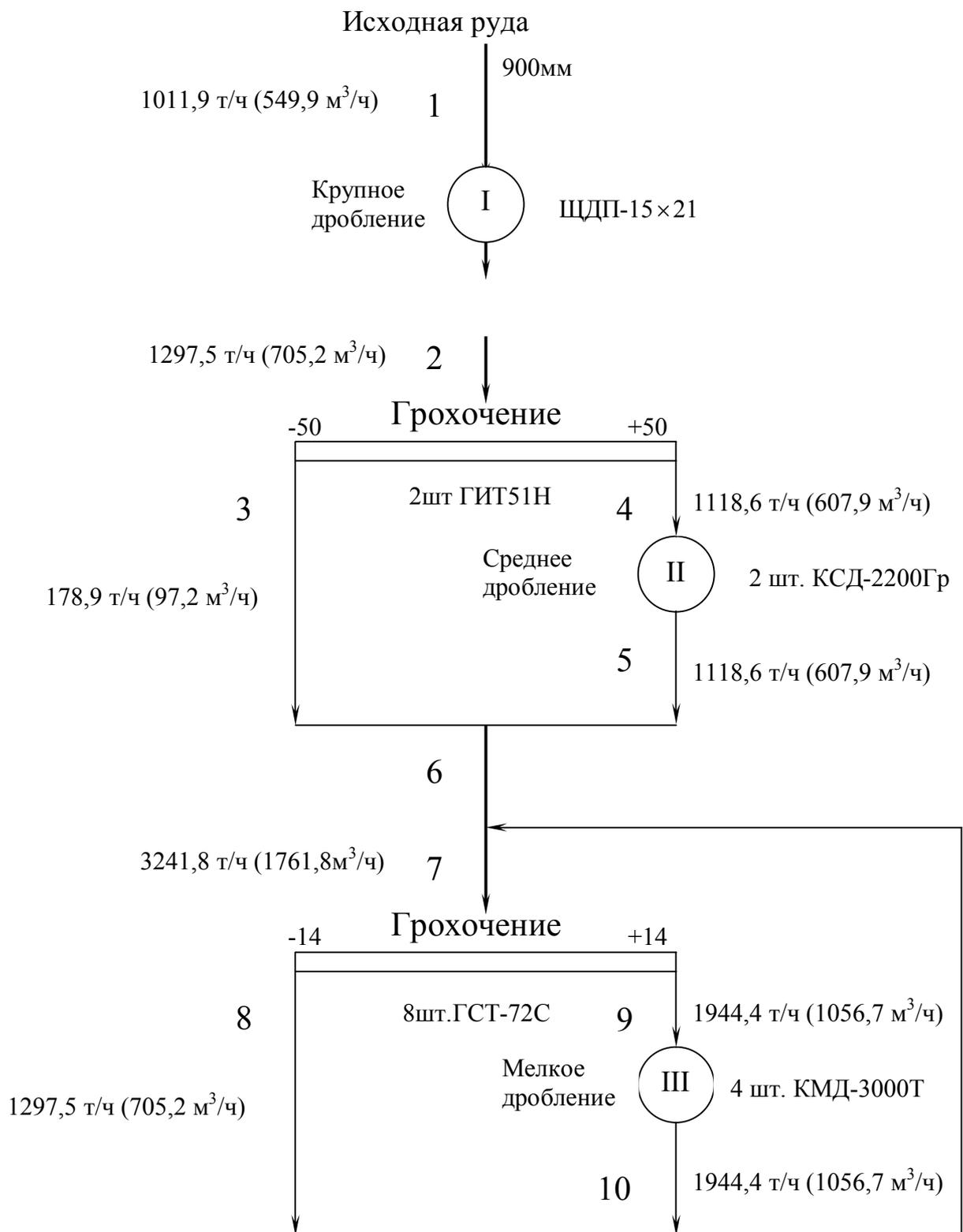


Рис. 2.1 Схема дробления

1. Определение общей степени дробления:

$$S_{\text{общ}} = \frac{D_{\text{max}}}{d_{\text{max}}} = \frac{D_2}{D_8} = \frac{900}{14} = 64$$

1. Выбор степени дробления в отдельных стадиях дробления:

$$S_{\text{общ}} = S_1 \cdot S_{11} \cdot S_{111};$$

$$S_{\text{ср.}} = \sqrt[3]{S_{\text{общ}}} = 4$$

$$S_1 = 3,1$$

$$S_{11} = 4,4$$

$$S_{111} = 4,7$$

2. Определение условной максимальной крупности продуктов после отдельных стадий дробления:

$$D_2 = \frac{D_1}{S_1} = \frac{900}{3,1} = 290 \text{ мм};$$

$$D_5 = \frac{d_2}{S_{11}} = \frac{290}{4,4} = 66 \text{ мм};$$

$$D_8 = \frac{d_5}{S_{111}} = \frac{66}{4,7} = 14 \text{ мм};$$

3. Определение ширины загрузочного отверстия:

$$B_1 = \frac{D_1}{0,85 \div 0,9} = \frac{900}{0,85} = 1059 \text{ мм};$$

$$B_4 = \frac{D_2}{0,85 \div 0,9} = \frac{290}{0,85} = 341 \text{ мм};$$

$$B_9 = \frac{D_5}{0,85 \div 0,9} = \frac{66}{0,85} = 78 \text{ мм};$$

4. Определение ширины разгрузочного отверстия:

$$i_2 = \frac{D_2}{z} = \frac{290}{1,5} = 193 \approx 190 \text{ мм},$$

$$i_5 = \frac{D_5}{z} = \frac{66}{2} = 33 \approx 30 \text{ мм},$$

$$i_{10} = \frac{D_8}{z} = \frac{14}{2,8} = 5 \text{ мм},$$

Пересчет максимальной крупности продуктов после отдельных стадий дробления

$$d_2 = i_1 \cdot z = 190 \cdot 1,5 = 285 \text{ мм}$$

$$d_5 = i_{II} \cdot z = 30 \cdot 2 = 60 \text{ мм}$$

$$d_8 = i_{III} \cdot z = 5 \cdot 2,8 = 14 \text{ мм}$$

5. Определяем производительность крупного дробления

$$Q_{\text{к.д.ч.}} = \frac{Q}{t_{\text{к}} \cdot K_B \cdot K_u} = \frac{6 \cdot 10^6}{8760 \cdot 0,71 \cdot 0,95} = 1011,9 \text{ м/ч}$$

6. Определяем производительность среднего и мелкого дробления

По общим условиям проектирования обогатительных фабрик после корпуса крупного дробления предусмотрен склад, поэтому режим работы корпусов среднего и мелкого дробления принимаем с выходными днями, то есть число рабочих дней в году 305, число смен в сутки 3, число рабочих часов в смену 7.

$$Q_{c.m.d.ч.} = \frac{Q}{t_k \cdot K_B \cdot K_u} = \frac{6 \cdot 10^6}{6405 \cdot 0,76 \cdot 0,95} = 1297,5 \text{ м/ч}$$

7. Предварительный выбор дробилок. Проверяем соответствие выбранной схемы дробления и степеней дроблений выпускаемому оборудованию. Определяем приблизительные значения масс продуктов поступающих на операции дробления, с учётом того, что руда твёрдая (Т)

$$\rho_n = \frac{\rho \cdot 1,6}{2,7} = \frac{3,1 \cdot 1,6}{2,7} = 1,84 \text{ м}^3/\text{м}^3$$

$$Q_1 = 1011,9 \text{ т/ч} \quad Q_1^{м^3/ч} = \frac{Q^{м^3/ч}}{\rho_n} = \frac{1011,9}{1,84} = 549,9 \text{ м}^3/\text{ч}$$

$$Q_4 = 0,8 \times 1297,5 = 1038,0 \text{ т/ч} \quad Q_2^{м^3/ч} = \frac{Q^{м^3/ч}}{\rho_n} = \frac{1038,0}{1,84} = 564,1 \text{ м}^3/\text{ч}$$

$$Q_9 = 1,7 \times 1297,5 = 2205,7 \text{ т/ч} \quad Q_3^{м^3/ч} = \frac{Q^{м^3/ч}}{\rho_n} = \frac{2205,7}{1,84} = 1198,7 \text{ м}^3/\text{ч}$$

Показатели	Стадии дробления		
	1	2	3
Крупность наибольших кусков в питании	900	286	60
Ширина разгрузочной щели	190	30	5
Производительность т/ч	1011,9	1038,0	2205,7
Производительность м ³ /ч	549,9	564,1	1198,7

Технологические характеристики выбранных дробилок.

Стадия дробления	Число дробилок	Тип и размер дробилок	Ширина приемного отверстия, мм	Ширина разгрузочного отверстия, мм	Производительность при запроектированных щелях
I	1	ЩДП 15×21	1500×2100	190	633,3
II	2	КСД-2200Гр	350	30-60	360
III	4	КМД-3000Г ¹	100	5-15	300

$$n = \frac{Q_i}{Q_{op}}$$

8. Выбираем размеры отверстий сит грохотов и эффективность грохочения по стадиям:

I стадия: грохочение не предусмотрено

II стадия:; $a_{II}=(1,5-1,8)$ $i_5=1,7 \cdot 30 \approx 50 \text{ мм}$ $E_{II} = 80\%$

III стадия: $a_{III}=(2,5-3,0)$ $i_{10}=3 \cdot 5=14 \text{ мм}$; $E_{III} = 85\%$

9. Уточненный расчет схемы дробления:

I стадия:

$$Q_1 = 1011,9 \text{ т/ч} = 549,9 \text{ м}^3/\text{ч}$$

II стадия:

¹ См. приложение 2.

Определяем Q_3 по формуле:

$$Q_3 = Q_2 \cdot \beta^{-a_2} \cdot E^{-a_2} = Q_2 \cdot \beta^{-50_2} \cdot E^{-50_2} = 1297,5 \times 0,17 \times 0,8 \approx 178,9 \text{ т/ч} = 97,2 \text{ м}^3/\text{ч}$$

$$\beta^{-50_2} = \beta^{-50_1} + \beta_1^{+190} \cdot b_{кр.др}^{-50} = (1 - 0,96) + 0,785 \cdot (1 - 0,834) \approx 0,17$$

$$Q_4 = Q_5 = Q_2 - Q_3 = 1297,5 - 178,9 = 1118,6 \text{ т/ч} = 607,9 \text{ м}^3/\text{ч};$$

III стадия:

$$Q_6 = Q_2 = 1297,5 \text{ т/ч},$$

$$Q_7 = Q_6 \cdot \left(\frac{1}{E^{-a_{III}}} + \frac{\beta_6^{+a_{III}}}{b_{VI}^{-a_{III}}} \right) = Q_2 \cdot \left(\frac{1}{E^{-14}} + \frac{\beta_6^{+14}}{b_{VI}^{-14}} \right) = 1297,5 \cdot \left(\frac{1}{0,85} + \frac{0,73}{0,553} \right) = 3241,8 \text{ т/ч},$$

$$\text{где } \beta_6^{+14} = 1 - \beta_6^{-14} = 1 - 0,27 = 0,73;$$

$$\beta_2^{-14} = \beta_1^{-14} + \beta_1^{+190} \cdot b_{кр.др}^{-14} = (1 - 0,988) + 0,785 \cdot (1 - 0,961) = 0,04$$

$$\beta_6^{-14} = \beta_2^{-14} + \beta_2^{+30} \cdot b_{ср.др.}^{-14} = 0,04 + 0,916 \cdot 0,247 = 0,27$$

b_{VI}^{-a} - содержание класса -14 в разгрузке дробилки мелкого дробления.

$$Q_8 = Q_2 = 1297,5 \text{ т/ч};$$

$$Q_9 = Q_{10} = Q_7 - Q_8 = 3241,8 - 1297,5 = 1944,4 \text{ т/ч} = 1056,7 \text{ м}^3/\text{ч}$$

$$C = \frac{Q_7 - Q_2}{Q_2} = \frac{3241,8 - 1297,5}{1297,5} = 1,50;$$

10. Окончательный выбор дробилок:

$$Q_{др} = Q_{др}^{кам} \cdot K_{др} \cdot K_{кр} \cdot K_{пл} \cdot K_{вл},$$

где $K_{др}$ - коэффициент, учитывающий крепость руды ($K_{др} \approx 1$);

$K_{кр}$ - коэффициент, учитывающий крупность руды ($K_{кр} = 1$);

$K_{пл}$ - коэффициент, учитывающий плотность руды;

$$K_{пл} = \frac{\rho_n}{1,6} = \frac{1,84}{1,6} = 1,15$$

$K_{вл}$ - коэффициент, учитывающий влажность руды ($K_{вл} = 1$).

1) I стадия дробления:

$$Q_{др} = 633,3 \cdot 1 \cdot 1 \cdot 1,15 \cdot 1 = 728,3 \text{ м}^3/\text{ч};$$

2) II стадия дробления:

$$Q_{др} = 360 \cdot 1 \cdot 1 \cdot 1,15 \cdot 1 = 414,0 \text{ м}^3/\text{ч};$$

3) III стадия дробления:

$$Q_{др} = 300 \cdot 1 \cdot 1,15 \cdot 1 \cdot 1 = 345,0 \text{ м}^3/\text{ч};$$

12. Определение коэффициента загрузки:

$$K_{загр} = \frac{Q_{необх}}{n \cdot Q_{др}}$$

1) I стадия дробления:

$$K_{загр} = \frac{549,9}{728,3} = 0,76;$$

2) II стадия дробления:

$$K_{загр} = \frac{607,9}{2 \cdot 414} = 0,73;$$

3) III стадия дробления:

$$K_{\text{загр}} = \frac{1056,7}{4 \cdot 345} = 0,76;$$

Таблица технических характеристик

Параметры	ЩДП 15×21	КСД 2200Гр	КМД 3000Т*
Диаметр основания дробящего конуса, мм	-	2200	2200
Ширина приемного отверстия, мм	1300	350	100
Номинальная ширина выходной щели в фазе раскрытия профилей, мм	190	30-60	5
Наибольший размер кусков исходного материала, мм	1300	300	75
Производительность при номинальной ширине выходной щели	633,3	360-610	300
Мощность электродвигателя, кВт	250	250	400
Масса дробилки, т	208	85	225

2.5 Выбор и расчет грохотов

1) Необходимо рассчитать потребную площадь грохочения:

II стадия дробления:

$$F = \frac{Q}{q \cdot \delta_n \cdot k \cdot l \cdot m \cdot n \cdot o \cdot p} \quad [M^2],$$

где q - удельная производительность грохочения, $[M^3 / ч \cdot M^2]$

$$q = 42 \frac{M^3}{ч} \text{ при отверстии сита } 50 \text{ мм};$$

δ_n - насыпной вес

$$\delta_n = 1,84 \frac{т}{M^3};$$

k - коэффициент, зависящий от содержания в исходном материале зерен размером меньше половины отверстий сита $\beta^{-a/2}$:

$$k = 0,49 \text{ при } \beta^{-a/2} = \beta_2^{-25} = \frac{1}{2} \beta_5^{-50} \approx 9\%;$$

l - коэффициент, зависящий от содержания в исходном материале зерен размером больше размера отверстий сита β^{+a} :

$$l = 2,41 \text{ при } \beta^{+a} = \beta_2^{+50} = 1 - \beta_2^{-50} = 83\%;$$

m - коэффициент, зависящий от эффективности грохочения E :

$$m = 1,35 \text{ при } E=0,8;$$

n - зависит от формы зерен материала: $n = 1$;

o - от влажности: $o=0,95$;

p - от способа грохочения: $p=1$;

$$F = \frac{1297,5}{42 \cdot 1,84 \cdot 0,49 \cdot 2,41 \cdot 1,35 \cdot 1 \cdot 0,95 \cdot 1} = 11,1 \text{ } M^2;$$

III стадия дробления:

$$F = \frac{3241,8}{22,8 \cdot 1,84 \cdot 0,68 \cdot 1,22 \cdot 1,175 \cdot 1 \cdot 1 \cdot 1} = 79,3 \text{ м}^2,$$

где $q = 22,8 \frac{\text{м}^3}{\text{ч}}$ при отверстии сита 14 мм;

$$k = 0,68 \text{ при } \beta_7^{-7} = \frac{1}{2} \beta_7^{-14} = 24\%;$$

$$l = 1,22 \text{ при } \beta_7^{+14} = 1 - \beta_7^{-14} = 53\%;$$

$$m = 1,175 \text{ при } E = 85\%;$$

2) Выбираем грохоты по таблице:

$$\text{Количество грохотов } n = \frac{F_{\text{необх}}}{F_{\text{гр}}};$$

II стадия:

$$F_{\text{гр}} = \frac{11,1}{2} = 5,55 \text{ м}^2;$$

Выбираем 2 грохот ГИТ51Н.

III стадия:

$$F_{\text{гр}} = \frac{79,3}{8} = 9,9 \text{ м}^2; (\text{Ставим по два грохота на дробилку})$$

Выбираем 8 грохотов ГСТ-72С.

3) Проверка вибрационных грохотов по толщине слоя надрешетного материала.

$$h = \frac{P^{(m/c)}}{3,6 \cdot \delta_n \cdot B \cdot g_m},$$

где P-масса надрешетного продукта на 1-м грохоте;

g_m - скорость движения материала в $\frac{\text{м}}{\text{с}}$;

II стадия:

$$h = \frac{1118,6/2}{3,6 \cdot 1,84 \cdot (1,75 - 0,15) \cdot 0,57} = 92,6 \text{ мм} < 4a_{II} = 200 \text{ мм}, \text{ выбранный грохот ГИТ 51Н}$$

подходит.

III стадия:

$$h = \frac{1944,4/8}{3,6 \cdot 1,84 \cdot (2,5 - 0,15) \cdot 0,3} = 52,0 \text{ мм} < 4a_{III} = 56 \text{ мм}, \text{ выбранный грохот ГСТ 72С подходит.}$$

Расчет мельниц для первой стадии измельчения

Варианты установки мельниц для первой стадии измельчения

Параметры	МШР- 3600×5000	МШР- 4000×5000	МШР- 4500×5000
Внутренние размеры барабана (без футеровки), мм: диаметр длина	3600 5000	4000 5000	4500 5000
Номинальный объем барабана, м ³	45	55	71
Мощность электродвигателя, кВт	1250	2000	2500
Масса без двигателя и шаров, т	166	258	290

2.6 Выбор и расчет схемы измельчения

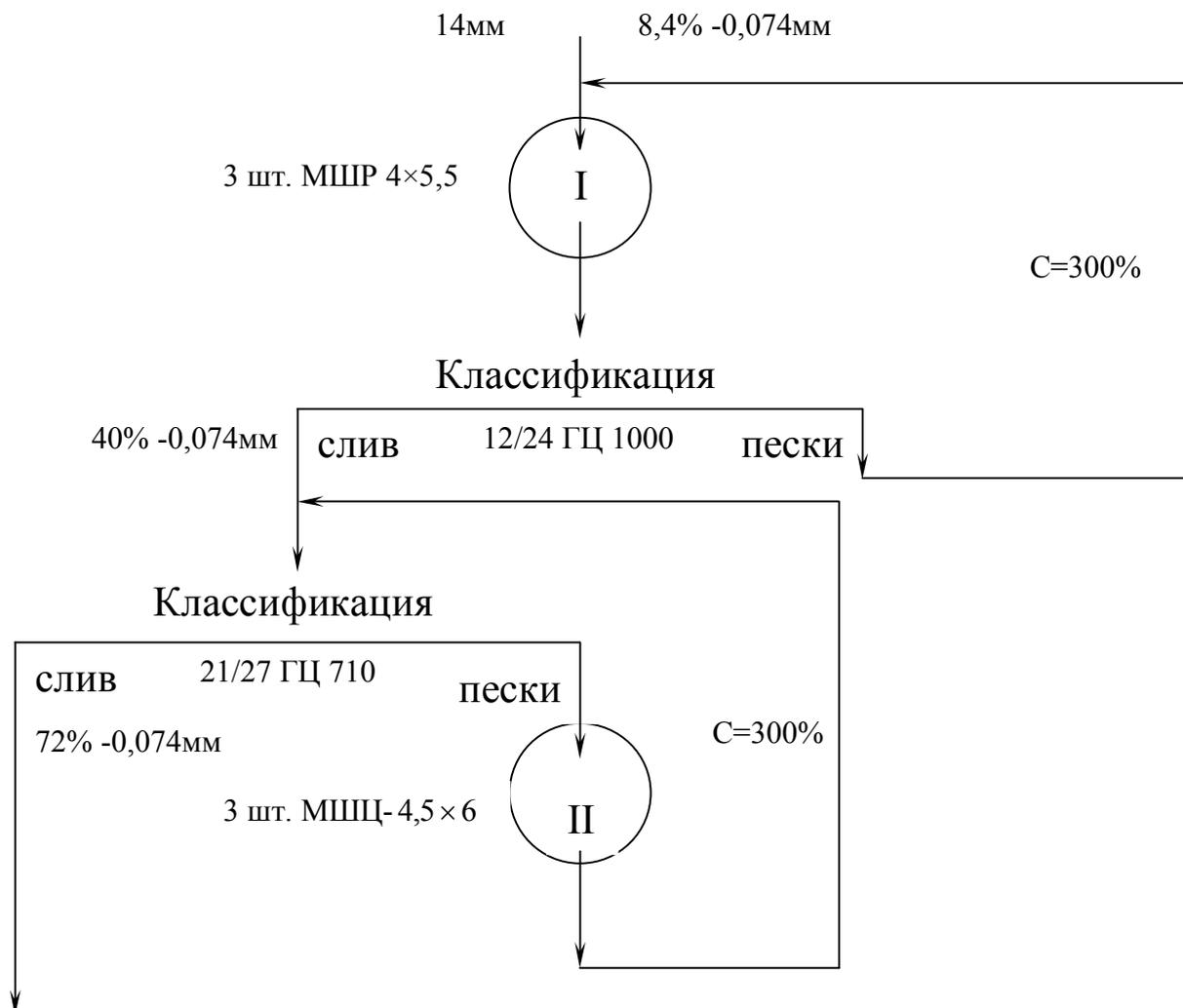


Рис. 2.2 Схема измельчения

1. Определяем удельную производительность по вновь образованному классу $-0,074$ мм.:

$$q_{эм} = \frac{Q_{эм} \cdot (\beta_{кон}^{-0,074} - \beta_{исх}^{-0,074}) \cdot 4}{n \cdot \pi \cdot (D - 2t)^2 \cdot L} = 1,17 \text{ м/ч} \cdot \text{м}^3,$$

t-толщина футеровки: $t = 0.15$ м;

$\beta_{исх}^{-0,074} = 8,4\%$ для крупности руды, поступающей на измельчение, 14 мм;

$\beta_{кон}^{-0,074} = 40\%$ для крупности руды после I стадии измельчения;

2. Определяем значение коэффициента K_K :

$$K_K = \frac{m_2}{m_1} = 1,$$

где m_2 - относительная производительность мельницы на проектируемой фабрике

$$m_2^{10} = 1,02;$$

$$m_2^{20} = 0,89$$

$$m_2^{14} = 0,94$$

m_1 : относительная производительность мельницы на эталонной фабрике:

$$m_1 = 0,94;$$

3. Определяем значение коэффициентов K_D и K_L для сравниваемых мельниц:

$$K_D = \sqrt{\frac{D_{np} - 2 \cdot 0,15}{D_{эм} - 2 \cdot 0,15}}$$

где D_{np} и $D_{эм}$ - соответствуют номинальные диаметры барабанов проектируемой к установке и эталонной мельниц.

1) МШР-3,6×5

$$K_D = \sqrt{\frac{3,6 - 0,15}{3,6 - 0,15}} = 1;$$

2) МШР-4×5

$$K_D = \sqrt{\frac{4 - 0,15}{3,6 - 0,15}} = 1,056;$$

3) МШР-4,5×5

$$K_D = \sqrt{\frac{4,5 - 0,15}{3,6 - 0,15}} = 1,123;$$

K_L -коэффициент, учитывающий разницу в длине мельниц:

$$K_L = \left(\frac{L_{эм}}{L_{np}}\right)^{0,15}, \text{ где } L_{эм} \text{ и } L_{np} - \text{соответствуют номинальные длины барабанов проектируемой}$$

к установке и эталонной мельниц.

1) МШР-3,6×5

$$K_L = \left(\frac{5}{5}\right)^{0,15} = 1;$$

2) МШР-4×5

$$K_L = \left(\frac{5}{5}\right)^{0,15} = 1;$$

3) МШР-4,5×5

$$K_L = \left(\frac{5}{5}\right)^{0,15} = 1;$$

4. Определяем значение коэффициента K_T . Так как на действующей обогатительной фабрике работает мельница с разгрузкой через решетку, и на проектируемой фабрике предполагается установка того же типа мельниц, то $K_T = 1$.

5. Определяем производительность мельниц по вновь образованному классу -0,074 мм.

Удельная производительность проектируемой мельницы по вновь образованному расчетному классу определяется по формуле:

$$q_{np} = q_{эм} K_H K_K K_D K_T K_L K_\psi K_\phi$$

где q_{np} - Удельная производительность проектируемой мельницы по вновь образуемому расчетному классу

$q_{эм}$ - Удельная производительность рабочей мельницы по тому же классу

$K_{II}=1$ - Коэффициент, учитывающий различие в измельчаемости руды, проектируемой к переработке и перерабатываемой руды

$K_{кр}$ - Коэффициент, учитывающий различие в крупности исходного и конечного продуктов измельчения на действующей и на проектируемой обогатительных фабриках.

K_D - Коэффициент, учитывающий различие в диаметрах барабана и работающей мельниц

$K_T=1$ - Коэффициент, учитывающий различие в типе проектируемой и работающей мельниц

$K_\phi=1$ - коэффициент, учитывающий разницу в заполнении мельницы шарами;

$K_\psi=1$ - коэффициент, учитывающий разницу в скорости вращения.

1) МШР-3,6×5

$$q_{np} = 1,17 \cdot 1 \cdot 1 \cdot 1 \cdot 1 \cdot 1 \cdot 1 = 1,17 \text{ м/м}^3 \cdot \text{ч};$$

2) МШР-4×5

$$q_{np} = 1,17 \cdot 1 \cdot 1 \cdot 1,056 \cdot 1 \cdot 1 \cdot 1 = 1,24 \text{ м/м}^3 \cdot \text{ч};$$

3) МШР-3.6×5

$$q_{np} = 1,17 \cdot 1 \cdot 1 \cdot 1,123 \cdot 1 \cdot 1 \cdot 1 = 1,31 \text{ м/м}^3 \cdot \text{ч};$$

6. Определим необходимую производительность мельниц по руде

$$Q_m = \frac{V_{раб} \cdot q_n}{\beta_k - \beta_u}, \text{ т/ч, где}$$

Q_m ^{т/ч} - производительность проектируемой фабрики;

$V_{раб}$ - рабочий объем проектируемой мельницы;

$\beta_{исх}^{-0,074} = 8,4\%$ для крупности руды, поступающей на измельчение;

$\beta_{кон}^{-0,074} = 40\%$ для крупности руды после II стадии измельчения;

1) МШР-3.6×5

$$Q_m = \frac{1,17 \cdot 45}{(0,40 - 0,084)} = 166,6 \text{ т/ч};$$

2) МШР-4×5

$$Q_m = \frac{1,24 \cdot 55}{(0,40 - 0,084)} = 215,8 \text{ т/ч};$$

3) МШР-4,5×5

$$Q_m = \frac{1,31 \cdot 71}{(0,40 - 0,084)} = 294,3 \text{ т/ч};$$

7. Определим необходимое количество мельниц:

$$n = \frac{Q_{изм}}{Q_m}$$

$$Q_{изм} = \frac{Q}{t_k \cdot 0,95 \cdot K_B \cdot K_u} = \frac{6000000}{8760 \cdot 0,95 \cdot 0,9 \cdot 0,95} = 843,2 \text{ т/ч}$$

K_u - коэффициент неравномерности подачи руды;

K_B - коэффициент использования оборудования; $K_B \cdot 0,95 = 0,9 \cdot 0,95$;
 0,9 – т. к. две стадии измельчения; 0,9500 – твёрдая руда;

1) МШР-3,6×5

$$n_1 = \frac{843,2}{166,6} = 5,1; n_1 = 6;$$

2) МШР-4×5

$$n_2 = \frac{843,2}{215,8} = 3,9; n_2 = 4;$$

3) МШР-4,5×5

$$n_3 = \frac{843,2}{294,3} = 2,9; n_3 = 3;$$

10. Таблица выбора мельниц.

Типоразмер	Количество мельниц	Суммарная масса, т	Суммарная мощность, кВт	K_3
МШР-3,6×5	6	996	7500	5,1/6=0,85
МШР-4×5	4	1032	8000	3,9/4=0,98
МШР-4,5×5	3	870	7500	2,9/3=0,97

Выбираем на I стадии измельчения 3 мельниц МШР-4,5×5

Расчет мельниц для второй стадии измельчения
 Варианты установки мельниц для второй стадии измельчения

Параметры	МШЦ 3600×5500	МШЦ 4000×5500	МШЦ- 4500×6000
Внутренние размеры барабана (без футеровки), мм: диаметр длина	3600 5500	4000 5500	4500 6000
Рабочий объем барабана, м ³	49	60	82
Мощность электродвигателя, кВт	1250	2000	2500
Масса без двигателя и шаров, т	161	250	310

1. Определяем производительность мельниц по вновь образованному классу –0,074 мм.

$$q_{np} = q_{эм} K_{II} K_K K_D K_T K_L K_{\psi} K_{\varphi},$$

где q_{np} - удельная производительность проектируемой мельницы по вновь образуемому расчетному классу

$q_{эм} = 1,01 \frac{m}{M^3 \cdot ч}$ - удельная производительность рабочей мельницы по тому же классу

$K_{II} = 1$ - коэффициент, учитывающий различие в измельчаемости руды, проектируемой к переработке и перерабатываемой руды

$K_{кр}$ - коэффициент, учитывающий различие в крупности исходного и конечного продуктов измельчения на действующей и на проектируемой обогатительных фабриках.

Определяем значение коэффициента $K_{кр}$:

$$K_{кр} = \frac{m_2}{m_1} = \frac{0,91}{0,92} = 0,99,$$

где m_1 - относительная производительность мельницы на эталонной фабрике:

$$m_1^{10} = 1 - \frac{(70 - 60)}{(72 - 60)} \cdot (1 - 0,93) = 0,942$$

$$m_1^{20} = 0,92 - \frac{(70 - 60)}{(72 - 60)} \cdot (0,92 - 0,88) = 0,887$$

$$m_1^{14} = 0,942 - \frac{(14 - 10)}{(20 - 10)} \cdot (0,942 - 0,887) = 0,920$$

m_2 - относительная производительность на проектируемой фабрике:

$$m_2^{14} = 0,93 - \frac{(14 - 10)}{(20 - 10)} \cdot (0,93 - 0,88) = 0,91$$

K_D - коэффициент, учитывающий различие в диаметрах барабана и работающей мельниц

$$K_D = \sqrt{\frac{D_{np} - 0,15}{D_{эм} - 0,15}},$$

где D_{np} и $D_{эм}$ - соответствуют номинальные диаметры барабанов проектируемой к установке и эталонной мельниц.

1) МШЦ-3,6×5,5

$$K_D = \sqrt{\frac{3,6 - 0,15}{3,6 - 0,15}} = 1;$$

2) МШЦ-4×5,5

$$K_D = \sqrt{\frac{4 - 0,15}{3,6 - 0,15}} = 1,06;$$

3) МШЦ-4,5×6

$$K_D = \sqrt{\frac{4,5 - 0,15}{3,6 - 0,15}} = 1,22;$$

K_T - коэффициент, учитывающий различие в типе проектируемой и работающей мельниц.

Так как на действующей обогатительной фабрике работает мельница с центральной разгрузкой и на проектируемой фабрике предполагается установка того же типа мельниц, то $K_T = 1$.

K_L - коэффициент, учитывающий разницу в длине мельниц:

$$K_L = \left(\frac{L_{эм}}{L_{np}} \right)^{0,15},$$

где $L_{эм}$ и L_{np} - соответствуют номинальные длины барабанов проектируемой к установке и эталонной мельниц.

1) МШЦ-3,6×5,5

$$K_L = \left(\frac{5,5}{5,5} \right)^{0,15} = 1;$$

2) МШЦ-4×5,5

$$K_L = \left(\frac{5,5}{5,5} \right)^{0,15} = 1;$$

3) МШЦ-4,5×6

$$K_L = \left(\frac{5,5}{6}\right)^{0,15} = 0,99;$$

$K_\phi = 1$ - коэффициент, учитывающий разницу в заполнении мельницы шарами;

$K_\psi = 1$ - коэффициент, учитывающий разницу в скорости вращения.

Итак, производительность проектируемой мельницы по вновь образуемому расчетному классу равна:

1) МШЦ- 3,6 × 5,5

$$q_{np} = 1,01 \cdot 1 \cdot 0,99 \cdot 1 \cdot 1 \cdot 1 \cdot 1 \cdot 1 = 1,00 \text{ м}^3/\text{ч};$$

2) МШЦ- 4 × 5,5

$$q_{np} = 1,01 \cdot 1 \cdot 0,99 \cdot 1,06 \cdot 1 \cdot 1 \cdot 1 \cdot 1 = 1,06 \text{ м}^3/\text{ч};$$

3) МШЦ- 4,5 × 6

$$q_{np} = 1,01 \cdot 1 \cdot 0,99 \cdot 1,22 \cdot 1 \cdot 0,99 \cdot 1 \cdot 1 = 1,21 \text{ м}^3/\text{ч};$$

2. Определим необходимую производительность мельниц по руде

$$Q_M = \frac{V_{раб} \cdot q_n}{\beta_k - \beta_u}, \text{ м}^3/\text{ч}, \text{ где}$$

Q_M - производительность проектируемой фабрики;

$V_{раб}$ - рабочий объем проектируемой мельницы;

$\beta_{исх}^{-0,074} = 40\%$ для крупности руды, поступающей на измельчение;

$\beta_{кон}^{-0,074} = 72\%$ для крупности руды после II стадии измельчения;

1) МШЦ- 3,6 × 5,5

$$Q_M = \frac{49 \cdot 1,00}{0,72 - 0,4} = 153,1 \text{ т/ч};$$

2) МШЦ- 4 × 5,5

$$Q_M = \frac{60 \cdot 1,06}{0,72 - 0,4} = 198,8 \text{ т/ч};$$

3) МШЦ- 4,5 × 6

$$Q_M = \frac{82 \cdot 1,21}{0,72 - 0,4} = 310,1 \text{ т/ч};$$

3. Определим необходимое количество мельниц:

$$n = \frac{Q_{изм}}{Q_M}$$

$$Q_{изм} = \frac{Q}{t_k \cdot 0,95 \cdot K_B \cdot K_u} = \frac{6000000}{8760 \cdot 0,95 \cdot 0,9 \cdot 0,95} = 843,2 \text{ т/ч, где}$$

K_u - коэффициент неравномерности подачи руды;

K_B - коэффициент использования оборудования; $K_B \cdot 0,95 = 0,9 \cdot 0,95$;
0,9 – т. к. две стадии измельчения; 0,9500 – твёрдая руда;

1) МШЦ- 3,6 × 5,5

$$n_1 = \frac{843,2}{153,1} = 5,5; \quad n_1 = 6;$$

2) МШЦ- 4×5,5

$$n_2 = \frac{843,2}{198,8} = 4,2; n_2 = 5;$$

3) МШЦ- 4,5×6

$$n_3 = \frac{843,2}{310,1} = 2,7; n_3 = 3;$$

3. Таблица выбора мельниц.

Типоразмер	Количество мельниц	Суммарная масса, т	Суммарная мощность, кВт	K_3
МШЦ- 3,6×5,5	6	966	7500	$5,5/6=0,91$
МШЦ- 4×5,5	5	1250	10000	$4,2/5=0,84$
МШЦ- 4,5×6	3	930	7500	$2,7/3=0,9$

Выбираем на II стадии измельчения 3 мельниц МШЦ- 4,5×6

Расчёт водно-шламовой схемы

Производительность Q, т/ч	843,2
Влажность дробленой руды, %	5
Плотность исходной руды, т/м ³	3,1
Плотность пульпы I стадии измельчения, % тв.	65
Плотность песков I классификации, % тв.	60
Плотность песков II классификации, % тв.	55
Плотность слива I классификации, % тв.	36
Плотность слива II классификации, % тв.	25
Циркулирующая нагрузка I стадия измельчения, %	300
Циркулирующая нагрузка II стадия измельчения, %	300

Формулы для расчёта водно-шламовой схемы

$$R = \frac{Ж}{T} = \frac{100 - \%тв.}{\%тв.} - \text{разжижение.}$$

$$W = Q \cdot R - \text{объём воды.}$$

$$V = Q \cdot R + \frac{Q}{\rho_{руды}} = Q \left(R + \frac{1}{\rho_{руды}} \right) - \text{объём пульпы.}$$

Водно-шламовая схема двухстадиального измельчения с поверочной классификацией в первой стадии и совмещенной предварительной и поверочной классификацией во второй стадии.

Операция / продукт	Выход		R	% тв.	W, м3/ч	V, м3/ч
	%	т/ч				
I стадия измельчения						
<i>поступает:</i>						
исходная руда	100,00	843,20	0,05	95,00	44,38	316,38
пески I классификации	300,00	2529,60	0,67	60,00	1686,40	2502,40
вода					85,34	85,34
ИТОГО	400,00	3372,80	0,54	65,00	1816,12	2904,12
<i>выходит:</i>						
разгрузка мельницы I стадии	400,00	3372,80	0,54	65,00	1816,12	2904,12
ИТОГО	400,00	3372,80	0,54	65,00	1816,12	2904,12
I классификация						
<i>поступает:</i>						
разгрузка мельницы I стадии	400,00	3372,80	0,54	65,00	1816,12	2904,12
вода					1369,30	1369,30
ИТОГО	400,00	3372,80	0,94	51,43	3185,42	4273,42
<i>выходит:</i>						
слив I классификации	100,00	843,20	1,78	36,00	1499,02	1771,02
пески I классификации	300,00	2529,60	0,67	60,00	1686,40	2502,40
ИТОГО	400,00	3372,80	0,94	51,43	3185,42	4273,42
II классификация						
<i>поступает:</i>						
слив I классификации	100,00	843,20	1,78	36,00	1499,02	1771,02
разгрузка мельницы II стадии	300,00	2529,60	0,82	55,00	2069,67	2885,67
вода					1030,58	1030,58
ИТОГО	400,00	3372,80	1,36	42,31	4599,27	5687,27
<i>выходит:</i>						
слив II классификации	100,00	843,20	3,00	25,00	2529,60	2801,60
пески II классификации	300,00	2529,60	0,82	55,00	2069,67	2885,67
ИТОГО	400,00	3372,80	1,36	42,31	4599,27	5687,27
II стадия измельчения						
<i>поступает:</i>						
пески II классификации	300,00	2529,60	0,82	55,00	2069,67	2885,67
ИТОГО	300,00	2529,60	0,82	55,00	2069,67	2885,67
<i>выходит:</i>						
разгрузка мельницы II стадии	300,00	2529,60	0,82	55,00	2069,67	2885,67
ИТОГО	300,00	2529,60	0,82	55,00	2069,67	2885,67

2.7 Расчёт гидроциклонов

I стадия измельчения.

1. Циркулирующая нагрузка $C=300\%$.

2. Частный выход слива $\gamma_c = \frac{1}{1+C} = \frac{1}{1+3} = 0,25$

4) Задаёмся данными:

Влажность дроблёной руды: 5%

Плотность песков I классификации: 60% тв.

Плотность слива I классификации: 36% тв.

4. Определяем номинальную крупность слива: $d_n = 430 \text{ мкм}$

5. Определяем размер класса, который будет распределяться по продуктам классификации так же, как вода.

$$d = 0,15d_n = 64,5 \text{ мкм} .$$

Подбираем размеры гидроциклонов для сравнения. Возьмём предварительно ГЦ-710, ГЦ-1000.

6. Определяем производительность гидроциклонов по исходной пульпе.

$$Q = 3 \cdot K_\alpha \cdot K_D \cdot d_{\text{нум}} \cdot d_{\text{сл}} \cdot \sqrt{P_0}, \text{ м}^3/\text{ч} ,$$

где $K_\alpha = 1$ при $\alpha = 20^\circ$;

$$K_D = 0,8 + \frac{1,2}{1 + 0,1D} ;$$

$$P_0 = 0,1 \text{ МПа} .$$

1) ГЦ-710

$$Q = 3 \cdot 1 \cdot \left(0,8 + \frac{1,2}{1 + 0,1 \cdot 71} \right) \cdot 15 \cdot 20 \cdot \sqrt{0,1} = 269,8 \text{ м}^3/\text{ч} ;$$

2) ГЦ-1000

$$Q = 3 \cdot 1 \cdot \left(0,8 + \frac{1,2}{1 + 0,1 \cdot 100} \right) \cdot 21 \cdot 25 \cdot \sqrt{0,1} = 452,8 \text{ м}^3/\text{ч} .$$

7. Определяем количество гидроциклонов $n = \frac{V}{Q}$, шт., где V – объём пульпы, поступающей на I классификацию; Q – производительность гидроциклона.

1) ГЦ-710

$$n = \frac{4273,42}{269,8} = 15,8 ;$$

2) ГЦ-1000

$$n = \frac{4273,42}{452,8} = 9,4 .$$

Берём к установке 12 гидроциклонов ГЦ-1000 по 4 рабочих и по 4 запасных на каждую мельницу.

8 Определяем удельную производительность ГЦ-1000 (нагрузку гидроциклона по пескам).

$$\text{Необходимо: } q_n = 0,5-2,5 \frac{\text{т}}{\text{ч} \cdot \text{см}^2}$$

$$d_{\text{песк}} = 15 \text{ см};$$

$$S = \frac{\pi \cdot d^2}{4} = 176,62 \text{ см}^2;$$

$$q_n = \frac{Q_n}{n \cdot S} = \frac{2529,6}{12 \cdot 176,62} = 1,19 \frac{\text{м}}{\text{ч} \cdot \text{см}^2};$$

9 Определяем достаточное давление на входе в гидроциклон:

$$P_0 = \left(\frac{4273,42/12}{3 \cdot 1 \cdot 0,91 \cdot 21 \cdot 25} \right)^2 = 0,06 \approx 0,1 \text{ МПа}$$

10 Проверим номинальную крупность слива, которую может обеспечить выбранный гидроциклон.

$$d_n = 1,5 \sqrt{\frac{D \cdot d_{cl} \cdot \beta_{исх}^{m_6}}{\Delta \cdot K_D \cdot \sqrt{P_0} \cdot (\rho - \rho_0)}} = 1,5 \sqrt{\frac{100 \cdot 25 \cdot 51,43}{15 \cdot 0,91 \cdot \sqrt{0,1} \cdot (3,1 - 1)}} = 178,6 \text{ мкм}$$

Так как номинальная крупность слива меньше, чем необходимая, то есть заданная, то ГЦ-1000 обеспечит необходимую крупность слива.

II стадия измельчения.

1. Циркулирующая нагрузка $C=300\%$.

$$2. \text{ Частный выход слива } \gamma_c = \frac{1}{1+C} = \frac{1}{1+3} = 0,25$$

5) Задаёмся данными:

Влажность дроблёной руды: 5%

Плотность песков II классификации: 55% тв.

Плотность слива II классификации: 25% тв.

4. Определяем номинальную крупность слива: $d_n = 172 \text{ мкм}$

5. Определяем размер класса, который будет распределяться по продуктам классификации так же, как вода.

$$d = 0,15d_n = 26 \text{ мкм}.$$

Подбираем размер гидроциклона для сравнения (Разумов стр. 265, табл. 45). Выбираем предварительно ГЦ-710, ГЦ-500

6. Определяем производительность гидроциклонов по исходной пульпе.

$$Q = 3 \cdot K_\alpha \cdot K_D \cdot d_{num} \cdot d_{cl} \cdot \sqrt{P_0}, \text{ м}^3/\text{ч},$$

где $K_\alpha = 1,00$ при $\alpha = 20^\circ$;

$$K_D = 0,8 + \frac{1,2}{1 + 0,1D};$$

$$P_0 = 0,1 \text{ МПа}.$$

1) ГЦ-710

$$Q = 3 \cdot 1 \cdot \left(0,8 + \frac{1,2}{1 + 0,1 \cdot 71} \right) \cdot 15 \cdot 20 \cdot \sqrt{0,1} = 269,8 \text{ м}^3/\text{ч};$$

2) ГЦ-500

$$Q = 3 \cdot 1 \cdot \left(0,8 + \frac{1,2}{1 + 0,1 \cdot 50} \right) \cdot 13 \cdot 16 \cdot \sqrt{0,1} = 197,3 \text{ м}^3/\text{ч}.$$

8. Определяем количество гидроциклонов $n = \frac{V}{Q}$, шт., где V – объём пульпы, поступающей на II классификацию; Q – производительность гидроциклона.

1) ГЦ-710

$$n = \frac{5687,27}{269,8} = 21;$$

2) ГЦ-500

$$n = \frac{5687,27}{197,3} = 29.$$

Берём к установке 21 гидроциклонов ГЦ-710 по 7 рабочих и по 2 запасных на каждую мельницу.

9. Определяем удельную производительность ГЦ-710 (нагрузку гидроциклона по пескам).

$$\text{Необходимо: } q_n = 0,5-2,5 \frac{m}{ч \cdot см^2}$$

$$d_{неск} = 15 \text{ см};$$

$$S = \frac{\pi \cdot d^2}{4} = 176,62 \text{ см}^2;$$

$$q_n = \frac{Q_n}{n \cdot S} = \frac{2529,6}{21 \cdot 176,62} = 0,68 \frac{m}{ч \cdot см^2};$$

10. Определяем достаточное давление на входе в гидроциклон:

$$P_0 = \left(\frac{5687,27/21}{3 \cdot 1 \cdot 0,95 \cdot 15 \cdot 20} \right)^2 = 0,10 \text{ МПа}.$$

11. Проверяем номинальную крупность слива, которую может обеспечить выбранный гидроциклон.

$$d_n = 1,5 \sqrt{\frac{D \cdot d_{сл} \cdot \beta_{исх}^{ме}}{\Delta \cdot K_D \cdot \sqrt{P_0} (\rho - \rho_0)}} = 1,5 \sqrt{\frac{71 \cdot 20 \cdot 42,35}{15 \cdot 0,95 \cdot \sqrt{0,1} \cdot (3,1 - 1)}} = 119,6 \text{ мкм}$$

Так как номинальная крупность слива меньше, чем необходимая, то есть заданная, то ГЦ-710 обеспечит необходимую крупность слива.

Технические характеристики выбранных гидроциклонов

Типоразмер	ГЦ-1000	ГЦ-710
Параметры гидроциклона		
Диаметр гидроциклона D, мм	1000	710
Угол конусности α , градус	20	20
Номинальная крупность слива d_n , мкм (при $\rho = 1,7 \text{ г/см}^3$)	70-280	60-250
Эквивалентный диаметр питающего отверстия d_{nut} , см	21	15
Диаметр сливного отверстия d , см	25	20
Диаметр пескового отверстия Δ , см	7,5-25	4,8-20
Производительность при $P_0=0,1 \text{ МПа}$ V , м ³ /ч	360-900	200-460
Давление на входе, Па	0,1	0,1

3 БЕЗОПАСНОСТЬ ЖИЗНЕДЕЯТЕЛЬНОСТИ

3.1 Охрана труда и техника безопасности

Охрана труда представляет собой совокупность правовых, технических и санитарно-технических мероприятий, направленных на создание безопасных и здоровых условий работы трудящихся и проводимых в строго обязательном порядке на основе действующего законодательства. Составной частью охраны труда, кроме законодательных актов, является техника безопасности и производственная санитария. Техника безопасности представляет собой систему организационных, технических средств, предотвращающих воздействие на работающих опасных производственных факторов, которые приводят к несчастным случаям на производстве. Производственная санитария представляет собой систему организационных, гигиенических и санитарно-технических мероприятий и средств предотвращающих воздействие на работающих вредных производственных факторов, которые приводят к профессиональным заболеваниям.

3.1.1 Общие требования безопасности

Общие правила безопасности для обслуживающего персонала: рабочий должен помнить, что соблюдение норм технологического режима и инструкций по обслуживанию оборудования и аппаратов – основа техники безопасности и производства; каждый рабочий до начала работы должен удостовериться в безопасном состоянии рабочего места, проверить наличие и исправность предохранительных устройств, инструмента, механизмов и приспособлений, требующихся для работы; все рабочие проходят инструктаж и обучение по оказанию первой помощи пострадавшим при несчастных случаях, профессиональных отравлениях и поражениях электрическим током; передвижение рабочих допускается только по предусмотренным для этого проходам, лестницам и площадкам. Перелезание через трубы, желоба и прочие устройства не допускается; не допускается оставлять работающее оборудование без присмотра; выполнять работу необходимо в спецодежде и при необходимости с применением индивидуальных средств защиты; всё электрооборудование имеет заземление; операции с пусковыми устройствами электродвигателей, имеющих ручное управление проводится в диэлектрических перчатках. Для хранения материалов, запасных частей, инструмента, отходов производства предусмотрены специальные места, загромождение рабочих мест и проходов не допускается. Запрещается курение и приём пищи непосредственно на рабочем месте, а только в специально отведённых местах. Запрещается пить воду из технического или производственного водопровода. Питьевое водоснабжение обеспечено руководством фабрики из бачков или специальных фляг.

Проектом данной фабрики предусмотрены следующие мероприятия по технике безопасности:

1. Достаточное освещение производственных и вспомогательных зданий и помещений фабрики, а также освещение территорий, дорог и рабочих мест на открытых площадках фабрики в тёмное время суток.

2. Устройство ограждений у машин и приводов.

3. Соблюдение норм высоты помещений, проходов и галерей.

4. Минимальная ширина проходов, предназначенных для ремонта оборудования, определяется наибольшими поперечными размерами узлов и деталей с добавлением по 0,6 м на сторону.

5. Обеспечение прочности конструкций обслуживаемых площадок, мостиков, переходов, лесов и лестниц, обеспечение их перилами высотой не менее 1 м с перекладиной и сплошной обшивкой по низу перил на высоту 0,15 м.

6. Соблюдение норм расстояния между машинами и аппаратами и от стен до габаритов оборудования: минимальное расстояние на основных проходах не менее 1,5 м; при

рабочих проходах между машинами – не менее 1 м, между стеной и машинами не менее 0,7 м.

7. Устройство пылеулавливающих систем.
8. Вентиляцию и удаление вредных газов.
9. Выполнение правил устройства и эксплуатации грузоподъемных механизмов; сосудов работающих под давлением.
10. Выполнение правил устройства и безопасной эксплуатации трубопроводов пара и горячей воды.
11. Устройство предупредительной световой и звуковой сигнализации.
12. Своевременное обеспечение работающих спецодеждой и индивидуальными средствами защиты по установленным нормам.
13. Выдача нарядов на производство работ.
14. Своевременная подготовка и аттестация работников в области промышленной безопасности и охраны труда.
15. Обеспечение цехов фабрики средствами пожарной и охранно-пожарной сигнализации, а также установками, оборудованием и инвентарём пожаротушения.
16. Выполнение правил хранения и применения вредных химических веществ.

3.1.2 Пожарная безопасность

Отделение флотации относится к категории производства “В” пожароопасное и степени II – минимальные допустимые пределы огнестойкости несущих стен, лестничных клеток и колон составляет 2 часа, а также максимальные допустимые пределы распространения огня не допускается. Наибольшее расстояние при плотности людского потока 3-5 чел/м² составляет 100 метров, флотационное отделение соответствует этим нормам.

По нормам первичных средств пожаротушения принимаем 11 ручных огнетушителей типа ОУ-2, ОУ-5, ОУ-8, а также 45 пенных химических огнетушителей и 22 бочки с водой, вместимостью не менее 0,2 м³ каждая и 11 ведер. Предусмотрено пожарное водоснабжение, которое объединяется с хозяйственно питьевым водопроводом.

Основной задачей пожарно-профилактической работы на фабрике является проведение комплекса мероприятий, обеспечивающих пожарную безопасность. Повседневную пожарно-профилактическую работу проводят члены пожарно-технической комиссии, лица ответственные за пожарную безопасность.

Ответственность за соблюдение противопожарного режима, за правильное использование противопожарного оборудования и инвентаря, закреплённого за каждым рабочим местом, возлагается на рабочего. В период оформления на работу сотрудники проходят первичный противопожарный инструктаж о мерах противопожарной безопасности. Пожарный надзор осуществляется Государственным пожарным надзором.

Фабрика имеет телефонную связь с обслуживающей пожарной командой и коммутатором предприятия.

На площадках предприятия спроектирован противопожарный трубопровод. Пожарные гидранты размещаем вдоль дорог на расстоянии не более 150 м друг от друга, не ближе 5 м от стен здания и вблизи перекрёстков не далее 2 м от края проезжей части /.

Дороги производственного назначения пригодны для проезда пожарных автомобилей.

3.2 Безопасность жизнедеятельности в чрезвычайных ситуациях

В комплекс противопожарных мер входят предупреждение возникновения пожаров, ограничение распространения пожаров, создание условий для быстрой локализации и тушения пожаров.

По взрывопожарной и пожарной опасности помещения и здания подразделяются на пять категорий. Данное производство относится к категории "В4", так как присутствуют твердые трудногорючие вещества и материалы.

Здания и сооружения подразделяются по степеням огнестойкости. Степень огнестойкости зданий определяется минимальными пределами огнестойкости строительных конструкций и максимальными пределами распространения огня по этим конструкциям. Здание цеха обладает II степенью огнестойкости. Минимальные пределы огнестойкости основных строительных конструкций и сооружений представлены в таблице 3.1.

Таблица 3.1. – Минимальные пределы огнестойкости основных строительных конструкций

Основные строительные конструкции	Пределы огнестойкости, ч
Несущие стены, стены лестничных клеток, колонны	2,00
Лестничные площадки, ступени и марши в лестничных клетках	1,00
Наружные стены из навесных панелей	0,25
Внутренние несущие стены (перегородки)	0,25
Плиты, настилы и другие несущие конструкции междуэтажных и чердачных перекрытий	0,75
Плиты, настилы и другие несущие конструкции покрытий	0,25

Максимальные пределы распространения огня принимаются следующими: для несущих и наружных стен, лестничных площадок, ступеней – не допускается, для внутренних стен – 40 мин, для плит и настилов – 25 мин.

3.2.1 Разработка мер защиты от поражения электрическим током

8.6.1 Обеспечение электробезопасности

Большая часть электрооборудования на производстве работает при напряжении до 1 кВ, однако в ряде процессов используют высокое напряжение (более 1кВ). Неисправность электрооборудования, нарушение правил техники безопасности могут привести к поражению электрическим током. Опасность поражения электрическим током неодинакова, так как параметры электроэнергии, условия эксплуатации электрооборудования и среда помещений, в которых оно эксплуатируется, очень разнообразны. Большинство несчастных случаев происходит при напряжении 220–380 В.

Проходя через тело человека, электрический ток оказывает на него сложное воздействие: термическое (нагрев тканей), биологическое (возбуждение волокон и других тканей организма) и электролитическое (разложение крови).

Воздействие электрического тока или электрической дуги на человека приводит к электротравме.

Местные электротравмы – выраженные местные повреждения тканей организма, вызванные действием электрического тока или электрической дуги:

- 1) электрический ожог – результат теплового воздействия электротока в месте контакта;
- 2) электрический знак – поражение электрическим током кожи в виде мозоли с углублением;
- 3) металлизация кожи – попадание в кожу расплавленного под действием электрической дуги металла;

Электроофтальмия – воспаление наружных оболочек глаз под действием ультрафиолетовых лучей электрической дуги.

Электрический удар – очень серьезное поражение организма человека, вызванное возбуждением внутренних тканей тела электрическим током, сопровождающееся судорожным сокращением мышц. Различают электрические удары четырех степеней:

- I) судорожное сокращение мышц без потери сознания;
- II) то же с потерей сознания, но при сохранившемся дыхании и работе сердца;
- III) потеря сознания и нарушение работы сердца или дыхания;
- IV) клиническая смерть, т.е. отсутствие дыхания и кровообращения.

По истечении клинической смерти (для здорового человека 4-8 мин) наступает биологическая смерть, характеризующаяся прекращением биологических процессов в клетках и тканях организма и распадом белковых структур.

Степень поражения организма человека зависит от ряда факторов, главным образом от силы тока и длительности его прохождения через тело, а также от рода и частоты тока, состояния организма и приложенное к нему напряжение влияют на исход поражения, поскольку они определяют значение силы тока, проходящего через тело человека.

Электрическое сопротивление тела человека складывается из сопротивлений кожи и внутренних тканей.

Наружный слой кожи – эпидермис обладает значительно большим сопротивлением по сравнению с остальными органами и тканями человека. Сопротивление сухой чистой и неповрежденной кожи человека достигает 100 кОм и более. Если кожа в месте контакта влажная или верхний ее слой поврежден, то сопротивление организма резко снижается – от 0,80 до 1,00 кОм.

При повышении напряжения, приложенного к телу человека, уменьшается электрическое сопротивление тела, что объясняется пробоем наружного слоя кожи. Увеличение частоты тока приводит к уменьшению полного электрического сопротивления.

Сила тока, проходящего через тело человека, является основным фактором, обуславливающим исход поражения: чем больше сила тока, тем опаснее его действие. Установлены три критерия, характеризующие действие электрического тока по пути «рука – рука», или «рука – нога» приведены в таблице 3.2.

Таблица 3.2 – Критерии воздействия электрического тока

Пороговый ток	Характер воздействия	Сила тока, мА	
		Переменного	Постоянного
Ощутимый	Раздражения	0,5-1,5	5-7
Неотпускающий	Судороги рук, предплечий	6-10	50-80
Фибрилляционный	Фибрилляция сердца, смерть	90-100	300

Поражение человека электрическим током возможно при:

- 1) приближении человека, не изолированного от земли, на опасное расстояние к токоведущим не защищенным изоляцией частям электроустановок под напряжением (действие электрической дуги);
- 2) одновременном прикосновении к двум фазам электроустановок, находящихся под напряжением;
- 3) прикосновении человека, не изолированного от земли, к нетоковедущим металлическим частям (корпусам) электроустановок, оказавшимся под напряжением из-за замыкания на корпус;

4) прикосновение человека к двум точкам земли (грунта), находящимся под разными потенциалами в поле растекания тока (действие шагового напряжения);

5) освобождении другого человека, находящегося под напряжением.

Наиболее опасное, но сравнительно редкое двухполюсное прикосновение, определяется силой тока проходящей через человека.

В трехфазной сети ток, проходящий через человека, определяется линейным напряжением (напряжением между фазными проводами сети).

Однофазное прикосновение происходит значительно чаще, но оно менее опасно, чем двухфазное, соответственно меньше и сила тока, проходящего через человека. Сила тока зависит прежде всего от режима нейтрали источника питания.

Электрозамыкание на корпус – случайное электрическое соединение токоведущей части с металлическими нетоковедущими частями электроустановки. Электрозамыкание на землю – случайное электрическое соединение токоведущей части непосредственно с землей или нетоковедущими конструкциями, неизолированными от земли.

Прикосновение к нетоковедущим частям, оказавшимся под напряжением лишь в результате повреждения изоляции.

Шаговое напряжение может возникнуть, если человек окажется в зоне растекания тока, которая образуется вокруг заземлителя оборудования при замыкании на корпус или точки падения на землю оборванного провода. Опасность поражения при воздействии напряжения шага увеличивается, если из-за судорожных сокращений ног человек падает и цепь тока замыкается через жизненно важные органы.

Организационные меры защиты

Меры защиты должны соответствовать виду электроустановки и условиям применения электрооборудования, обеспечивая достаточную безопасность.

Выделяют следующие признаки повышенной опасности:

- 1) наличие токопроводящих полов – металлических, железобетонных, кирпичных;
- 2) сырость помещений при относительной влажности воздуха более 75 %;
- 3) высокая температура воздуха, более 35 °С;
- 4) токопроводящая пыль;
- 5) возможность одновременного прикосновения человека к заземленной металлоконструкции и к металлическому корпусу электроустановки;
- 6) коэффициент заполнения помещения электрооборудованием больше 0,2.

3.3 Охрана окружающей среды

3.3.1 Пылеулавливание

Пылесодержащие дымовые газы направляются в электрофильтры типа ГП-75-1, ПГП-80-3, ГП-40-1. Очищенные от пыли дымовые газы выбрасываются по двум трубам высотой по 80 м каждая в атмосферу. Температура отходящих газов 130 °С.

Расход природного газа на сушку концентратов составляет около 11 млн м³/год.

Подготовка руды к обогащению сопровождается интенсивным пылевыделением. На конвейерном транспорте, а также на дробилках крупного, среднего и мелкого дробления обогатительной фабрики установлены пылеулавливающие пенноструйные аппараты. В местах перегрузки (течках) для устранения пылеобразования смонтированы туманообразователи (вода распыляется специальными форсунками).

Технология производства на обогатительной фабрике показывает, что отходящими от промплощадки веществами, загрязняющими атмосферу, является рудная и известковая пыли, а также продукты сгорания топлива (природный газ и кокс) - оксиды азота, углерода, серы.

В подземном руднике в местах пересыпки установлены системы пылеулавливания типа СИОТ. В забоях подземного рудника при транспортировке руды с горизонта на горизонт и в самих забоях установлены туманообразователи, руда при добыче влажная.

Подземный рудник постоянно проветривается. Режим проветривания осуществляется всасывающим способом по фланговой системе.

Все дробильные и конвейерные переделы открытого рудника также оборудованы пылеулавливающими установками типа СИОТ. Пылеподавление в рабочей зоне и в местах пересыпки оборудовано туманообразователями. В карьерах открытого рудника при добыче руды производится орошение забоев, дороги поливаются водой или специальной эмульсией.

В выбросах присутствуют загрязняющие атмосферный воздух вещества всех классов опасности. Наиболее значительны выбросы оксидов азота, оксида углерода, взвешенных веществ, серы, входящей в состав перерабатываемого сырья.

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;

- 3^{ая} смена от 24⁰⁰ до 8⁰⁰ часов;

- 4^{ая} смена от 8⁰⁰ до 16⁰⁰ 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

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

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

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.	Аппаратчик дробилки	$3*1*4 = 12$
2.	Аппаратчик мельницы	$6*1*4 = 24$
3.	Операторы вспомогательных оборудовании	$3*1*4 = 12$
4.	Электромонтёр	$1*1*4 = 4$
5.	Электрослесарь	$1*1*4 = 4$
6.	Машинист мостового крана	$1*2*4 = 8$
7.	Машинист классификаторов	$5*1*4 = 20$

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.	Аппаратчик дробилки	$3*1*(4+1) = 15$
2.	Аппаратчик мельницы	$6*1*(4+1) = 30$
3.	Операторы вспомогательных оборудовании	$3*1*(4+1) = 15$
4.	Электромонтёр	$1*1*(4+1) = 5$
5.	Электрослесарь	$1*1*(4+1) = 5$
6.	Машинист мостового крана	$2*2*(4+1) = 10$
7.	Машинист классификаторов	$5*1*(4+1) = 25$

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

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

1.	Аппаратчик дробилки	$15*1,114=16,71$
2.	Аппаратчик мельницы	$30*1,114=33,42$
3.	Операторы вспомогательных оборудовании	$15*1,114=16,71$
4.	Электромонтёр	$5*1,114=5,57$
5.	Электрослесарь	$5*1,114=5,57$
6.	Машинист мостового крана	$10*1,114=11,14$
7.	Машинист классификаторов	$25*1,114=27,8$

Полученные данные сводим в таблицу.

№	Профессия рабочих	Тарифный разряд	Норматив обслуживания	Число смен в сутки	Явочная численность в сутки	Штатная численность в сутки	Списочная численность в сутки
1.	Аппаратчик дробилки	VI	3	4	12	15	16,71

2.	Аппаратчик мельницы	V	6	4	24	30	33,42
3.	Операторы вспомогательных оборудовании	V	3	4	12	15	16,71
4.	Электромонтёр	IV	1	4	4	5	5,57
5.	Электрослесарь	IV	1	4	4	5	5,57
6.	Машинист мостового крана	V	2	4	8	10	11,14
7.	Машинист классификаторов	IV	5	4	20	25	27,8

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 объёма здания и стоимости строительства 1 м^3 . Размеры основного здания цеха:

$$\text{Площадь цеха } S = l \times b = 25 \times 50 = 1250 \text{ м}^2.$$

$$\text{Объём здания } V = l \times b \times h = 25 \times 50 \times 12 = 26000 \text{ м}^3$$

Затраты на строительства зданий и сооружений

Объект строительства	Объём строительство, м^3	Цена 1 м^3 строительство, 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 м сум
Основной цех	62000	2000	124	18,6	37,2	18,6	198,6

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

$$З_л = З_т \times \Phi_E$$

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

Φ_E —количество человек часов.

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

$$З_о = \frac{З_n \cdot K_о}{100}$$

где, $K_о$ —принятый процент доплат к заработной плате.

$$З_с = З_n + З_о + n$$

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

Дополнительный фонд включает 30 % от основного фонда заработной платы:

$$З_д = \frac{З_с \cdot З_{ос}}{100}$$

В массовом производстве основном 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.	Аппаратчик дробилки	VI	0,0022	15	0,033	0,792	289,08
2.	Аппаратчик мельницы	V	0,0022	30	0,066	1,584	578,16
3.	Операторы вспомогательных оборудовании	V	0,00183	15	0,02745	0,6588	240,462
4.	Электромонтёр	IV	0,00173	5	0,00865	0,2076	75,774
5.	Электрослесарь	IV	0,00173	5	0,00865	0,2076	75,774
6.	Машинист мостового крана	V	0,00173	10	0,0173	0,4152	151,548
7.	Машинист классификаторов	IV	0,00183	25	0,04575	1,098	400,77
Итого							1812

Фонд заработной платы основных и вспомогательных рабочих

Количество рабочих	Основной фонд			Дополнительная фонд 30%	Общий фонд, млн. сум
	прямой	Премии 25%	Доплаты 15%		
105	1812	452,892	271,7352	543,4704	3080

Фонд заработной платы ИТР

Профессия	Численность, чел	Месач. Оклад, сум	Фонд зароб. Платы сум 1,2%	Допольнит. Премия 25%	Допольнит. Фонд. Соц. Страх 30%	Общий фонд зар.платы, сум	Годовой фонд зар.платы, млн. сум
Нач. цеха	1	1,10	1,32	0,33	0,50	2,15	25,74
Механик	1	0,82	0,98	0,25	0,37	1,60	19,19
Мастер	4	0,61	2,93	0,73	1,10	4,76	57,10
Лаборант	1	0,40	0,48	0,12	0,18	0,78	9,36
Экономист	1	0,30	0,36	0,09	0,14	0,59	7,02
ИТОГО	8					9,87	118,40

Расчет номинальных затрат на оборудования

Наименования оборудования	Количество штат	Отпускная стоимость, млн. сум	Расходы, млн. сум			Сметная стоимость, млн. сум	Общая сметная стоимость, млн. сум
			Транспортные 7 %	Складированя 1,2 %	Монтаж 8 %		
Дробилка ШДП 15x21	1	150	10,5	1,5	12	174	174
Дробилка КСД 2200	2	180	12,6	1,8	14,4	208,8	417,6
Дробилка КМД 3000	4	178	12,46	1,78	14,24	206,48	825,92
Грохот ГИТ-51 Н	2	23	1,61	0,23	1,84	26,68	53,36
Грохот ГСТ-72 С	8	20	1,4	0,2	1,6	23,2	185,6
Мельница МШР 4x5.5	3	150	10,5	1,5	12	174	522
Мельница МШЦ 4,5x6	3	145	10,15	1,45	11,6	168,2	504,6
Конвейер (ленточный)	4	40	2,8	0,4	3,2	46,4	185,6
Питатель	5	20	1,4	0,2	1,6	23,2	116
Кран мостовой	2	30	2,1	0,3	2,4	34,8	69,6
Гидроциклон ГЦ-1000	12	12	0,84	0,12	0,96	13,92	167,04
Гидроциклон ГЦ-710	21	10	0,7	0,1	0,8	11,6	243,6
Прочие оборудование		1	0,07	0,01	0,08	1,16	1,16
Итого							3466,08

Расчет стоимости электроэнергии на освещения

$$C_{осм} = \frac{F \cdot S \cdot V}{100} \cdot Ц_{осв}, сум$$

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

$$C_{осв} = \frac{8000 \cdot 3100 \cdot 15 \cdot 3}{1000} = 1116000 сум$$

Расчет стоимости отопления

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

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

$$C_{пара} = \frac{62000 \cdot 3600 \cdot 20}{5400 \cdot 1000} \cdot 1000 = 827000 сум$$

Расчет стоимости воды на бытовые нужды.

$$C_{вода} = q \times p \times D_p \times Ц_{в}, сум$$

где, q—расход воды в смену на 1 работающего, 0,08 м³;
 P— число работающих, 55 чел;
 D_p—кол-во рабочих дней в году, 252
 Ц_в—стоимость 1м² питьевой воды 87,4 сум.

$$C_{вода} = 0,08 \cdot 113 \cdot 252 \cdot 90 = 205027 сум$$

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	5000	75	405
2	Футеровка мельницы	кг/т	0,17	5000	850	4590
3	Шары мельницы	кг/т	0,73	5000	3650	19710
	Итого			15000	4575	24705

Смета затраты

№	Наименование затрат	Сумма, млн. сум
	Затраты на сырье	162000
1.	Заработная плата (рабочих + ИТР)	3198,07
2.	Отчисление на соц. страхования, 15%	479,71044
3.	Затраты на строительство	198,4
4.	Затраты на оборудования	28171,08
5.	Амортизационные отчисления, 10%	2817,108
6.	Затраты на электроэнергию	1,116
7.	Затраты на отопления и воды	1,032
И Т О Г О		196866,52

Годовой затраты на получение продукта составляет – 196866,52 млн. сум

Сводная таблица всех затрат

№	Наименование показателей	Единица измерения	Величина показателей
1.	Производственная мощность	Т/год	5 400 000
2.	Режим работы предприятия		
	а) Количество дней в году	дни	365
	б) Количество смен в сутки	смена	3
	в) Продолжительность смены	часы	8
3.	Численность персонала		
	Всего	чел	113
	ИТР	чел	8
	Рабочих	чел	105
4.	Годовой фонд заработной платы		
	Всего	млн. сум	3198,07
	ИТР	млн. сум	118,40
	Рабочих	млн. сум	3080
5.	Капитальные вложения	млн. сум	196866,52

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

В данной работе выбрана и рассчитана схема рудородготовки вольфрамсодержащих руд обеспечивающая получение измельченный продукт, которая будет отправляться на флотацию.

Технологический режим рудоаодготовки включает в себя представленный отдельным циклом дробления (три стадии) и циклом измельчения (две стадии). Конечный продукт – измельченный продукт, (слив классификации) 72% класса - 0,074 мм отправляется на флотационному обогащению.

Первая стадия измельчения работает в замкнутом цикле с гидроциклоном ГЦ-1000, а вторая стадия измельчения работают в замкнутом цикле с гидроциклоном ГЦ-710 на котором производится разделение по классу.

На экономическом разделе рассчитано все затраты: капитальные затраты, затраты на оборудование, заработные платы и составляет 196866,52 млн. сумм.

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., Адамов И.В. Проектирование обогатительных фабрик. М. Недра, 1982г.
5. К.А.Разумов «Проектирование обогатительных фабрик» М.1970.
6. В.А.Бочаров, В.А. Игнаткина «Технология обогащения золотосодержащих руд и россыпей» Часть I. Обогащения золотосодержащего сырья. Курс лекции. Москва «Учеба» 2003 354 с.
7. Иванов Э.Э. «Дробление, измельчение и подготовка сырья к обогащению» учебное пособие по выполнению курсового проекта. Екатеринбург 2004. 284 с.
8. «Основы обогащения полезных ископаемых» справочник по оборудованию 2002 г. 269 с