

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

Кафедра «Металлургия»

ПОЯСНИТЕЛЬНАЯ ЗАПИСКА

к выпускной квалификационной работе

**На тему: «Выбор, обоснование и расчет технологии переработки
фосфоритовой руды».**

Выпускник: У. Нажимов

Содержание

Введение.....	
Сырьевая база для производства фосфорсодержащих удобрений.....	
Краткая геологическая характеристика Джерой- Сардаринского	
месторождения зернистых фосфоритов.....	
Способы переработки фосфоритовых руд.....	
ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ РАСЧЕТЫ	
Расчет схемы дробления с выбором оборудования.....	
Выбор оборудования для грохочения.....	
Расчет схемы измельчения.....	
Расчет качественно- количественной схемы.....	
.Выбор и расчёт дробилки.....	
Выбор и расчёт колосникового грохота.....	
Выбор и расчёт мельниц полусамозмельчения.....	
Выбор и расчёт грохота II стадии грохочения.....	
Выбор и расчёт гидроциклонов.....	
Выбор и расчёт мельницы II стадии измельчения.....	
Охрана труда и техника безопасности на обогатительных фабриках	
Охрана окружающей среды.....	
ЗАКЛЮЧЕНИЕ.....	
Список использованной литературы.....	

Введение

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.

Сырьевая база для производства фосфорсодержащих удобрений

Основными районами производителями фосфорсодержащих и кормовых фосфоритов является Украина, Прибалтика, северо-западный, центральный, уральский районы России, Казахстан и Центральная Азия.

Фосфоритное сырье представлено апатит нефелиновыми, апатитовыми, фосфоритовыми и комплексными апатитосодержащими рудами, которые неравноценны по качеству и технологическим свойствам.

По запасам и качеству наиболее промышленное значение имеет **apatит-нефелиновые руды**, сосредоточенные в России на Кольском полуострове (Хибинский массив) разведанные запасы 473 млн. тонн. Среднее содержание P_2O_5 колеблется в рудах от 14-18 %. По качеству лучше не только в СНГ, но и превосходит все зарубежные. Он пригоден для производства для любых видов фосфоритных удобрений. Прогнозы запасов апатит-нефелиновых руд до глубины составляет 310 млн. тонн (12 % от общих запасов СНГ). Из них 30-35 % являются неразведанными. Содержание фосфоритного ангидрида 5-14%.

Вторым по промышленной значимости типом фосфоритных руд является **микрзернистые фосфориты** группы месторождений, объединяемых в Каратауский фосфоритоносный бассейн, расположенный на юге Казахстана (Джамбульский и Чимкентский областях). Запасы около 400 млн. тонн, отличаются высоким содержанием полезного компонента от 23-30 % P_2O_5 . По составу руды преимущественны кремнисто-карбонатные, которые в основном идут на производство товарной руды (более 21,5 %) для электротермической переработки на желтый фосфор. Прогнозные запасы фосфоритов в Каратауском бассейне определены в 635 млн. тонн P_2O_5 из них 450 млн. возможные, остальные предполагаемые. В большей своей части эти запасы находятся в глубоких (до 1000 метров) горизонтах. Среднее содержание P_2O_5 в рудах 20-25 %.

Разведанные месторождения **желваковых фосфоритов** (с суммарными запасами 430 млн. тонн P_2O_5) расположены в европейской части стран СНГ (Волжской и Днепровско-Донецкой фосфоритового бассейна) и на северо-западе Казахстана (актюбинский бассейн). Основная часть запасов желваковых фосфоритов учитывается по четырем месторождениям: Егоровский (в московской области), Вятско-Камское (в Кировской области), Полпинское (в Брянской области) и Чилисайское (в актюбинской области Казахстана). Остальные месторождения мелкие и не выгодно на их базе создавать перерабатывающие предприятия. Среднее содержание полезного компонента, в желваковых рудах 6-18 %. они пригодны для производства фосфоритной муки и кислотной переработки. Прогнозные запасы фосфоритных руд этого типа составляет 465 млн. тонн P_2O_5 . Основная их часть находится в актюбинском бассейне (430 млн. тонн P_2O_5). Глубина залегания продуктивных толщ достигает 20 метров, содержание фосфорного ангидрида в рудах 5-13 %, и они пригодны для производства фосфоритной муки, растворимых удобрений, а также для получения элементарного фосфора методом электровозгонки.

Разведанные запасы **ракушечниковых фосфоритов** сосредоточены в десятках месторождениях прибалтийско-ладожского фосфоритного бассейна и равны суммарно 72,2 млн. т. P_2O_5 . Разрабатываются месторождения Кингисеппского (в Ленинградской области) и в Маарду, Тоолсе (в Эстонии). Руды представлены кварцевыми песками и песчаниками с включением обломков и целых створок фосфоритных раковин, соотношение которых не постоянно. Среднее содержание P_2O_5 в рудах отдельных месторождений изменяется от 6,5-13 % и идут на производство фосфорной муки и кислотную переработку для получения растворимых удобрений.

Прогнозные запасы ракушечных фосфоритов в прибалтийско-ладожском бассейне учтены в количестве 122 млн. тонн P_2O_5 глубина залегания от 30-135 метров.

Суммарные разведанные запасы комплексных апатитосодержащих руд в СНГ составляют 109,5 млн. тонн P_2O_5 из них 55 млн. тонн падает на запасы Кавдорского месторождения (Кольский полуостров) и около 40 млн. тонн Белоземинского (восточной Сибири). Они используются в производстве растворимых удобрений и обесфторинных фосфатов. Прогнозные запасы в районе Кавдорского месторождения составляют 50 млн. тонн P_2O_5 . Глубина запасов 600 метров. Содержание P_2O_5 6,3-18,3 %.

Кроме того, в пределах Карело-Кольской провинции подсчитаны прогнозные запасы в объеме 112 млн. т. P_2O_5 . Глубина подсчета запасов 500м. Руды представлены апатито -

магнетитовыми, апатито- силикатными, апатито- карбонатными типами. Содержание P_2O_5 в них составляют 3,6-6,0%.

На Даугузской, Сардаринской, Джеройской и других площадях центрального Кызылкума республики Узбекистан были выявлены несколько месторождений зернистых фосфоритов.

Зернистые фосфориты предоставляют собой эолиты с песчаным ядром, окруженным фосфоритным веществом, и чаще всего сцементированы глинистым и карбонатным материалом, вследствие чего достаточно легко обогащаются по стандартной схеме. При содержании в исходной руде 13-14% P_2O_5 дают концентрат в 23-25% P_2O_5 , идущий на дальнейшую переработку, стандартная фосфоритная мука (18% P_2O_5) и хвосты содержанием порядка 10% P_2O_5 .

Дальнейшая переработка фосфоритного концентрата возможна по нескольким направлениям для получения лимонно-растворимого фосфора, суперфосфата, аммофос, нитрофоска, плавленных фосфоритов (термофосфатов) и механическая обработка (механическая активация).

Разведанные запасы зернистых фосфоритов определены 1,5 млрд. т P_2O_5 . Наибольшей интерес представляет Джерой-Сардаринское месторождение зернистых фосфоритов входящих в эту провинцию.

Анализ показывает, что в большинстве рудников происходит снижение качества сырья и рост расхода руды, увеличение потери в недрах, что существенным образом отразилось на экономике производства. Так себестоимость апатитового концентрата на ПО «Апатит» возросла с 9,9 у. е. до 11 у. е.

Расширение производства фосфатного сырья будет сопровождаться дальнейшим общим ухудшением горно-геологических и горнотехнических условий эксплуатации, обусловленных вовлечением в разработку бедных руд, увеличением вследствие этого расходных коэффициентов на единицу продукции, переходом на отработку глубоких горизонтов в более сложных для освоения периферийных районах СНГ. Это приведет к значительному увеличению материальных и трудовых затрат и ухудшит технико-экономические показатели добычи и обогащения фосфатного сырья.

В настоящее время дефицит сырья в СНГ составит около 4,5-5 млн. тонн P_2O_5 в год. Перспективы дальнейшего увеличения добычи фосфатного сырья для ликвидации или хотя бы снижения дефицита определяется во первых, возможностями увеличения добычи руд на эксплуатируемых и намечаемых к освоению месторождениях; во вторых, вовлечением в освоение месторождений с разведанными запасами; в третьих за счет месторождений которые не имеют разведанных запасов, но являются прогнозными.

Республика Узбекистан является страной интенсивного потребления фосфоритных удобрений. Годовой объем потреблений фосфоритных удобрений при норме внесения на 1 га обрабатываемой земли 110-130 кг в среднем составит 375-400 тыс. т.

1.1. Краткая геологическая характеристика Джерой- Сардаринского месторождения зернистых фосфоритов

Джерой-Сардаринское месторождение расположено в центральной части Кызылкумского горнорудного района, занимающего более 80 % территории Навоийской области Республики Узбекистан. Общая площадь месторождения более 2500 кв.км.

Площадь месторождения совпадает с одноименными впадинами: Джерой, Сардара и Ташкура, ограниченными горными грядами Мурунтау и Тамдытау с севера и северо-запада, Ауминзатау - с запада, Аристантау - с юга и юго-востока. Рельеф месторождения слабохолмистый с абсолютными отметками 200-310 м.

Поверхностные водотоки в районе месторождения отсутствуют. Кратковременные потоки селевого типа наблюдаются в весенний период по руслам саев. Среднегодовое количество осадков 119.8 мм.

- Климат района резко континентальный. Лето продолжительное и жаркое, а зима короткая, сравнительно холодная. Частые морозы с температурой - 15°C. среднегодовая температура воздуха +13,8°C. абсолютный минимум - 29°C, максимум +16,3°C. длительность

периодов с температурой ниже 0°C около 73 дня, а выше +10°C – 180 дней. Климат района характеризуется в целом малым количеством атмосферных осадков.

Участок Ташкура, где намечено проектом ведение горных работ, входит в состав Джерой-Сардаринского фосфоритного месторождения Республики Узбекистан и занимает площадь более 500 км². В настоящее время здесь действует опытный карьер пускового комплекса Кызылкумского фосфоритного комбината.

По инженерно-геологическим условиям участок Ташкура Джерой-Сардаринского месторождения относится к простому типу. Строение пород, вмещающих фосфоритовые пласты небольшой мощности, по инженерно-геологическим характеристикам весьма однородно и крупные тектонические нарушения в пределах участка Ташкура отсутствуют. Выявлены две системы мелкой трещиноватости: субвертикальная с углами падения трещин 80-90° и наклонная с падением трещин под углами 45-50°.

1.3. Способы переработки фосфоритовых руд

Фосфорсодержащие продукты находят широкое применение в различных областях народного хозяйства, но главным потребителем их (не менее 80% всего добываемого фосфора) является промышленность минеральных удобрений.

Фосфор в тех минеральных формах, которые присутствуют в его рудах (апатит, франколит), в основном недоступен или трудно доступен для растений. Лишь некоторые фосфаты (Желваковых, ракушечных и фосфоритов коры выветривания) обладают, как отмечалось ранее, довольно высокой (25-35% отн.) растворимостью в 2%-ной лимонной кислоте. Содержащие их породы могут применяться в качестве фосфоритной муки для непосредственного внесения в почву.

Улучшаются физические свойства фосфоритной муки и облегчается внесение ее в почву гранулированием; при этом в качестве связующего материала могут применяться различные агрохимически ценные вещества, например, хлористый калий.

Фосфоритная мука эффективна лишь на кислых подзолистых почвах, что существенно ограничивает масштабы ее применения.

При выработке удобрений главная задача – перевести природные фосфаты в соединения, более доступные растениям. Наиболее распространенный способ в современной технологии – разложение апатитоподобных фосфатов кислотами: серной, фосфорной или азотной.

Обработкой фосфатов H₂SO₄ получают простой суперфосфат – твердую смесь водорастворимого монокальцийфосфата и гипса:



Согласно реакции (1) теоретическое содержание P₂O₅ в простом суперфосфате составляет около 22%, в реальных продуктах оно колеблется в зависимости от качества сырья от 14 – 15 до 19 – 21%.

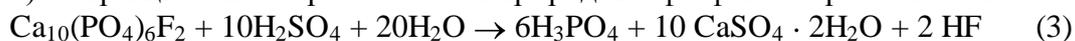
Значительно более концентрированный продукт – двойной суперфосфат получается при обработке фосфатного сырья не серной, а фосфорной кислотой:



В двойном суперфосфате содержатся 45 – 56% P₂O₅, почти исключительно в водорастворимой форме.

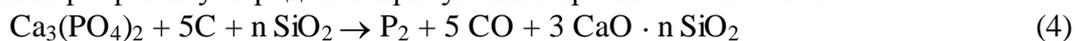
Получение фосфорной кислоты, необходимой для выработки двойного суперфосфата и других туков, является важным промежуточным этапом производства удобрений и осуществляется следующими двумя способами:

1) экстракционным – разложением природных фосфатов серной кислотой:



Раствор фосфорной кислоты отфильтровывают от осадка (так называемого фосфогипса);

2) электротермическим – восстановлением в электрических печах (при 1100 – 1300°C) природных фосфатов углеродом в присутствии кремнезема по схеме



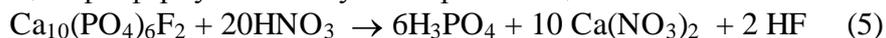
Элементарный фосфор окисляют и гидратируют, получая фосфорную кислоту высокой чистоты и качества. Этот метод, однако, значительно дороже экстракционного; в зарубежных странах на долю термической фосфорной кислоты приходится всего 10 – 15% от общего производства этого продукта.

Нейтрализацией фосфорной кислоты известняком, а затем известковым молоком – раствором $\text{Ca}(\text{OH})_2$ получают преципитат – двузамещенный фосфат кальция $\text{CaHPO}_4 \cdot 2\text{H}_2\text{O}$, содержащий около 42% P_2O_5 в цитратно-растворимой форме.

К числу сложных удобрений, содержащих фосфор, относятся аммофос и нитрофоска.

Аммофос, получаемый нейтрализацией экстракционной фосфорной кислоты аммиаком, состоит из смеси моно- и диаммонийфосфатов. В нем 10 – 13% N и 47 – 50% водорастворимой P_2O_5 .

При азотнокислотной схеме разложения природных фосфатов получается раствор, содержащий фосфорную кислоту и нитрат кальция:



Один из способов переработки этого раствора включает вымораживание части $\text{Ca}(\text{NO}_3)_2$ и последующую аммонизацию пульпы. В результате фосфорная кислота переходит в диаммонийфосфат, а остаточный нитрат кальция – в дикальцийфосфат. Продукт упаривают, добавляют к нему KCl и гранулируют. Полученное удобрение – нитрофоска – содержит 12 – 20 % N, 10 – 21% Л и 10 – 14% P_2O_5 в цитратно- и водорастворимой формах.

В левой части реакций (1) – (5) представлен теоретический состав фторapatита (или трехкальциевого фосфата). На самом деле переработке подвергаются природные продукты, в которых фосфатный минерал отличен от фторapatита и содержатся различные примеси.

Течение реальных процессов, выход и качество конечных продуктов, экономические показатели производства во многом зависят от того, каким будет исходный фосфатный продукт. Поэтому промышленность фосфорных удобрений предъявляет определенные требования к сырью для переработки, ограничивая нижний предел содержания полезного компонента – P_2O_5 и верхние пределы - вредных примесей.

При производстве суперфосфата минимальное содержание P_2O_5 в фосфатном сырье зависит от допускаемого нижнего предела качества этого вида удобрений. Чтобы производить 18%-ный по усвояемой P_2O_5 суперфосфат, в фосфатном сырье должно быть 32 – 33% P_2O_5 , для 15%-ного суперфосфата – не менее 28 – 29%. Для выработки экстракционной фосфорной кислоты можно применять и более низкокачественное сырье. Нижним пределом при отсутствии вредных примесей считают цифру 18 – 20% P_2O_5 .

Примесь кальцита в фосфатном сырье также вредна, хотя и меньше, чем доломитовая. Она вызывает излишний расход кислоты и интенсивное пенообразование вследствие бурного выделения CO_2 . Поэтому содержание карбонатной CO_2 выше 5 – 6% нежелательно, независимо от того, в каком конкретном минерале она связана.

SiO_2 в фосфоритах находится в виде свободного кремнезема (кварц, халцедон) и в составе силикатов (железа, магния, алюминия). Сама по себе двуокись кремния не оказывает вредного действия при химической переработке природных фосфатов и играет роль балластной примеси, понижая содержание полезного компонента. Поскольку устанавливаются технические требования по P_2O_5 и вредным компонентам, содержание SiO_2 обычно не нормируется.

Качество фосфатного сырья действующих предприятий регламентируется официальными документами. Лучшим фосфатным продуктом в мире является концентрат из хибинских апатито-нефелиновых руд. ГОСТ 22275-76 определяет исключительно высокое – 39,5% - содержание в нем P_2O_5 , что отвечает примерно 95% апатита.

Для фосфоритных продуктов требования намного мягче. Так, кингисеппский концентрат должен содержать не менее 28,0% P_2O_5 и до 2,5% MgO (ТУ 6-12-96-77). Это соответствует минимальному количеству фосфата около 71% и максимальному доломита – 11,5%. В каратауском сырье для кислотной переработки (на аммофос) ТУ 6-25-16-75 устанавливают содержание P_2O_5 24,5% (63,5% фосфата) и не более 3,5% MgO и 8% CO_2 (16% доломита).

Шихта для получения электротермического фосфора и фосфорной кислоты должна содержать кроме фосфатов (и кокса) еще и кремнезем в качестве флюсующей добавки [см. реакцию (III.4)]. Этот компонент присутствует в значительном количестве в используемых для

электротермии каратауских рудах, что и предопределяет специфику требований промышленности к ним.

Товарные фосфориты Каратау для электротермии подразделяются на:

- фосфориты частично офлюсованные (ФЧО);
- фосфориты полностью офлюсованные (ФПО);
- фосфориты высококремнистые флюсовые (ФВКФ).

Последние представляют собой по сути дела слабо фосфатизированные кремни (не менее 80% н.о. и 2% P_2O_5). В офлюсованных фосфоритах содержание P_2O_5 21 (ФЧО) и 25 (ФПО) %, нерастворимого остатка соответственно 25 и 28 – 30%.

Для ФЧО и ФВКФ нормируется также величина универсального комплексного показателя (УКП), учитывающего как необходимое содержание P_2O_5 в шихте, так и технологическую роль SiO_2 , Al_2O_3 и Fe_2O_3 в ходе процесса и обеспечения затрат энергии и выхода фосфора на требуемом уровне:

$$УКП = 3,7 (P_2O_5) + 1,1 (SiO_2 + Al_2O_3) - 3,5 (Fe_2O_3 - 2,5) \quad (6)$$

Для ФЧО нормируемый УКП ≥ 105 , для ФВКФ ≥ 103 . В сырье для термовозгонки нормируется также крупность кусков фосфоритов.

Кроме рассмотренных выше, существуют еще следующие способы получения (цитратно- или лимонно-растворимых) удобрений из природных фосфатных продуктов:

1) гидротермическая обработка водяным паром с получением так называемых обесфторенных фосфатов;

2) разложение фосфатов путем спекания или сплавления с солями щелочных или щелочноземельных металлов. В результате получают термофосфаты или плавленные фосфаты.

В первом случае апатитоподобный фосфат фосфоритов переходит в основном в силикофосфаты: силикокарнотит $5CaO \cdot x P_2O_5 \cdot x SiO_2$, нагельшмитит $7CaO \cdot P_2O_5 \cdot 2SiO_2$ с примесью тетракальциевого фосфата $4CaO \cdot P_2O_5$. Во втором образуются кальций-щелочные фосфаты типа ренанита $CaNaPO_4$, плавленные магниевые фосфаты содержат аморфизованный расплав апатитового состава.

Состав фосфоритовых руд – химический и минеральный – будет подробно рассмотрен ниже. Следует отметить только, что подавляющее большинство руд в естественном виде далеко не удовлетворяет изложенным здесь требованиям ни по содержанию P_2O_5 , ни по количеству вредных примесей. Поэтому в общую схему переработки фосфоритовых руд включается еще один важный этап – обогащение. Сущность его состоит в концентрировании разными механическими способами полезного минерала и удалении в отвал (хвосты) вредных и балластных примесей.

Обогащение основано на особенностях строения и различии свойств минералов руды. Ниже перечисляются те способы обогащения, которые нашли применение при переработке фосфоритовых руд или могут, на наш взгляд, оказаться перспективными в дальнейшем.

1. Рудоразборка – выборка в концентрат богатых кусков или в отвальный продукт – пустой породы. Может производиться вручную или механически по цвету, радиометрическим характеристикам и т.п.

2. Обогащение по крупности производится по размеру частиц и кусков руды. Осуществляется путем грохочения на ситах (сухого или с промывкой), классификации в гидроциклонах и т.п.

3. При различии в прочностных свойствах минералов обогащение по крупности ведется после предварительного избирательного измельчения. В мелком материале концентрируются менее прочные, легко измельчающиеся минералы, в крупном – более прочные.

4. Гравитационное разделение (по плотности). Крупный материал можно разделять в тяжелых суспензиях на специальных установках, более мелкий – в аппаратах с движущейся струей или слоем воды.

5. Флотация основана на искусственно создаваемом с помощью реагентов различии в смачиваемости минералов водой. Молекулы этих реагентов, так называемых собирателей (коллекторов), гетерополярны, причем полярные группы обладают сродством к определенным минералам. Избирательно приликая к поверхности этих минералов, коллекторы образуют пленки, аполярные концы которых направлены в сторону от поверхности. Частицы минералов с такими пленками становятся несмачиваемыми водой. При продувании через пульпу воздуха его пузырьки

прилипают к этим частицам и выносят их в пену; зерна минералов, не взаимодействующих с собирателями, остаются в камере флотационной машины.

Флотационный процесс может вестись одновременно с использованием различия минералов в плотности – на концентрационных столах, винтовых и других сепараторах (флотогравитация).

6. Электростатическое обогащение используют различие в знаке и величине электрических зарядов, приобретаемых минералами при трении или нагревании.

7. Некоторые железосодержащие минералы могут быть выделены путем электромагнитной сепарации.

Кроме названных собственно обогатительных методов в комбинированных схемах могут также использоваться:

- обжиг, вызывающий такие изменения состава и свойств минералов, которые улучшают возможности обогащения, и

- избирательное растворение, т.е. химическое удаление карбонатов (прежде всего доломита) разными реагентами.

2. ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ РАСЧЕТЫ

2.1. Расчет схемы дробления с выбором оборудования

1. Определим производительность цеха дробления. Расчет производительности ведем по Разумову К.А. [1], стр. 39-40. При весьма большой производительности (свыше 3 млн. /год) режим работы цеха крупного дробления непрерывный (без выходных), семидневная рабочая неделя, продолжительность смены 7 часов по 3 смены в сутки. Расчетное число рабочих дней в году – 340, то есть:

$$Q_{ц. др.} = \frac{Q_{ф. год}}{340 \times 3 \times 7} \times k_n, \text{ т/час}$$

где: $Q_{ц. др.}$ – производительность цеха дробления часовая, т/час

3 – количество смен в сутки

340 – расчетное число рабочих дней

k_n – коэффициент, учитывающий неравномерность свойств сырья, принимаем равным 1 (для руд однородных по составу)

$$Q_{ц. др.} = \frac{2000000}{340 \times 3 \times 7} = 280,1 \text{ т/ч}$$

По типовым правилам проектирования предусмотрим склад крупнодробленой руды, чтобы цех дробления работал независимо от графика подачи руды с рудника.

График работы отделений среднего и мелкого дробления принимаем по нормам института «Механобр» - три смены в сутки по 7 часов с годовым фондом машинного времени 7266 часов.

$$Q_{час. ср. мелк. др.} = \frac{2000000}{7266} = 275,2 \text{ т/ч}$$

Предусмотрим склад мелкодробленой руды.

2. Расчет схемы дробления. Расчет ведем согласно стр. 68-78 [2].

По заданию влажность исходной руды очень низкая – 2,5%, т. е. при операциях дробления, и, особенно, грохочения, будет образовываться огромное количество пыли. Опыт работы фабрик показывает, что введение дополнительных операций грохочения неблагоприятно сказывается на запыленности рабочих мест, и, как следствие, влияет на здоровье обслуживающего персонала. Поэтому предусмотрим операцию поверочного грохочения только на стадии мелкого дробления. Введение операции грохочения обеспечит равномерную крупность дробленого продукта.

Порядок расчета:

1. Определим общую степень дробления

$$S = \frac{D_1}{d_7} = \frac{1000}{10} = 100$$

Данную степень дробления можно достичь в три стадии.

2. Примем степени дробления в отдельных стадиях.

Определим среднюю степень дробления:

$$S_{cp} = \sqrt[3]{S} \approx 4,65$$

Согласно Разумову К.А. при наличии поверочного грохочения в стадии мелкого дробления, в I и II стадиях степень дробления должна быть несколько меньше S_{cp} , в III стадии – несколько больше.

Принимаем:

$$S_I = 4,5$$

$$S_{II} = 4,5$$

$$S_{III} = \frac{S_{общ.}}{S_I \times S_{II}} = \frac{100}{4,5 \times 4,5} = 4,9$$

3. Определим условную максимальную крупность продуктов после отдельных стадий:

$$D_2 = \frac{D_1}{S_I} = \frac{1000}{4,5} = 222 \text{ мм}$$

$$D_4 = \frac{D_1}{S_I \times S_{II}} = \frac{1000}{4,5 \times 4,5} = 50 \text{ мм}$$

$$d_7 = \frac{D_1}{S_I \times S_{II} \times S_{III}} = \frac{1000}{100} = 10 \text{ мм}$$

4. Определим ширину разгрузочных щелей в каждой стадии, приняв по типовым характеристикам Z – закругнение дробленого продукта относительно размера разгрузочной щели.

$$Z_I = 1,6$$

$$Z_{II} = 1,8$$

$$Z_{III} = 2,0$$

$$I_I = \frac{D_2}{Z_I} = \frac{222}{1,6} = 138,75 \approx 150 \text{ мм}$$

либо 160 мм (округление исходит из имеющихся типоразмеров дробилок)

$$i_{II} = \frac{D_4}{Z_{II}} = \frac{50}{1,8} = 27,8 \approx 30 \text{ мм}$$

$$i_{IV} = \frac{D_7}{Z_{IV}} = \frac{10}{2,0} = 5 \approx 8 \text{ мм}$$

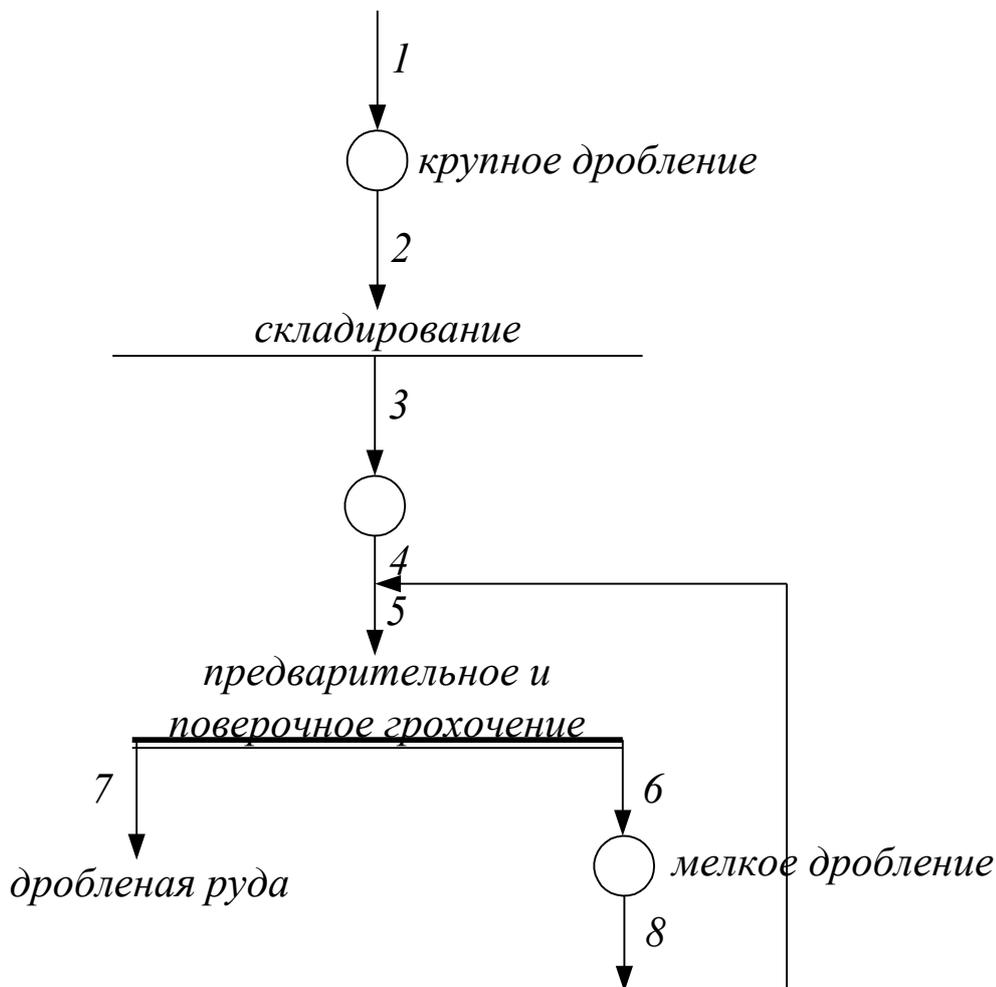


Схема дробления:

принимая щель несколько больше для устойчивой работы дробилки

Исходя из принятых щелей, пересчитываем фактические максимальные крупности продуктов дробления:

$$D_2 = 150 \times 1,6 = 240 \text{ мм (либо } 160 \times 1,6 = 256 \text{ мм)}$$

$$D_4 = 30 \times 1,8 = 54 \text{ мм}$$

$$D_8 = 8 \times 2 = 16 \text{ мм}$$

5. Выберем режим работы грохотов

$a_{III} = 10$ мм – принимаем размер отверстий сита по крупности, заданной проектом

$E^{-10}_{III} = 85$ – эффективность грохочения.

6. Проверим соответствие выбранной схемы дробления выпускаемому оборудованию.

По таблице 8 [П] находим ориентировочное значение массы продукта 8.

$$Y_8 \approx 150\% \Rightarrow Q_8 = 275,2 \times 1,5 = 412,8 \text{ т/час}$$

По ширине приемного отверстия и диапазону регулировки щели разгрузочной подходят дробилки:

- для крупного дробления ККД-1500/160 (ККД-1200/150 не подходит по ширине приемного отверстия)

- для среднего дробления КСД-3000Т

- для мелкого дробления КМД-3000Т

Найдем фактические производительности дробилок для условий, определенных проектом:

$$Q_{др. \text{ факт}} = Q_n \times k_{др.} \times k_{\delta} \times k_{кр} \times k_{вл.}$$

где Q_n – паспортная производительность дробилки, $\text{м}^3/\text{час}$

$k_{др.}$, k_{δ} , $k_{кр}$, $k_{вл.}$ – поправочные коэффициенты на крепость (дробимость), насыпной вес, крупность и влажность руды.

Значение коэффициентов находим по таблице 27 [1]:

а) крупное дробление

ККД-1500/160 $B=1500$ мм $Q_n = 1300$ м³/час

$k_{вл} = 1$ (для влажности $\leq 5\%$)

$k_{др} = 1,0$ (для крупности 14)

$$k_{\delta} = \frac{2,7}{2,7} = 1$$

$k_{кр} = 1,08$ (для $d_n/B = 1100/1500 = 0,73$)

$Q_{факт\ ККД} = 130,0 \times 1 \times 1 \times 1,08 \times 1 = 140,4$ м³/час = 224,6 т/час

б) среднее дробление

КСД-3000Т $B = 380$ мм

По технической характеристике при диапазоне 15-40 мм, паспортная производительность 850-1200 м³/час.

Найдем производительность при щели 30 мм:

$$Q_n = 850 + \frac{1200 - 850}{40 - 15} \times (30 - 15) = 1060 \text{ м}^3/\text{час}$$

Значения $k_{вл}$, $k_{др}$, k_{δ} те же, что выше.

$$k_{кр} = 1,12 \text{ (для } d_n = \frac{256}{380} = 0,68)$$

$Q_{факт\ КСД-3000Т} = 106,0 \times 1 \times 1 \times 1,12 \times 1 = 118,7$ м³/час = 189,9 т/час

в) мелкое дробление

КМД-3000т $B = 95$ мм

Паспортная производительность 320 – 440 м³/час при диапазоне щелей 6÷20 мм.

Найдем производительность при щели 7 мм:

$$Q_n = 320 + \frac{440 - 320}{20 - 6} \times (8 - 6) = 329 \text{ м}^3/\text{час}$$

Значения $k_{вл}$, $k_{др}$, k_{δ} те же

$$k_{кр} = 1,23 \text{ (для } \frac{d_n}{B} = \frac{54}{95} = 0,57)$$

$Q_{факт\ КМД-3000Т} = 329 \times 1 \times 1 \times 1,23 \times 1 = 405$ м³/час = 648 т/час

При работе в замкнутом цикле с грохотом производительность дробилки равна:

$$Q_{др} = Q \times k_{ц}$$

где $k_{ц} = 1,3$ – коэффициент на замкнутый цикл [1] стр. 75

$Q^{3ч\ КМД-3000Т} = 405 \times 1,3 = 526$ м³/час = 841 т/ч

На основании принятых размеров щелей дробилок произведем уточненный расчет третьей стадии дробления:

при размере отверстий сит грохота $a = 10$ мм массы продуктов находим по формулам:

$$Q_6 = Q_5 - Q_7$$

$$Q_5 = Q_4 \times \left(\frac{1}{E^{-10}_{III}} + \frac{\beta^{+10}_4}{\beta^{-10}_{IV}} \right)$$

где $E^{-10}_{III} = 0,85\%$ – эффективность грохочения

β^{+10}_4 – содержание класса +10 мм в разгрузке дробилки КСД-3000Т

β^{-10}_{IV} – содержание класса –10 мм в разгрузке КМД-3000Т.

Для нахождения β^{+10}_4 и β^{-10}_{IV} необходимо построить ситовые характеристики продуктов разгрузки дробилок на основании типовых характеристик.

Пересчет типовых характеристик для дробилок КСД-3000Т и КМД-3000Т к проектным размерам выходных щелей:

$$Q_5 = 140,05 \times \left(\frac{1}{0,85} + \frac{67}{80} \right) = 277,1 \text{ т/час}$$

$$Q_6 = Q_8 = 277,1 - 140,05 = 137,05 \text{ т/час}$$

По результатам расчета определим количество дробилок в каждой стадии:

I стадия

$$n = \frac{Q_1}{Q_{ККД}} = \frac{140,05}{224,6} = 0,6 \approx 1$$

II стадия

$$n = \frac{Q_3}{Q_{КСД}} = \frac{140,05}{189,9} = 0,73 \approx 1$$

III стадия

$$n = \frac{Q_6}{Q_{КМД}} = \frac{140,05}{84,1} = 1,66 \approx 2$$

Принимаем к установке: ККД-1500/160 – 1 шт., КСД-3000Т – 1 шт., КМД-3000Т – 2 шт.

2.2. Выбор оборудования для грохочения

Для руд с насыпным весом $\delta \geq 1,6 \text{ т/м}^3$ используют грохота вибрационные тяжелого типа.

Производительность грохота определяется по формуле:

$$Q = F \times q \times \delta \times k \times l \times t \times n \times o \times r, \text{ т/час,}$$

где F – площадь сита, м^2

q – удельная производительность на 1 м^2 поверхности сита, $\text{м}^3/\text{м}^2 \text{ час}$

δ – насыпной вес руды, т/м^3

k, l, t, n, o, r – поправочные коэффициенты (находятся по таблице 30 [1])

$q = 19 \text{ м}^3/\text{час}$ - по таблице 29 [1] для отверстия сита 10 мм.

Для нахождения k и l нужно рассчитать содержание классов с размерами зерен больше размера отверстий сита грохота и с размерами меньше половины размера отверстий сит по формулам №28 и №29 стр. 72 [1].

$$\beta^{-10}_5 = \frac{Q_7}{E^{-10}_{III} \times Q_5} = \frac{1400,5}{0,85 \times 2771} = 0,297 = 29,7\%$$

$$\beta^{+10}_5 = 100 - \beta^{-10}_5 = 100 - 29,7 = 70,3\%, \quad \beta^{-5}_5 = 0,5 \times \beta^{-10}_5 = 0,5 \times 29,7 = 14,85\%$$

По таблице 30 [1] находим:

$k = 0,78$ (для $\beta^{-5}_5 = 14,85\%$) – учитывает влияние мелких зерен

$l = 2,16$ (для $\beta^{+10}_5 = 70,3\%$) - учитывает влияние крупных зерен

$t = 1,17$ (для $E^{-10}_{III} = 0,85$) – поправка на эффективность грохочения

$n = 1,0$ – влияние формы зерен; $o = 1,0$ – влияние влажности

$r = 1,0$ – влияние способа грохочения

Найдем необходимую минимально необходимую площадь сита грохота:

$$F = \frac{Q_5}{q \times \delta \times k \times l \times t \times n \times o \times r} = \frac{2771}{19 \times 1,6 \times 0,78 \times 2,16 \times 1,17 \times 1 \times 1 \times 1} = 46,25 \text{ м}^2$$

Принимаем к установке грохот ГИТ-71 двухситный (2 сита по 12 м^2 каждое), то есть 24 м^2 – общая площадь сит. С учетом того, что в стадии мелкого дробления принято 4 шт. КМД-3000Т, принимаем деление потока руды на 4 части, то есть требуемая площадь сита $92,5/4 = 23,1$.

Количество грохотов – $46,25/24 = 1,9 \approx 2$ шт.

Определим фактическую производительность грохота:

$$Q_{ГИТ-71} = 24 \times 19 \times 1,6 \times 0,78 \times 2,16 \times 1,17 \times 1 \times 1 \times 1 = 1438 \text{ т/час}$$

Расчетное количество грохотов:

$$n = \frac{Q_5}{Q_{ГИТ-71}} = \frac{277,1}{143,8} = 1,9 \approx 2$$

Принимаем в проекте 2 грохота ГИТ-71 в стадии мелкого дробления.

2.3. Расчет схемы измельчения

Выбранная в проекте схема измельчения представляет собой разновидность ГА [Разумов К.А. стр. 86].



Порядок расчета:

1. Определяем часовую производительность цеха измельчения, которая является фактически часовой производительностью всей фабрики, так как цех измельчения является главным корпусом рудоподготовки:

$$Q_{\text{час}} = \frac{Q_{\text{год}}}{365 \times 24 \times K_6} \times K_n$$

где: 365 – количество рабочих дней в году
24 – непрерывная рабочая неделя 3 смены по 8 часов (3x8=24 часа)
 K_6 – коэффициент использования оборудования
 K_n – коэффициент, учитывающий неравномерность свойств сырья

Принимаем: $K_6=0,9$ $K_n=1,0$

$$Q_{\text{час}}=Q_1 = \frac{2000000}{365 \times 24 \times 0,9} \times 1 = 255,8 \text{ т/ч}$$

Принимаем исходные данные

зададимся разжижением в сливе и песках классификации:

$$R_6=3 \quad R_7=0,28$$

(R_7 взято на основе ряда [2] стр. 262 в зависимости от крупности слива)

$\beta_1^{-0,074}=10\%$ - содержание класса – 0,074 мм в дробленой руде

$\beta_7^{-0,074}=77\%$ - содержание класса – 0,074 мм в сливе классификации.

Принимаем оптимальную циркуляционную нагрузку $C_{\text{опт}}=200\%$.

Порядок расчета:

Измельчение I и II стадий представлены схемой типа GE [1] стр. 86 рис. 23.

Расчет ведем согласно Разумову К.А. [1] стр. 107-108.

1. Определим β_2^{-74} – содержание класса – 0,074 мм в разгрузке мельницы I стадии

$$\beta_2 = \beta_1 + \frac{\beta_6 - \beta_1}{1 + k \times t}$$

где k – отношение удельных производительностей мельниц II стадии к мельницам I стадии, принимаем равным 0,85

t - отношение приведенных объемов мельниц II стадии к I стадии = 2

$$\beta_2^{-74} = 0,1 + \frac{0,77 - 0,1}{1 + 0,85 \times 2} = 0,348 = 34,8\%$$

2. Определим массы продуктов второй стадии

В операции классификации предварительная и поверочная классификации совмещены. Для производства расчётов представим схему измельчения в развернутом виде:

Формулы для расчета берем со стр. 108 [1]

$$Q_7' = Q_1 \times \frac{R_6 \times (\beta'_6 - \beta'_2)}{\beta'_6 \times (R_6 - R_7)}$$

$$Q_7^{II} = Q_7^I \times C_{\text{онм}}$$

$$Q_7 = Q_7^I + Q_7^{II}$$

где β'_6 и β'_2 - содержание класса - 0,040 мм в продуктах, которое находим по табл. 14 стр. 102 [1] интерполяцией для $\beta_2^{-74} = 34,8\%$

$$\beta'_2 = 17,3 + \frac{24 - 17,3}{40 - 30} \times (34,8 - 30) = 20,52\%$$

для $\beta_6^{-74} = 77\%$

$$\beta'_6 = 48 + \frac{58 - 48}{80 - 70} \times (77 - 70) = 55\%$$

$$Q_{11} = 127,89 \times \frac{3 \times (0,55 - 0,2052)}{0,55 \times (3 - 0,28)} = 88,43 \text{ т/ч}$$

$$Q_{11} = Q_{12} = 88,43 \text{ т/ч}$$

$$Q_{10} = 127,89 + 88,43 = 216,32 \text{ т/ч}$$

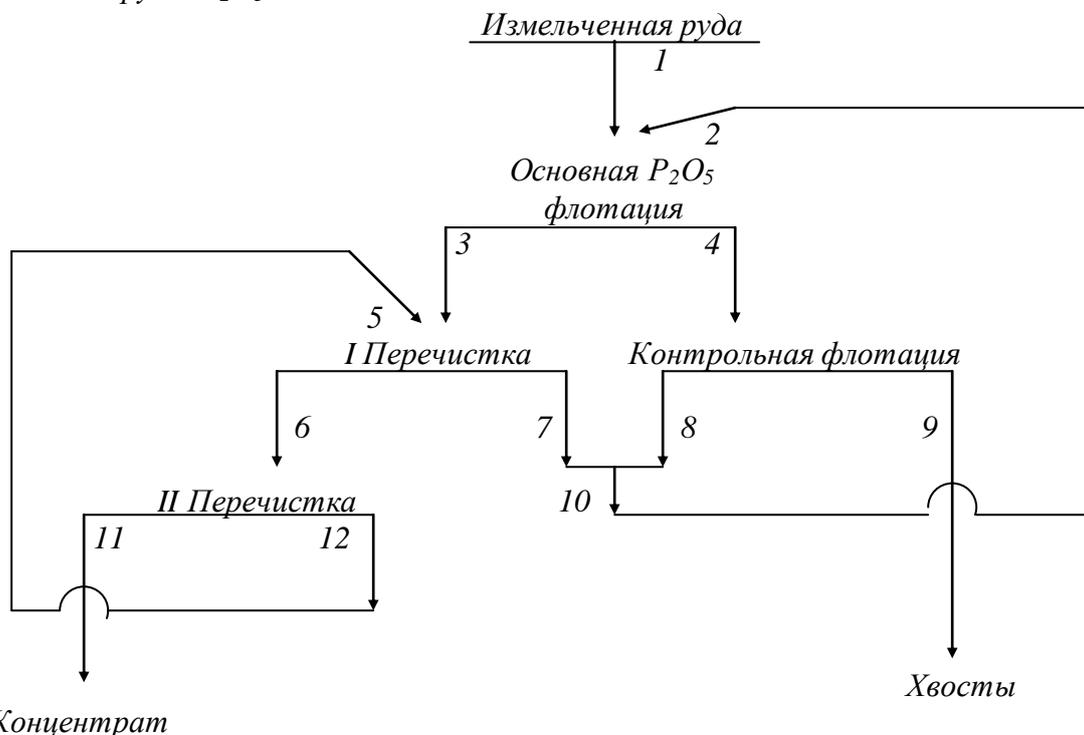
$$Q_9 = 127,89 \text{ т/ч}$$

2.4. Расчет качественно- количественной схемы

Производительность проектируемой фабрики 2 млн. т/год. Находим суточную производительность.

$$Q_{\text{сут.}} = \frac{2000000}{358 \cdot 0,92} = 6072,38 \text{ т/сутки}$$

Содержание в руды $P_2O_5 = 16\%$



1. Определяем значения ϵ опираясь на результаты полученные на действующих фабриках:
 $\epsilon_1 = 100\%$, $\epsilon_{11} = 65\%$; $\epsilon_9 = 35\%$; $\epsilon_2 = 114\%$; $\epsilon_3 = 70\%$; $\epsilon_4 = 44\%$; $\epsilon_8 = 9\%$;
 $\epsilon_5 = 81\%$; $\epsilon_{12} = 11\%$; $\epsilon_7 = 5\%$; $\epsilon_6 = 76\%$; $\epsilon_{10} = 14\%$;
2. Выхода продуктов определяем по уровню баланса и по формуле.

$$\gamma_n = \frac{\varepsilon_n \cdot \beta_1}{\beta_n};$$

$$\gamma_1 = 100\%; \gamma_2 = 117\%; \gamma_3 = 65\%; \gamma_4 = 52\%; \gamma_5 = 74\%; \gamma_6 = 61\%; \gamma_7 = 13\%;$$

$$\gamma_8 = 4\%; \gamma_9 = 48\%; \gamma_{10} = 17\%; \gamma_{11} = 52\%; \gamma_{12} = 9\%;$$

3. Содержание металла в продуктах определяем по формуле

$$\beta_n = \frac{\beta_1 \cdot \varepsilon_n}{\gamma_n}$$

$$\beta_1 = 16\%; \beta_2 = 15,6\%; \beta_3 = 17,2\%; \beta_4 = 13,5\%; \beta_5 = 17,5\%; \beta_6 = 19,9\%;$$

$$\beta_7 = 6,1\%; \beta_8 = 19,8\%; \beta_9 = 11,7\%; \beta_{10} = 13,2\%; \beta_{11} = 22,5\%; \beta_{12} = 19,5\%;$$

4. Определяем массу продуктов по формуле.

$$Q_n = Q_1 \cdot \gamma_n; \quad Q_1 = 6072,38 \text{ т/сутки}; \quad Q_2 = 7104,7 \text{ т/сутки}; \quad Q_3 = 3947 \text{ т/сутки};$$

$$Q_4 = 3157,6 \text{ т/сутки}; \quad Q_5 = 4493,6 \text{ т/сутки}; \quad Q_6 = 3704,1 \text{ т/сутки};$$

$$Q_7 = 789,4 \text{ т/сутки}; \quad Q_8 = 242,9 \text{ т/сутки}; \quad Q_9 = 2914,7 \text{ т/сутки};$$

$$Q_{10} = 1032,3 \text{ т/сутки}; \quad Q_{11} = 3157,6 \text{ т/сутки}; \quad Q_{12} = 546,5 \text{ т/сутки};$$

2.5. Выбор и расчёт дробилки

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

Максимальный размер куска руды, поступающей в операцию дробления равен 1000 мм.

Для дробления руды, поступающей с рудника, принимаю к установке щековую дробилку с простым качанием щеки ЩДП 12х15. •

Производительность дробилки, Q равна:

$$Q = q \cdot L \cdot i, \text{ т/ч},$$

где q - удельная производительность щековой дробилки на 1 см² площади разгрузочной щели, т/(см² • ч);

L - длина разгрузочной щели щековой дробилки, см;

i - ширина разгрузочной щели, см. /4/

По данным практики работы дробильного отделения обогатительных фабрик удельная производительность щековой дробилки равна 0,13 т/см² • час.

Производительность щековой дробилки определится:

$$Q = 0,13 \cdot 150 \cdot 15,5 = 302,25 \text{ т/ч}.$$

Принятая к установке дробилка обеспечивает заданную производительность по руде.

Максимальный размер куска в питании дробилки составит:

$$120 \cdot 0,8 = 96 \text{ см}.$$

2.6. Выбор и расчёт колосникового грохота

Перед дробилкой устанавливается колосниковый грохот с размером отверстий 95 см (950 мм).,

Необходимая площадь грохочения определяется по формуле:

$$F = \frac{Q}{2,4 \cdot a} = \frac{127,89}{950 \cdot 2,4} = 0,04 \text{ м}^2 - 0,04 \text{ м}^2,$$

где Q* - производительность, т/ч;

a - коэффициент равный ширине щели между колосниками, мм. /5/ По условиям компоновки ширину колосникового грохота принимаем равной 2,7 м, длину 4,5 м.

Практика работы дробильного отделения фабрики «Кубака» показывает, что в руде, доставляемой из карьера, содержится около 4,5 % кусков крупностью более 950 мм. Куски такой крупности доставляют

фронтальным погрузчиком на рудный двор, где они подвергаются пневмодроблению и снова подаются погрузчиком на колосниковый грохот.

2.7. Выбор и расчёт мельниц полусамоизмельчения

В последнее время при переработке руд в мировой и отечественной практике в первой стадии измельчения все больше распространение находят мельницы полусамоизмельчения. Поэтому принимаю к установке в первой стадии измельчения мельницу полусамоизмельчения (ПСИ).

1. Находим удельную производительность по вновь образованному классу действующей мельницы ПСИ, т/(м³ • ч):

$$q_1 = \frac{Q(\beta_k - \beta_m) * 4}{\pi(D - 0,3)^2 * L} = \frac{127,89(0,6 - 0,52) * 4}{3,14(6,1 - 0,3) * 2,7} = 0,77 \text{ т}/(\text{м}^3 * \text{ч})$$

где Q - производительность действующей мельницы, т/ч;

β_k - содержание класса -0,074 мм в сливе мельницы, %;

β_m - содержание класса -0,074 мм в исходном продукте, %;

D - диаметр действующей мельницы, м;

L - длина действующей мельницы, м.

2. Определяем удельную производительность проектируемой мельницы по вновь образованному классу:

$$q = q_1 * K_u * K_k * K_D * K_T$$

где q_1 - удельная производительность работающей мельницы по тому же классу;

K_u - коэффициент, учитывающий различия в измельчаемости проектируемой к переработке и перерабатываемой руды ($K_u=1$);

K_k - коэффициент, учитывающий различие в крупности исходного и конечного продуктов измельчения на действующей и на проектируемой фабриках ($K_k=1$);

K_D - коэффициент, учитывающий различие в диаметрах барабанов проектируемой и работающей мельниц: $K_D = \left(\frac{D - 2t}{D_1 - 2t}\right)^{0,5}$,

где D и D_1 соответственно номинальные диаметры барабанов проектируемой к установке и работающей мельниц ($K_D = 1,1$);

K_T - коэффициент, учитывающий различия в типе проектируемой и работающей мельниц ($K_T=1$).

$$q = 0,77 * 1 * 1 * 1,1 * 1 = 0,85 \text{ т}/(\text{м}^3 * \text{ч}).$$

Принимаю к установке мельницу самоизмельчения «Каскад» диаметром 7 м и длиной 2,3 м с рабочим объемом 81,05 м³

3. Определяем производительность мельниц по руде по формуле:

$$Q = \frac{q^V}{\beta_k - \beta_m} = \frac{0,85 * 81,05}{(0,6 - 0,052)} = 125,72 \text{ т}/\text{ч}$$

где V - рабочий объем мельницы. /4/

4. Определяем расчетное число мельниц:

$$n = 101/125,72 = 0,8;$$

тогда и принятое будет равно 1. Мельница «Каскад» обеспечивает заданную производительность.

2.8. Выбор и расчёт грохота II стадии грохочения

Слив мельниц полусамоизмельчения насосами подается на вибрационный грохот с размером отверстий сит равным 1 мм. Класс + 1 мм самотёком подаётся на доизмельчение в мельницу ПСИ.

Во второй стадии грохочения принимается к установке вибрационный грохот ГИСТ 61 с размером отверстий сита 1,0 мм и площадью грохочения 10 м². Производительность принятого к установке вибрационного грохота определяется:

$$Q = F * q_0 * \rho_H * k_1 * k_2 * k_3 * k_4 * k_5 * k_6 = 10 * 4,4 * 1,6 * 1,4 * 1,09 * 0,9 * 1,25 * 1 * 1,4 = 169,2 \text{ т}/\text{ч}$$

где F - полезная площадь сита, м²;

q_0 - удельная объемная производительность, м³/(м • ч);

ρ_H - насыпная плотность руды, т/м³;

$k_1, k_2, k_3, k_4, k_5, k_6$ - поправочные коэффициенты /4/.

Принятый к установке грохот обеспечивает проектную производительность цеха измельчения.

2.9. Выбор и расчёт гидроциклонов

На классификацию в гидроциклонах поступает подрешетный продукт грохота II стадии грохочения и слив мельницы II стадии измельчения. 1. Определяем максимально возможный диаметр гидроциклона:

$$D_{\max} = 1,2 d_{\max}^2 (d_{\text{п}}/d_{\text{сл}})^2 (p-p_0) \sqrt{H} / \beta_{\text{ТВ,ПИТ}}^{1/6}$$

где d_{\max} - номинальная крупность зёрен (мкм) в сливе гидроциклона $d_{\max} = 94$ мкм);
 $d_{\text{п}}, d_{\text{сл}}$ - диаметры (см) насадков пескового и сливного ($d_{\text{п}}/d_{\text{сл}} = 0,7$): p, p_0 — плотность (т/м³) твердой и жидкой фаз пульпы; H - рабочий напор (МПа) пульпы на входе в гидроциклон ($H = 0,1$ МПа);

$\beta_{\text{ТВ,ПИТ}}$ - массовая доля (%) твердого в питании гидроциклона

$$(\beta_{\text{ТВ,ПИТ}} = 42,9 \%)$$

$$D_{\max} = 1,2 * 94^2 * 0,7 * \sqrt{0,1} / 42,9 - 93,0 \text{ см.}$$

К установке принимаю стандартный гидроциклон диаметром 350 мм ГЦ-350

2. Для данного гидроциклона определяем производительность (м³/ч) по питанию:

$$V_{\text{ГЦ}} = 3 * K_a * K_d * d_{\text{ПИТ}} * d_{\text{СЛ}} \sqrt{\rho_0}$$

где K_a — коэффициент учета угла конусности гидроциклона ($K_a = 1,0$);

K_d - коэффициент учета диаметра гидроциклона ($K_d = 1,06$);

$d_{\text{ПИТ}}$ - эквивалентный диаметр (см) питающего насадка ($d_{\text{ПИТ}} = 9$ см);

$d_{\text{СЛ}}$ - диаметр (см) сливного патрубка ($d_{\text{СЛ}} = 11,5$ см);

ρ_0 - давление пульпы на входе в гидроциклон. $\rho_0 = H$ для гидроциклонов диаметром 500 мм и менее.

Диаметры питающего насадка и сливного патрубка принимаются из каталога по оборудованию.

$$V = 3 * 1 * 1,6 * 9 * 11,5 * \sqrt{0,1} - 157,1 \text{ м}^3/\text{ч.}$$

Дебит пульпы (м³/ч) рассчитывается по формуле:

$$V_{\text{П}} = Q_{\text{ПИТ}} * (R + P^{-1})$$

где $Q_{\text{ПИТ}}$ - количество руды (т/ч), поступающей на классификацию;

R - разбавление пульпы, которая подаётся на классификацию:

$$R = (100 - \beta_{\text{ТВ,ПИТ}}) / \beta_{\text{ТВ,ПИТ}} = (100 - 42,9) / 42,9 = 1,33$$

$$V_{\text{П}} = 404 * (1,33 + 1/2,7) - 689,95 \text{ м}^3/\text{ч.}$$

$$\text{Количество гидроциклонов: } n = V_{\text{П}} / V_{\text{ГЦ}} = 689,95 / 157,1 = 4,4$$

Принимаю к установке пять гидроциклонов диаметром 350 мм.

3. Определим нагрузку на песковую насадку (т/ч • см³) по формуле:

$$q_{\text{ГТСК}} = 4 * Q_{\text{ПЕСК}} / (\pi * d_{\text{ПЕСК}}^2 * n_{\text{ГЦ}})$$

где $Q_{\text{ПЕСК}}$ - производительность (т/ч) операции классификации по пескам;

$d_{\text{ПЕСК}}$ - диаметр (см) пескового насадка;

$n_{\text{ГЦ}}$ - принятое количество гидроциклонов.

$$q_{\text{ПЕСК}} = 4 * 303 / (3,14 * 7,5^2 * 5) = 1,37 \text{ т/ч} \cdot \text{см}^2$$

Эта нагрузка находится в пределах нормы (0,5-2,5 т/ч • см³) /5/ и можно принять насадку около 7,5 см.

2.10. Выбор и расчёт мельницы II стадии измельчения

На измельчение II стадии подаются пески гидроциклонов, которые работают в замкнутом цикле с стержневой мельницей.

Во второй стадии измельчения к установке принимается стержневая мельница с центральной разгрузкой.

1. Находим удельную производительность работающей мельницы по вновь образованному классу 0,074 мм.

$$q_1 = \frac{100(0,9 - 0,3) * 4}{3,14(4,1 - 0,3)^2 * 5,5} = 0,962 \text{ т}/(\text{м}^3 \cdot \text{ч})$$

К установке принимаю стержневую мельницу МСЦ 4,0х5,5 с рабочим объемом 59,11 м³.

2. Определяем удельную производительность проектируемой мельницы по вновь образованному классу:

$$q = 0,962 * 1 * 1 * 0,99 * 1 = 0,952 \text{ т}/(\text{м}^3 \cdot \text{ч})$$

3. Определяем производительность мельниц по руде:

$$Q = \frac{0,952 * 59,11}{(0,9 - 0,4)} = 112,54 \text{ т/ч}$$

4. Определяем расчетное число мельниц:

$$n = 101/112,54 = 0,89$$

В стержневой мельнице стержни будут заменены металлическими шарами диаметром 50 мм. Это позволяет увеличить время пребывания материала в мельнице и позволяет за две стадии измельчения получить конечную крупность измельчения и классификации 90 % класса -0,074 мм.

2. Охрана труда и техника безопасности на обогатительных фабриках

Охрана труда трудящихся на дробильно-сортировочных, обогатительных и других фабриках обеспечивается выполнением Единых правил безопасности при дроблении, сортировке, обогащении полезных ископаемых и окусковании руд и концентратов, Правил безопасности на предприятиях по обогащению и брикетированию углей и сланцев, требований санитарно-технических норм.

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

Обучение и инструктаж по технике безопасности. Перед допуском к работе вновь принятые рабочие должны пройти первичный инструктаж и трехдневное обучение по технике безопасности. На время обучения рабочих прикрепляют к опытным производственникам. К самостоятельной работе рабочих допускают после сдачи экзамена комиссии.

Спецодежда и спецобувь. Для защиты здоровья трудящихся от воздействия внешней среды работающим на обогатительных фабриках бесплатно по установленным нормам выдают спецодежду и спецобувь. Спецодежда и спецобувь должны находиться в исправном состоянии, исключающем захват их движущимися частями оборудования.

Передвижение по фабрике. При передвижении по территории фабрики следует руководствоваться установленными знаками. Передвижение по фабрике допускается только по предусмотренным для этого проходам, лестницам и площадкам. Существующие нормы устанавливают ширину свободных проходов между оборудованием от 0,7 до 2,2 м в зависимости от интенсивности движения и от 0,6 до 1 м между ленточными конвейерами в зависимости от их ширины. Ширина лестниц менее 0,6 м не допускается. Угол наклона постоянно эксплуатируемых лестниц должен быть не более 45°, а редко посещаемых — не более 60°. Через ленточные конвейеры, длина которых превышает 20 м, устанавливают переходные мостики.

Ограждения. Все обслуживающие площадки, расположенные на высоте более 0,3 м, переходные мостики и лестницы снабжаются перилами высотой не менее 1 м со сплошной зашивкой по низу перил на высоту 0,14 м. Перилами снабжаются и проемы, зумпфы, колодцы и каналы. Все вращающиеся части оборудования должны иметь прочные и надежные ограждения, исключающие возможность травмирования обслуживающего персонала. Ограждения блокируются с пусковыми устройствами, чтобы не допустить пуск в работу оборудования при снятом ограждении.

Пуск механизмов в работу. На современных обогатительных фабриках пуск и остановка оборудования производятся с центрального пульта. При этом допускается и местное управление. Перед пуском в работу оборудования подается звуковой сигнал продолжительностью 10 с, затем не менее чем через 30 с подается второй сигнал продолжительностью 30 с. Одновременно о пуске сообщается через громкоговорящую связь. Для аварийной остановки механизмов на рабочих местах устанавливаются аварийные кнопки «Стоп».

Безопасность ремонтных работ. При выполнении ремонтных работ для обеспечения безопасности ремонтного и технологического персонала на обогатительных фабриках введена бирочная система. Перед выполнением ремонтных работ издается распоряжение с указанием организационных и технических мер по их безопасности и назначается ответственный производитель работ. Ремонт разрешается начинать после очистки и промывки оборудования от находящегося в нем материала и при наличии удобной для работы ремонтно-монтажной площадки. Применяемые при ремонтах подъемно-транспортные механизмы должны иметь грузоподъемность, обеспечивающую подъем наиболее тяжелых узлов и деталей. Использовать неисправные подъемно-транспортные механизмы или механизмы, у которых истек срок технического освидетельствования, запрещается. Работа на высоте при отсутствии обслуживающих площадок должна выполняться только с применением предохранительного пояса. Запрещается пользоваться неисправным инструментом.

Работа с вредными веществами. Помещения, в которых хранятся реагенты и выполняется работа с ними, должны быть оборудованы вентиляцией, обеспечивающей удаление вредных веществ до установленных предельно допустимых концентраций.

Подготовка, растворение и транспортирование реагентов должны производиться без применения ручного труда. Все виды работ в реагентном отделении выполняются не менее чем двумя рабочими с использованием предусмотренных средств защиты. При работе с реагентами необходимо принимать меры, предупреждающие распыление, разбрызгивание и проливы их на пол, оборудование, тару, одежду.

В местах хранения, погрузки, разгрузки и растворения реагентов необходимо иметь средства для обезвреживания пролитых и просыпанных реагентов. В реагентных отделениях предусматриваются шланги с

пробковым краном и распылителем для смыва водой кислот и щелочей с поверхности кожи, а для промывки глаз — устройства типа питьевых фонтанчиков.

Запрещается хранить в помещении с реагентами личную одежду и продукты питания. Все лица, соприкасающиеся с реагентами, должны после работы принимать душ.

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

- не работать на неисправном оборудовании и с неисправным инструментом, при снятых или неисправных ограждениях;
- не проводить на ходу ремонт, смазку и регулировку оборудования, чистку его от материала и посторонних предметов;
- не заходить за ограждения работающего оборудования;
- перед подачей сигнала о готовности оборудования к работе убедиться в отсутствии опасности для других работающих;
- пользоваться только установленными для данной профессии спецодеждой, спецобувью и индивидуальными средствами защиты;
- содержать в чистоте рабочее место и не загромождать его посторонними предметами;
- при ненормальной работе оборудования (повышенный шум, сильные вибрации), появлении дыма или огня из электродвигателя и пусковых устройств немедленно остановить его и сообщить мастеру;
- строго соблюдать правила внутреннего распорядка и предписания инструкций по технике безопасности. Кроме общих инструкций на обогатительных фабриках разработаны и выполняются правила техники безопасности для отделений дробления и грохочения, измельчения и классификации, флотации и реагентного, гравитационных методов, магнитной и электрической сепарации, обезвоживания, сушки, отделения складирования хвостов и очистки сточных и кондиционирования оборотных вод с учетом специфических условий.

5. Охрана окружающей среды

Экологические требования к горному, обогатительному и металлургическому переделам при добыче и переработке полезных ископаемых — резкое сокращение отходов производства и рекультивация занятой ими поверхности, предотвращение загрязнения атмосферы и вод вредными промышленными выбросами.

Сокращение отходов производства. Решение этой задачи — комплексное их использование, создание безотходной технологии. В настоящее время резко возросли объемы вовлекаемых в переработку вскрышных пород, лежалых и отвальных хвостов, шлаков металлургических заводов, пиритных огарков, легкой фракции, выделяемой при обогащении в тяжелых средах, а также отвалов забалансовых и труднообогатимых руд. Отходы обогащения используют для закладки выработанных пространств на рудниках. Механизация и автоматизация процесса транспорта и укладки хвостов на рудниках Канады позволили практически исключить строительство дорогостоящих хвостохранилищ.

С проблемой безотходной технологии непосредственно связан вопрос упорядоченного складирования и хранения (в общей массе или пофракционно) хвостов обогатительных фабрик с целью их наиболее рационального и экономического использования (если не в настоящее время, то в дальнейшем). Поэтому в процессе технологических исследований и проектирования горно-обогатительных предприятий хвосты рассматривают как потенциальный товарный продукт с вытекающими отсюда последствиями (заблаговременная, по-фракционная классификация, упорядоченное хранение, исследования технологии доработки и области потребления, поиск потребителя).

Рекультивация земель в зоне разработки месторождения и складирование отходов производства. В настоящее время в ряде случаев (США) отказываются от разработки новых месторождений открытым способом (самым экономичным и производительным) и переходят к подземной добыче, чтобы сохранить большие территории земли в естественном виде. При рекультивации земель важная и недостаточно решенная до настоящего времени проблема — закрепление отвалов и содержание хвостохранилищ, учитывая временный характер их консервации. Хвостовые отвалы, содержащие практически 100 % частиц размером -1 мм, являются эрозионно опасными материалами, для закрепления которых от ветровой и водной эрозии используют биологический и физико-химический методы стабилизации.

Физико-химическая стабилизация выполняется с помощью образования на пылящей поверхности хвостохранилищ покрытия из вяжущих веществ (минеральных, органических и вяжущих синтетических высокомолекулярных соединений). Из них хорошо зарекомендовали себя вяжущие составы на основе органических соединений, представленных продуктами переработки нефти, сланцев, отходами целлюлозно-бумажной промышленности (водные эмульсии битума, сланцевое масло, сульфитно-спиртовая барда и т. д.). Биологическая стабилизация действующих и отработанных хвостохранилищ и отвалов предусматривает создание на эродируемой поверхности покрова из многолетних трав, посадку лесных полос, полосное размещение культивируемых растений после нанесения на нее слоя почвы (10—20 см).

Предотвращение загрязнения окружающей среды. Промышленные воды предприятий, например, цветной металлургии загрязнены примесями твердых минеральных веществ, остатками флотационных реагентов, большинство которых токсичны (цианиды, ксантогенаты, нефтепродукты и др.), ионами тяжелых металлов (меди, свинца, цинка, никеля и др.), мышьяком, фтором, ртутью, сурьмой, сульфатами, хлоридами и др. Предотвращение загрязнения ими водоемов достигается посредством совершенствования системы водооборота, кондиционирования оборотных и очистки сточных вод с утилизацией ценных компонентов.

С целью совершенствования системы водооборота получают распространение схемы замкнутого оборотного водоснабжения со сгущением хвостов на промплощадке фабрик в открытых сгустителях больших размеров с транспортированием и складированием сгущенных хвостов. При такой схеме сокращаются расходы электроэнергии на перекачку оборотных вод и хвостов, на сооружение и эксплуатацию хвостохранилищ, уменьшаются площади земельных отводов под хво-стохранилища и загрязнение водоемов сточными водами.

Для предотвращения фильтрации вод из хвостохранилищ, куда поступают обычно и рудничные воды, применяют новые способы и конструкции противофильтрационных устройств с использованием водоупорных свойств намывного материала, а также разрабатывают эффективные типы и конструкции дренажных устройств, включая разработку обратных фильтров для складываемых тонкодисперсных материалов с учетом их химического состава. Для снижения содержания вредных веществ в промышленных водах разрабатывают технологические режимы разделения коллективных свинцово-цинково-медных и других концентратов с применением нетоксичных реагентов и частичным или полным исключением цианида. Интенсификация осаждения взвешенной фазы в сгустителях и хвостохранилище достигается за счет применения флокулянтов (например, полиакриламида и др.) и коагулянтов (извести, железного купороса и др.). Для грубой очистки и осветления промышленных сточных вод могут быть использованы методы адгезионной сепарации.

При очистке и кондиционировании промышленных вод наиболее часто (например, в России) используют метод хлорирования (хлорной известью, жидким хлором, гипохлорит-ной пульпой), позволяющий очищать пульпу от цианидов. Однако хлорирование повышает жесткость оборотных вод, увеличивает концентрацию в них хлоридов и сульфоксидов, затрудняющих ведение процессов селективной флотации. Поэтому метод хлорирования постепенно вытесняется более совершенными методами очистки.

Из новых методов, позволяющих очищать промышленные воды также от цианидов, сернистых соединений, поверхностно-активных соединений и ионов тяжелых металлов, получают развитие обработка озоном, перекисью водорода, продувка углекислым газом, биохимические методы очистки, в том числе с применением высших водных растений и адаптация микроорганизмов.

Однако эти методы не всегда позволяют решить проблемы очистки вод до необходимых кондиций от мышьяка, фтора, молибдена, вольфрама, масел и нефтепродуктов, добиться обессоливания сточных вод, предотвратить зарастание трубопроводов карбонатом кальция.

Наиболее перспективен комплексный подход к решению задач очистки вод и утилизации ценных компонентов. Он заключается в применении для этих целей комбинированных химико-обогачительных, химико-металлургических и электрохимических процессов (ионная и электролитическая флотация ионов, молекул и осадков, сорбция и экстракция катионов цветных и редких металлов, постоянно- и переменного-тока обработка вод с целью избирательного осаждения, окисления или восстановления компонентов промышленных вод).

Оборотные воды необходимо кондиционировать с учетом требований технологического процесса, в который их подают. Применительно к флотации эти требования описываются физико-химической моделью процесса, которая может служить заданием функциональному блоку систем автоматического контроля и регулирования процесса кондиционирования оборотных вод.

Детерминированные физико-химические модели процессов и селективной флотации, используемые в системах автоматизации, обеспечат надежную их оптимизацию даже при использовании оборотных вод и возможность перехода от нерационального способа очистки сточных вод с химическим разрушением реагентов к кондиционированию оборотных вод без разрушения необходимых в процессе реагентов, но с извлечением и утилизацией ценных компонентов (например, растворенных цветных и благородных металлов). Для реализации физико-химических моделей в системах автоматического контроля и регулирования процессов кондиционирования оборотных вод и флотации необходимы датчики концентрации реагентов в пульпе. Датчики и измерительные приборы необходимы также для контроля состава промышленных вод и систем автоматического регулирования процессов очистки сточных вод, чтобы обеспечить надежную защиту водоемов от загрязняющих веществ.

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

В данной выпускной работы выбрана и рассчитана схема обогащения фосфоритовых руд месторождения Джерой-Сардары, обеспечивающая получение фосфоритового концентрата с содержанием P_2O_5 22,5 %.

Технологический режим обогащения включает в себя следующие циклы: цикл рудоподготовки, представленный отдельным циклом дробления (три стадии) и циклом измельчения (две стадии), цикл обогащения с использованием флотации. Конечной операцией является флотация с последующей перемешкой.

В цикле рудоподготовки предусмотрено двухстадийная схема измельчения. Первая стадия измельчения работает в замкнутом цикле с поверочным классификацией. Вторая стадия измельчения работает в замкнутом цикле с предварительной классификацией в гидроциклонах.

В состав обогатительной фабрики входят: отделение дробления, отделение измельчения, отделение обогащения, реагентное отделение.

Экономические показатели оцениваются рентабельностью (28,18 %) и сроком окупаемости равным 3,2 года. Проектные решения по охране труда соответствуют нормам.

Список использованной литературы

1. Полькин С.И. «Обогащение руд россией редких и благородных металлов» М.1987г.
2. Разумов К.А., Перов В.П. «Проектирование обогатительных фабрик». Москва 1982 г
3. Аскарлов М.А., Чаплыгина А.Г. «Методическое пособие по проектированию обогатительных фабрик» Ташкент 1991 г
4. Шохин В.М., Лопатин А.Г. «Гравитационные методы обогащения». Недрa 1980 г, Недрa 1992 г
5. Разумов К.А., Перов В.П. «Проектирование обогатительных фабрик» М.1982г.
6. С.Э.Фридман, О.К.Щербаков «Обогащение полезных ископаемых» Москва «Недра» 1985г, 206стр.
7. Е.Е.Серго «Дробления, измельчения и грохочения полезных ископаемых» Москва «Недра» 1985г, 286стр.
8. В.М. Моршинин «Устройство и эксплуатация обогатительных машин» Москва «Недра», 1989г, 336стр.
9. Иванов Э.Э. «Дробление, измельчение и подготовка сырья к обогащению» учебное пособие. Екатеринбург 2004г