

**НАВОЙСКИЙ ГОРНО-МЕТАЛЛУРГИЧЕСКИЙ КОМБИНАТ
НАВОЙСКИЙ ГОСУДАРСТВЕННЫЙ ГОРНЫЙ ИНСТИТУТ**

**ХИМИКО-МЕТАЛЛУРГИЧЕСКИЙ ФАКУЛЬТЕТ
КАФЕДРА – «МЕТАЛЛУРГИЯ»**

КУРСОВОЙ ПРОЕКТ

по предмету «Технология обогащения полезных ископаемых»

На тему: Выбор и расчет технологии рудоподготовки медно-молибденовых руд к обогащению

Студент гр. 2-08 ГД Ахмедов Ф

Руководитель проекта: Саидахмедов А.А.

Навои-2012 г.

Содержание

1. Теоретическое введение.....	2
2. Расчёт схемы дробления с выбором оборудования	11
3. Выбор и расчёт грохотов.....	16
4. Расчёт схемы измельчения с выбором оборудования	19
5. Расчёт водно-шламовой схемы.....	25
6. Расчёт гидроциклонов.....	27
7. Расчёт песковых насосов.....	30
8. Расчёт энергоёмкости.....	31
9. Расчёт металлоёмкости.....	31
10. Использованная литература.....	32
11. Приложение.....	33

Теоретическое введение.

Дробление.

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

Горная порода – это природная ассоциация минералов, которые характеризуются определённым составом и строением. Горные породы образуются в результате геологических процессов.

Свойства горных пород.

Дробимость – обобщающий параметр механических свойств горных пород, характеризующийся энергоёмкостью процесса дробления (удельный расход энергии).

Абразивность – способность горных пород изнашивать при трении рабочие органы дробилок, мельниц и других машин.

Твёрдость – сопротивление местному локализованному разрушению или местной деформации под действием сосредоточенных на небольшом участке поверхности тела сил.

Крупность – усреднённое значение размера куса неправильной формы, характеризующееся средним диаметром.

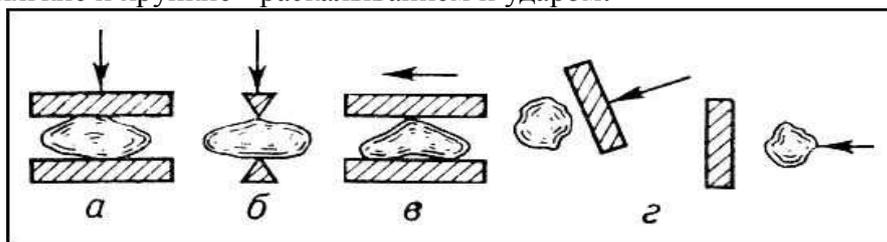
Плотность (тела) – отношение массы тела к его объёму.

Дробление, измельчение, грохочение и классификация являются подготовительными процессами обогащения.

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

Дробление – процесс предварительного уменьшения крупности руды путём её разрушения под действием внешних сил, преодолевающих внутренние силы сцепления, которые связывают между собой частицы твёрдого тела.

Уменьшение крупности тела осуществляется посредством следующих воздействий: раздавливание (а), раскалывание (б), истирание (в) и удар (г). Прочные и абразивные материалы дробят преимущественно раздавливанием, прочные и вязкие – раздавливанием с истиранием, мягкие и хрупкие – раскалыванием и ударом.



Раздавливание – разрушение куса путём сжатия его между двумя дробящими поверхностями.

Истирание – одновременное сжатие и перемещение двух дробящих поверхностей.

Раскалывание – усилие сжатия дробящей поверхности, сосредоточенное на очень маленькой площади.

Удар – внезапное приложение к телу внешних сил.

Излом – усилие сжатия дробящей поверхности, сосредоточенное на очень маленькой площади, приложенное в нескольких точках.

Сдвиг – смешение частиц твёрдого тела относительно друг друга.

Эффективность работы дробящих машин \mathcal{E} оценивается расходом энергии на дробление и выражается в тоннах дроблёного продукта на 1кВт.ч. израсходованной энергии: $\mathcal{E} = Q/E$

Удельный расход энергии – величина обратная Θ : $E_{уд.} = E/Q$, где

Q - массовая производительность дробильной машины;

E - энергия, затраченная на дробление.

Энергетические законы дробления.

При дроблении коэффициент преобразования электрической энергии в механическую $\eta = 85\%$. Из всей затрачиваемой энергии на разрушение идёт лишь около 0,1 %

Распределение энергии при дроблении.

1. На упругую и пластинчатую деформацию дробимого материала и рабочих поверхностей машины.

2. На изменение структуры дробимых зёрен.

3. На сообщение кинетической энергии обломкам зёрен, разрушенным кускам.

4. На трение зёрен между собой и трение зёрен с рабочими поверхностями машины.

4. На износ рабочих поверхностей.

5. На безрезультатное нагружение зёрен.

6. На звуковые колебания.

Энергетические законы дробления определяют зависимость работы, затрачиваемой на дробление от результирующей крупности.

Закон Риттингера. Работа дробления прямо пропорциональна вновь образованной поверхности:

$$A = k_k D^2, H \cdot м/м^2, \text{ где}$$

k_k – коэффициент Риттингера

Данный закон хорошо описывает процессы тонкого измельчения, когда вновь образованная поверхность очень велика, однако не учитывает увеличение прочности материала по мере уменьшения крупности.

Закон Кирпичёва–Кика. Расход энергии на дробление материала пропорционален объёму или весу дробимого куска:

$$A = \frac{\sigma^2 \cdot V}{2 \cdot E} = k_k \cdot D^3,$$

где σ - напряжение деформации;

V – объём деформируемого тела;

E – модуль Юнга.

Данный закон хорошо описывает область крупного и среднего дробления. Когда степень дробления мала и энергией затрачиваемой на образование новой поверхности можно пренебречь.

Закон Бонда. Полная работа дробления включает работу деформации (закон Кирпичёва-Кика) и работу по образованию новой поверхности (закон Риттингера) и пропорциональна среднему геометрическому объёму и площади поверхности разрушаемого зерна:

$$A = K_B \cdot D^{2,5}, \text{ где}$$

K_B – коэффициент Бонда

По теории Бонда работа дробления пропорциональна длине вновь образованных при разрушении трещин.

Закон Ребиндера. Работа, затрачиваемая на измельчение материала, складывается из работ на его деформацию и на образование новой поверхности.

$$A = A_d + A_s = K \cdot \Delta V + A_0 \cdot \Delta S, \text{ где}$$

K – коэффициент пропорциональности, равный работе, затрачиваемой на деформацию единицы деформируемого объёма зерна;

ΔV – изменение объёма деформируемого зерна;

A_0 – работа, затрачиваемая на образование единицы новой поверхности;
 ΔS – площадь поверхности, вновь образованной при измельчении.

Выбор схемы дробления

Сравнительная таблица процессов дробления и измельчения	
<i>Аппаратура</i>	
Дробилки	Мельницы
<i>Силы</i>	
Раздавливание	Истирание
<i>Классификация</i>	
Грохочение	Классификация
<i>Виды процессов</i>	
В основном сухие	В основном мокрые

1500 мм → дробление → 5-25 мм → измельчение → до 0,044 мм

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

Подготовительные процессы занимают большую долю затрат в структуре затрат на обогащение, дробление – 19,6 %; измельчение – 28,4 %. В целом – до 50% затрат фабрики. Затрата металла: от 1 до 15 кг на тонну руды. При строительстве обогатительной фабрики 50% затрат идёт на отделение дробления. Отсюда золотое правило: «не дробить ничего лишнего».

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

В подготовительных процессах различают стадии подготовки в зависимости от числа последовательных операций: одно-, двух-, трёх-, четырёхстадиальные схемы дробления. Аналогичная терминология применяется и для процессов измельчения.

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

Крупное дробление: 500 ÷ 1500 мм

Среднее дробление: 350 ÷ 100 → 150 ÷ 40 мм.

Мелкое дробление: 150 ÷ 40 → 25 ÷ 5 мм.

Число стадий дробления определяется 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 (открытый способ – до 1500 мм, шахтный – до 500 – 600 мм). Размеры зёрен полезного минерала не превышают 0,1 – 0,2 мм (тонкие минеральные выделения), а в большинстве случаев составляют сотни и тысячи долей мм. Поэтому горные массы необходимо подвергать подготовительным процессам.

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

Степень дробления – количественная характеристика процессов уменьшения крупности, которая представляет собой отношение максимальной крупности куска до дробления к максимальной крупности куска после дробления.

$$S = \frac{D_{\max}}{d_{\max}}$$

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

- крупное дробление – до 5;
- среднее дробление:
 - без предварительного грохочения – до 6;
 - с предварительным грохочением – до 8;
- мелкое дробление в замкнутом цикле – до 8.

$S_{об} = S_I S_{II} S_{III}$, оптимально: $S_{об} = 60 \div 150$.

Грохочение – процесс разделения смеси зёрен минералов и пустой породы на классы крупности, путём их отсева на просеивающих поверхностях или ситах. Операции предварительного грохочения применяются для сокращения количества материала, поступающего в дробление (за счёт отсева мелочи), и увеличения подвижности материала в рабочей зоне дробилки, что обеспечивает уменьшение забивания 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, а также при высокой влажности этого класса (чтобы не уменьшить производительность дробилки).

В первой стадии при больших размерах выпускной щели (>100 мм) мелкая руда свободно проходит через дробилку, и предварительное грохочение имеет значение только 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 двух дробилок крупного дробления, то следует остановиться на варианте установки одной дробилки с предварительным грохочением, поскольку установка второй дробилки почти удваивает капитальные затраты на строительство отделения крупного дробления.¹

Измельчение.

Измельчение – это процесс раскрытия минералов (руда превращается в механическую смесь зёрен ценных минералов и пустой породы) и доведение их до оптимальной крупности для последующих процессов обогащения.

Измельчение - самый энергоёмкий процесс. Производительность обогатительной фабрики рассчитывается по производительности цеха измельчения. Формально, измельчением считается процесс, в котором происходит уменьшение крупности от 5 мм и менее. Номинальная крупность измельченного продукта измеряется десятками или сотнями миллиметров. Так как при измельчении вновь образованная поверхность очень большая, то измельчение очень хорошо описывается законом Риттингера и иногда законом Бонда. Аппараты измельчения называются мельницами. Основные виды воздействия на измельчаемый материал - удар, раздавливание и небольшое истирание.

В реальных условиях процесс измельчения может осуществляться:

- 1) в открытом цикле;
- 2) в замкнутом цикле;
- 3) в полужамкнутом цикле.

Почти во всех случаях применяется замкнутый цикл с классифицирующими аппаратами. Процессы измельчения чаще всего мокрые (измельчение в водной среде). Разгрузка мельниц – пульпа (60-80 % твёрдого).

¹ Разумов К.А., Перов В.А. Проектирование обогатительных фабрик. М., «Недра» 1982 (стр.46-47).

Факторы, влияющие на производительность мельниц.

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

Закон Риттингера: $6 \cdot Q \cdot \delta^{-1} \cdot (d^{-1} - D^{-1}) \cdot K_u \cdot N$, где

Q - производительность мельницы;

δ - плотность измельчаемого материала;

d и D - средние размеры зерна исходного и измельчённого материала;

K_u - коэффициент, зависящий от измельчаемого материала;

N - мощность, потребляемая мельницей.

$Q = \mathcal{E} \cdot N$, где \mathcal{E} - эффективность измельчения.

2. Производительность мельницы пропорциональна 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 определённом режиме работы пропорциональна 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, из-за значительного скольжения шаров.

5. Степень заполнения мельниц измельчающей средой. С ростом степени заполнения мельниц измельчающей средой растёт расход энергии на измельчение и достигает максимума при степени заполнения 50%. Дальнейшее увеличение степени заполнения мельницы измельчающей 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 дробящих тел. Загрузка шаров различных размеров даёт большую производительность, чем производительность при однородных шаровых телах. Крупная и твёрдая руда требует шары большого размера, мягкая и мелкая руда лучше измельчается шарами меньших размеров, т.к. число шаров становится больше при той же их массе.

7. Соотношение Т:Ж в мельнице. При меньшем содержании воды плотность пульпы увеличивается, следовательно измельчающие 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.

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

Обычно циркулирующая нагрузка находится в пределах от 100 до 400%. Для мягких руд $C=100\%$, для твердых $C=250-300\%$

9. Степень заполнения пульпой.

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

Гидроциклон.

Гидроциклон - 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 пульпа, и сливное отверстие. У конической части предусмотрена насадка, 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. Тяжёлые 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) отсутствие движущихся частей;
- 4) даёт более тонкий слив;
- 5) более легкий пуск и остановка.

Недостатки:

- 1) необходимость насоса для подъёма пульпы;
- 2) расход электроэнергии больше;
- 3) большой износ сливных насадок.

Гидроциклон обязательно футеруется резиной, каменным литьем, полиуританом.

Факторы, влияющие на работу гидроциклона.

Диаметр гидроциклона определяет производительность и крупность слива. С увеличением диаметра производительность возрастает практически квадратично. С уменьшением диаметра получается более тонкий слив.

Размер и форма питающего отверстия:

$$S_{\text{пит}} < S_{\text{сл}} + S_{\text{песк}}$$

Размер сливного патрубка:

$$d_{\text{сл}} = 1,2d_{\text{пит}}$$

Размер пескового отверстия:

$$d_{\text{песк}} = (0,15 - 0,8)d_{\text{сл}}$$

Высота цилиндрической зоны должна быть большой, чтобы обеспечить равномерный вход питания в конечную часть гидроциклона.

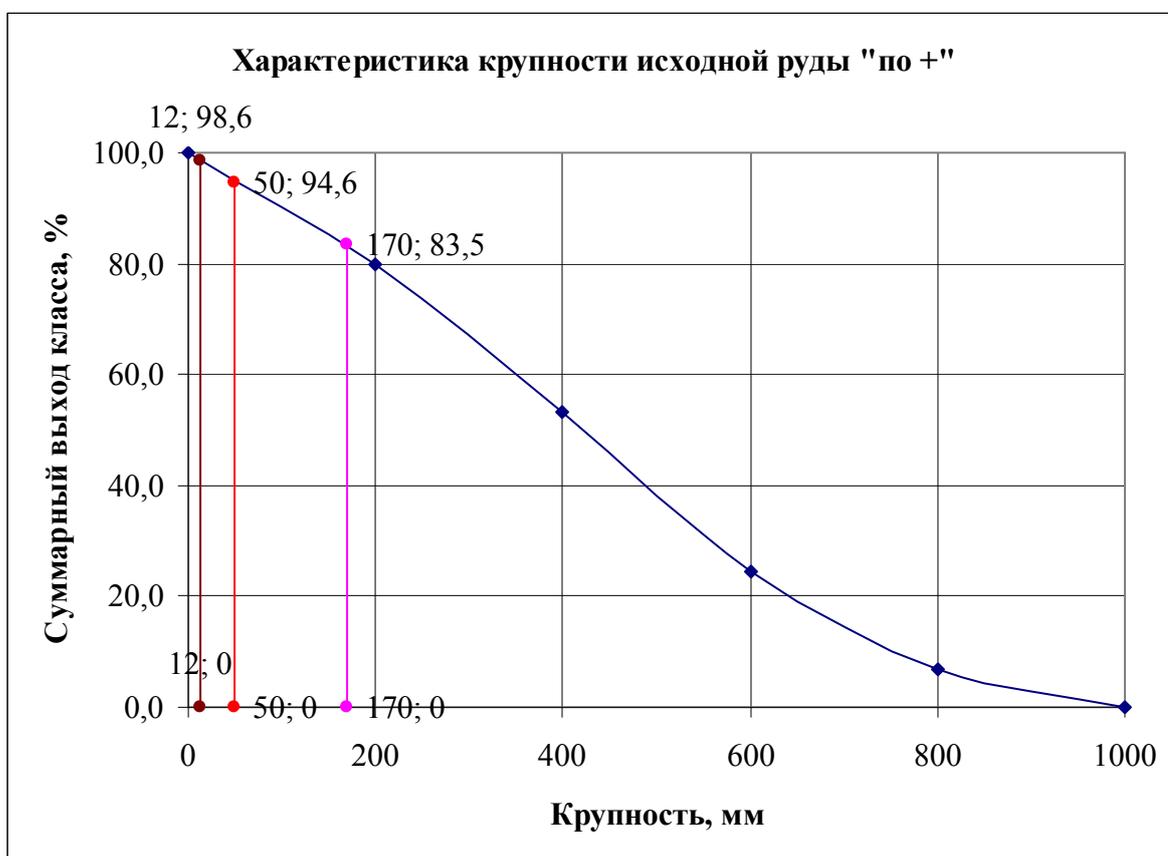
Принцип выбора гидроциклона.

На каждую мельницу должен устанавливаться минимум один рабочий гидроциклон. Если установлен один, два, три рабочих гидроциклона, то принимается 100% запас; если больше, то 50% .

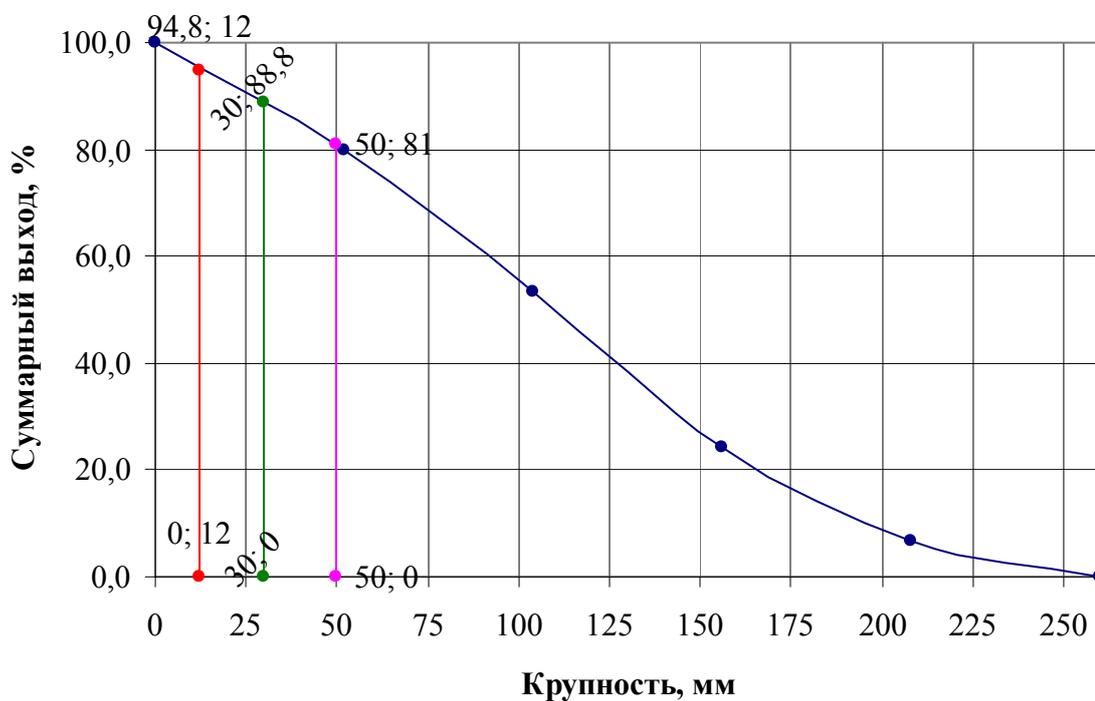
Каждый гидроциклон должен работать со своим песковым насосом. В случае, если установлена батарея, число насосов отличается от количества гидроциклонов. Запас насосов такой же, как и на гидроциклон.

Исходные данные.

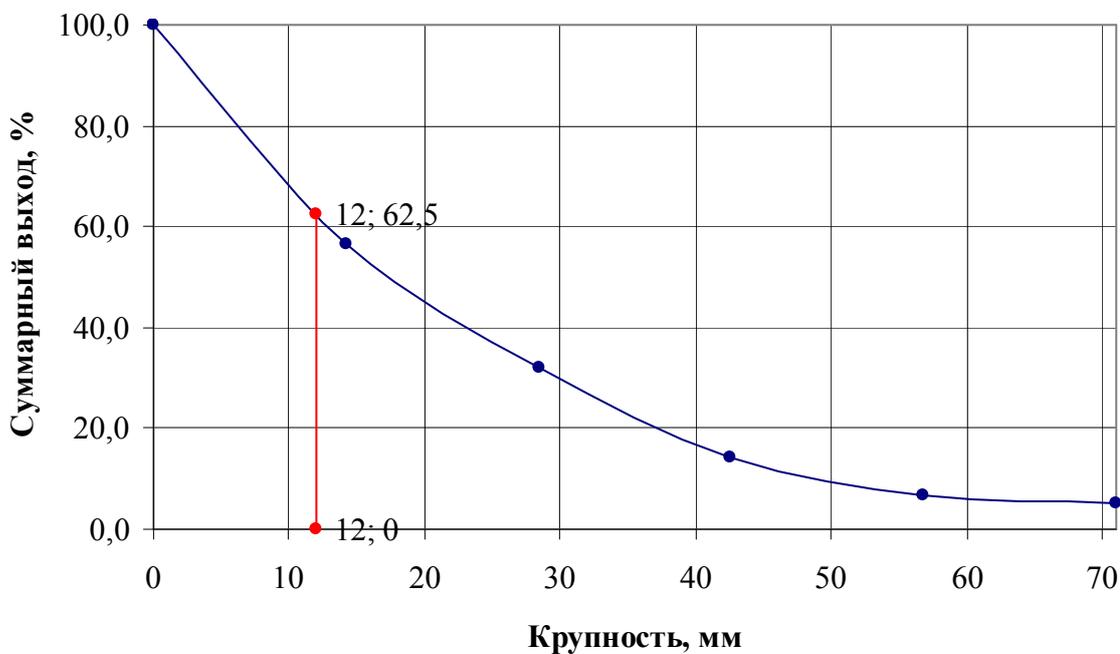
№ п/п	Показатели	Значение	Размерность
1	Производительность проектируемой фабрики	$9 \cdot 10^6$	т/Г
2	Тип руды	Сu-Мо	-
3	Исходная крупность руды	1000	мм
4	Твёрдость руды	Г (твёрдая)	-
5	Плотность руды	2,9	т/м ³
6	Насыпной вес руды	1,7	т/м ³
7	Содержание класса -0,074 мм в продукте, после I стадии измельчения	40	%
8	Содержание класса -0,074 мм в конечном продукте, после II стадии измельчения	75	%



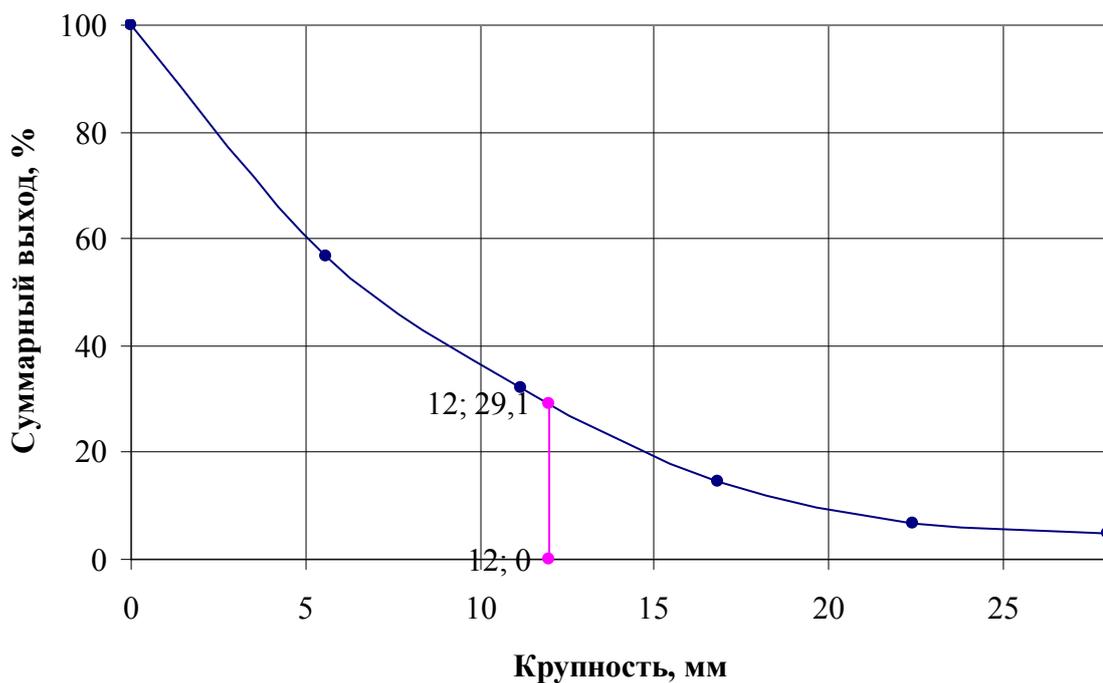
Характеристика крупности дробленых продуктов ЩДП "по +"



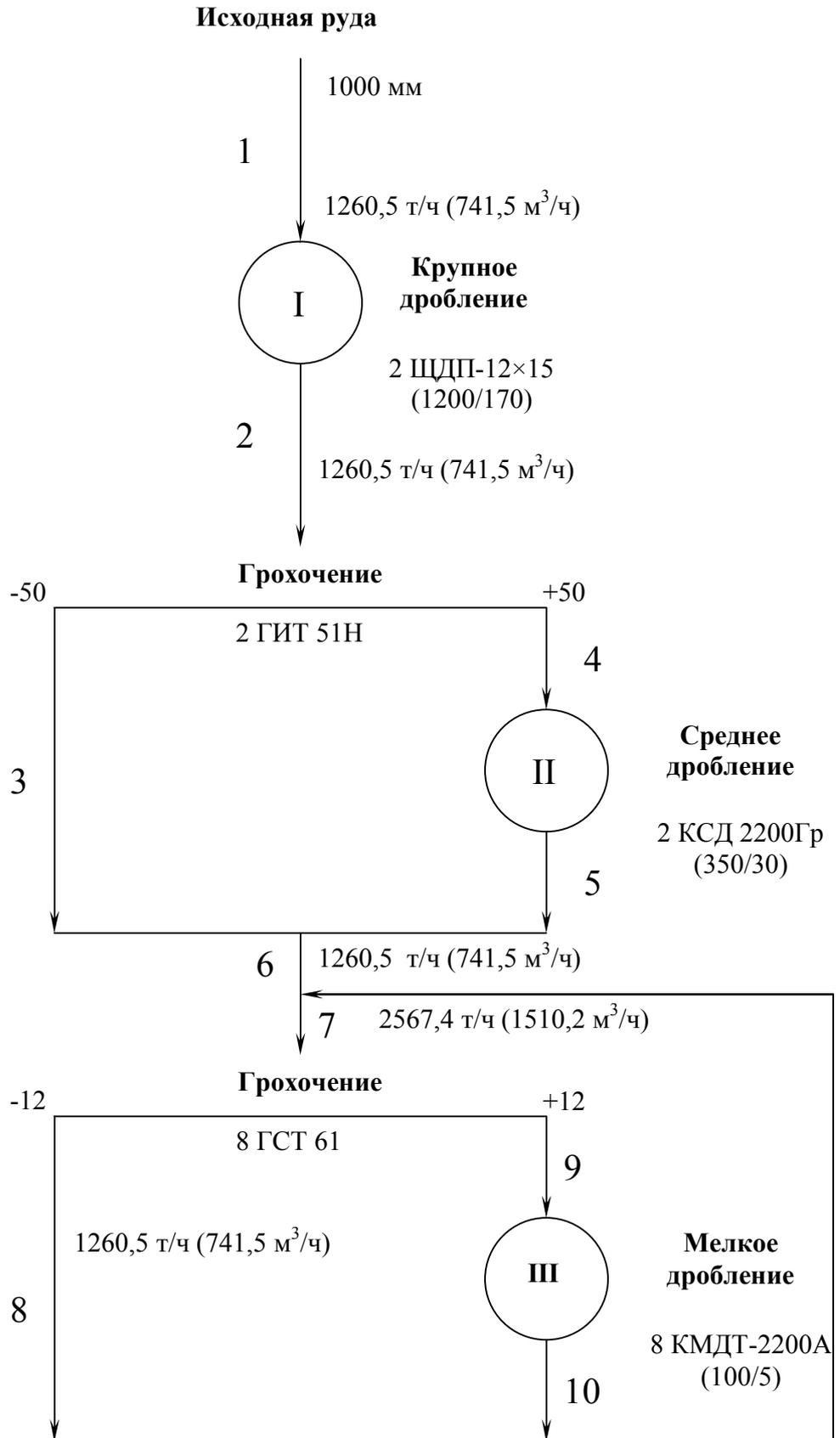
Характеристика крупности дробленых продуктов КСД "по +"



Характеристика крупности продуктов дробления КМД "по +"



Расчёт схемы дробления.



1. Определение общей степени дробления.

$$S_{\text{общ.}} = \frac{D_{\text{max}}}{d_{\text{max}}} = \frac{D_1}{d_8} = \frac{1000}{12} \approx 83$$

2. Определение степени дробления по стадиям.

$$S_{\text{общ.}} = S_I \cdot S_{II} \cdot S_{III} \quad S_I = 3 \div 4 < S_{\text{ср.}} \quad S_I = 3,85$$

$$S_{\text{ср.}} = \sqrt[3]{S_I \cdot S_{II} \cdot S_{III}} = \sqrt[3]{S_{\text{общ.}}} \quad S_{II} = 4 \div 6 \approx S_{\text{ср.}} \quad S_{II} = 4,3$$

$$S_{III} = 5 \div 8 > S_{\text{ср.}} \quad S_{III} = 5$$

$$S_{\text{ср.}} = \sqrt[3]{3,85 \cdot 4,3 \cdot 5} = \sqrt[3]{83} = 4,4$$

3. Определение условной номинальной крупности продуктов после отдельных стадий дробления.

$$d_2 = \frac{D_1}{S_I} = \frac{1000}{3,85} \approx 260 \text{ мм}; \quad d_5 = \frac{D_1}{S_I S_{II}} = \frac{1000}{3,85 \cdot 4,3} \approx 60 \text{ мм};$$

$$d_{10} = \frac{D_1}{S_I S_{II} S_{III}} = \frac{1000}{3,85 \cdot 4,3 \cdot 5} \approx 12 \text{ мм}$$

Результаты расчёта номинальной крупности продуктов после каждой стадии.

Стадия дробления	Номинальная крупность питания D_H (мм)	Степень дробления	Номинальная крупность продуктов d_H (мм)
I	1000	3,85	260
II	260	4,3	60
III	60	5	12

4. Определение ширины загрузочного отверстия дробилки.

$$B = \frac{D_i}{(0,8 - 0,85)} \quad D_i - \text{крупность кусков руды в питании дробилки.}$$

$$B_I = \frac{D_1}{0,83} = \frac{1000}{0,83} \approx 1205 \text{ мм}; \quad B_{II} = \frac{D_2}{0,83} = \frac{260}{0,83} \approx 313 \text{ мм}; \quad B_{III} = \frac{D_3}{0,83} = \frac{60}{0,83} \approx 72 \text{ мм}$$

Результат расчёта ширины загрузочного отверстия дробилок.

Стадия дробления	Номинальная крупность кусков в питании D_H , мм	Коэффициент	Минимальная необходимая ширина приёмного отверстия дробилок, мм
1	1000	0,83	1205
2	260	0,83	313
3	60	0,83	72

5. Определение ширины разгрузочного отверстия дробилки $i = \frac{D}{Z}$.

D – диаметр кусков после дробления, мм

Z – коэффициент закругнения. От I к III стадии Z увеличивается

I) $Z = 1,5$ Возьмём: I) $Z = 1,5$

II) $Z = 1,8 \div 2,0$ II) $Z = 1,8$

III) $Z = 2,5 \div 3,0$ III) $Z = 2,5$

$$i_I = \frac{260}{1,5} \approx 170 \text{ мм}; \quad i_{II} = \frac{60}{1,8} \approx 30 \text{ мм}; \quad i_{III} = \frac{12}{2,5} \approx 5 \text{ мм}$$

Необходимые размеры выходных щелей дробилок в каждой стадии.

Стадия дробления	Номинальная крупность d_n , мм	Коэффициент закругнения Z	Размер выходной щели i , мм
I	260	1,5	170
II	60	1,8	30
III	12	2,5	5

6. Предварительный выбор дробилок.

а) выбираем размеры отверстий сит грохотов и эффективность грохочения по стадиям.

I стадия: нет грохота

II стадия: $a_{II} = (1,4 - 1,5)i_{II} = 1,5 \cdot 30 \approx 50 \text{ мм}; E_{II} = 80\%$

III стадия: $a_{III} = (2,5 - 3,0)i_{III} = 2,5 \cdot 5 \approx 12 \text{ мм}; E_{III} = 85\%$

б) определяем приблизительные значения масс продуктов (γ_i) 1;2 и 9, поступающих на операции дробления, с учётом того, что руда твёрдая (Т)¹.

Возьмём:

$\gamma_2 = 80-85\%$; $\gamma_2 = 83\%$;

$\gamma_9 = 150-190\%$. $\gamma_9 = 170\%$.

г) найдём производительность фабрики по отделениям².

$Q = 9000000 \text{ т/г}$

Число рабочих часов в смену 7

Число смен в сутки 3

Число рабочих дней в году 340

$$Q_{к.д.ч.} = \frac{Q}{340 \cdot 3 \cdot 7} = \frac{9 \cdot 10^6}{340 \cdot 3 \cdot 7} = 1260,5 \text{ т/ч}$$

$Q_{с.м.д.ч.}$: 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.

$$Q_{с.м.д.ч.} = \frac{Q}{305 \cdot 3 \cdot 7} = \frac{9 \cdot 10^6}{305 \cdot 3 \cdot 7} = 1405,2 \text{ т/ч}$$

Итак,

$$Q_1 = Q_{к.д.ч.} \gamma_1 = 1260,5 = 741,5 \text{ м}^3/\text{ч};$$

$$Q_2 = Q_{с.м.д.ч.} \gamma_2 = 1405,2 \cdot 0,83 = 1166,3 \text{ т/ч} = 686,1 \text{ м}^3/\text{ч};$$

$$Q_9 = Q_{с.м.д.ч.} \gamma_9 = 1405,2 \cdot 1,7 = 2388,8 \text{ т/ч} = 1405,2 \text{ м}^3/\text{ч}.$$

¹ Разумов К.А., Перов В.А. Проектирование обогатительных фабрик. М., «Недра» 1982 (стр.70, табл. 8).

² Разумов К.А., Перов В.А. Проектирование обогатительных фабрик. М., «Недра» 1982 (стр.39, табл. 4).

д) выбираем дробилки с учётом следующих требований:

Показатели	Стадия дробления		
	I	II	III
Крупность кусков в питании, мм	1000	260	60
Ширина приемного отверстия, мм	1205	313	72
Ширина разгрузочного отверстия (не менее), мм	170	30	5
Требуемая производительность, $\frac{m}{ч} / \frac{m^3}{ч}$	1260,5 / 741,5	1166,3 / 686,1	2388,8 / 1405,2

Технологические характеристики выбранных дробилок¹.

Показатели	Стадия дробления		
	I	II	III
Типоразмер	ЩДП 15×21	КСД 2200 Гр	КМДТ 2200А
Ширина приёмного отверстия, мм	1500	350	100
Ширина разгрузочного отверстия, мм	170	30	5
Производительность, $m^3/ч$	750	360	190
Количество дробилок n*, шт.	1	2	8

$$* n = \frac{Q_{\text{треб}}}{Q_{\text{кат}}}$$

7. Окончательный расчёт и выбор дробилок.

Произведём расчёт производительности по каждому потоку.

$$Q_1 = Q = 1260,5 \text{ м}^3/\text{ч} = 741,5 \text{ м}^3/\text{ч};$$

$$Q_2 = Q_1 = 1260,5 \text{ м}^3/\text{ч} = 741,5 \text{ м}^3/\text{ч};$$

$$Q_3 = Q_1 \cdot \beta_2^{-a_{II}} \cdot E^{-a_{II}} = Q_1 \cdot \beta_2^{-50} \cdot E^{-50} = 1260,5 \cdot 0,213 \cdot 0,8 = 214,8 \text{ м}^3/\text{ч} = 126,6 \text{ м}^3/\text{ч}, \text{ где}$$

$$\beta_2^{-50} = \beta_1^{-50} + \beta_1^{+170} \cdot b_1^{-50}$$

где β_2^{-50} - содержание класса меньше размера отверстий сит грохота II стадии в разгрузке дробилки крупного дробления;

β_1^{-50} - содержание класса меньше размера отверстий сит грохота II стадии в исходной руде;

¹ Серго Е.Е. Дробление, измельчение и грохочение полезных ископаемых. М., «Недра» 1985 (Приложения 12; 14; 15).

β_1^{+170} - содержание класса больше размера разгрузочной щели дробилки крупного дробления в исходной руде;

b_I^{-50} - содержание класса меньше размера отверстий сит грохота II стадии в разгрузке дробилки крупного дробления.

$$\beta_2^{-50} = \beta_1^{-50} + \beta_1^{+170} \cdot b_I^{-50} = 0,054 + 0,835 \cdot 0,19 = 0,213.$$

$$Q_4 = Q_2 - Q_3 = 1260,5 - 214,8 = 1045,7 \text{ м/ч} = 615,1 \text{ м}^3/\text{ч};$$

$$Q_5 = Q_4 = 1045,7 \text{ м/ч} = 615,1 \text{ м}^3/\text{ч};$$

$$Q_6 = Q_1 = Q_3 + Q_5 = 214,8 + 1045,7 = 1260,5 \text{ м/ч} = 741,5 \text{ м}^3/\text{ч}$$

$$Q_7 = Q_1 \cdot \left(\frac{1}{E_{III}} + \frac{\beta_9^{+12}}{b_{III}^{-12}} \right) = 1260,5 \cdot \left(\frac{1}{0,85} + \frac{0,61}{0,709} \right) = 2567,4 \text{ м/ч} = 1510,2 \text{ м}^3/\text{ч},$$

$$\text{где } \beta_6^{+12} = 1 - \beta_6^{-12} = 1 - 0,39 = 0,61;$$

b_{III}^{-12} - содержание класса меньше размера отверстий сит грохота III стадии в разгрузке дробилки мелкого дробления.

$$\text{В свою очередь, } \beta_6^{-12} = \beta_2^{-12} + \beta_2^{+30} \cdot b_{II}^{-12} = 0,057 + 0,888 \cdot 0,375 = 0,39,$$

$$\text{где } \beta_2^{-12} = \beta_1^{-12} + \beta_1^{+170} \cdot b_I^{-12} = 0,014 + 0,835 \cdot 0,052 = 0,057;$$

β_1^{-12} - содержание класса меньше размера отверстий сит грохота III стадии в исходной руде;

β_2^{+30} - содержание класса больше размера разгрузочной щели дробилки среднего дробления в разгрузке дробилки крупного дробления;

b_I^{-12} - содержание класса меньше размера отверстий сит грохота III стадии в разгрузке дробилки крупного дробления;

b_{II}^{-12} - содержание класса меньше размера отверстий сит грохота III стадии в разгрузке дробилки среднего дробления.

$$Q_8 = Q_1 = 1260,5 \text{ м/ч} = 741,5 \text{ м}^3/\text{ч};$$

$$Q_9 = Q_{10} = Q_7 - Q_8 = 2567,4 - 1260,5 = 1306,9 \text{ м/ч} = 768,8 \text{ м}^3/\text{ч};$$

$$C = \frac{Q_7 - Q_1}{Q_1} \cdot 100\% = \frac{2567,4 - 1260,5}{1260,5} \cdot 100\% = 104\%.$$

8. Расчёт практической производительности дробилок и коэффициента загрузки.

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

где

$K_{др.}$ - коэффициент, учитывающий крепость руды ($K_{др.} = 1$);

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

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

$$K_{пл.} = \frac{\rho}{2,7} = \frac{2,9}{2,7} = 1,07;$$

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

K_3 - коэффициент загрузки дробилки

$$K_3 = \frac{Q_{преб.}}{Q_{np.} \cdot n}, \text{ где } n - \text{количество дробилок.}$$

$$\text{I стадия: } Q_{np.} = 750 \cdot 1 \cdot 1 \cdot 1,07 \cdot 1 = 802,5 \text{ м}^3/\text{ч}; \quad K_3 = \frac{741,5}{802,5 \cdot 1} = 0,92$$

$$\text{II стадия: } Q_{np.} = 360 \cdot 1 \cdot 1 \cdot 1,07 \cdot 1 = 385,2 \text{ м}^3/\text{ч}; \quad K_3 = \frac{686,1}{385,2 \cdot 2} = 0,89$$

$$\text{III стадия: } Q_{np.} = 190 \cdot 1 \cdot 1 \cdot 1,07 \cdot 1 = 203,3 \text{ м}^3/\text{ч}; \quad K_3 = \frac{1405,2}{203,3 \cdot 8} = 0,86$$

Результаты окончательного расчёта дробилок.

Стадия дробления		I	II	III
Вид схемы дробления		Дробление в открытом цикле	Дробление с предварительным грохочением	Дробление с предварительным и поверочным грохочением
Производительность отделения дробления, м ³ /ч		741,5	686,1	1405,2
Марка дробилки		ЩДП 15×21	КСД 2200 Гр	КМДТ 2200А
Производительность дробилки	т/ч	1275	612	323
	м ³ /ч	750	360	190
Крупность кусков, мм	исходная	1000	260	60
	конечная	260	30	12
Ширина отверстия, мм	приёмного	1500	350	100
	разгрузочного	170	30	5
Количество дробилок, шт.		1	2	8
Масса дробилки, т		250,2	89	93,5
Суммарная масса дробилок, т		250,2	178	748
Мощность электродвигателя одной дробилки, кВт		250	250	320
Суммарная мощность электродвигателей дробилок, кВт		250	500	2560
Коэффициент загрузки		0,92	0,89	0,86

Выбор и расчёт грохотов.

1. Необходимо рассчитать потребную площадь грохочения.

II стадия дробления:

$$F = \frac{Q}{q \cdot \delta_n \cdot k \cdot l \cdot m \cdot n \cdot o \cdot p}^1, \text{ м}^2,$$

где q - удельная производительность на 1 м² поверхности сита;

δ_n - насыпной вес;

k - коэффициент, зависящий от содержания в исходном материале зёрен размером меньше половины отверстий сита $\beta^{-a_n/2}$;

l - коэффициент, зависящий от содержания в исходном материале зёрен размером больше размера отверстий сита β^{+a_n} ;

m - коэффициент, зависящий от эффективности грохочения;

n - коэффициент, зависящий от формы зёрен материала;

¹ Разумов К.А., Перов В.А. Проектирование обогатительных фабрик. М., «Недра» 1982 (стр.222-224, табл. 29; 30).

o - коэффициент, зависящий от влажности;
 p - коэффициент, зависящий от способа грохочения;

$$F_{II} = \frac{1260,5}{42 \cdot 1,7 \cdot 0,5 \cdot 3,36 \cdot 1,35 \cdot 1 \cdot 0,95 \cdot 1} = 8,19 \text{ м}^2.$$

III стадия дробления:

$$F_{III} = \frac{2567,4}{21 \cdot 1,7 \cdot 0,6 \cdot 1,32 \cdot 1,175 \cdot 1 \cdot 1 \cdot 1} = 77,28 \text{ м}^3.$$

2. Выбираем грохоты по таблице¹.

3.

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

II стадия дробления. Рассмотрим грохот ГИТ 51Н:

$$n = \frac{8,19}{6,12} \approx 2 \text{ шт}$$

Выбираем 2 грохота ГИТ 51Н.

III стадия дробления. Рассмотрим грохот ГСТ 61:

$$n = \frac{77,28}{10} \approx 8 \text{ шт}$$

Выбираем 8 грохотов ГСТ 61.

3. Проверка грохотов.

3.

$$h = \frac{P^{(m/ч)}}{3,6 \cdot \gamma \cdot B \cdot \mathcal{G}_m} \leq 4a,$$

где h - высота слоя руды на грохоте, мм;

P - масса надрешетного продукта на одном грохоте, т/ч;

γ - насыпной вес руды, т/м³;

B - рабочая ширина грохота, м;

\mathcal{G}_m - скорость движения материала на грохоте, м/с.

II стадия дробления:

$$h_{II} = \frac{1045,7/2}{3,6 \cdot 1,7 \cdot (2,5 - 0,15) \cdot 0,57} = 63,78 \text{ мм} < 4a_{II} = 200 \text{ мм}, \text{ выбранный грохот ГИТ 51Н}$$

подходит.

III стадия дробления:

$$h_{III} = \frac{1306,9/8}{3,6 \cdot 1,7 \cdot 2 \cdot 0,3} = 44,49 \text{ мм} < 4a_{III} = 48 \text{ мм}, \text{ выбранный грохот ГСТ 61}$$

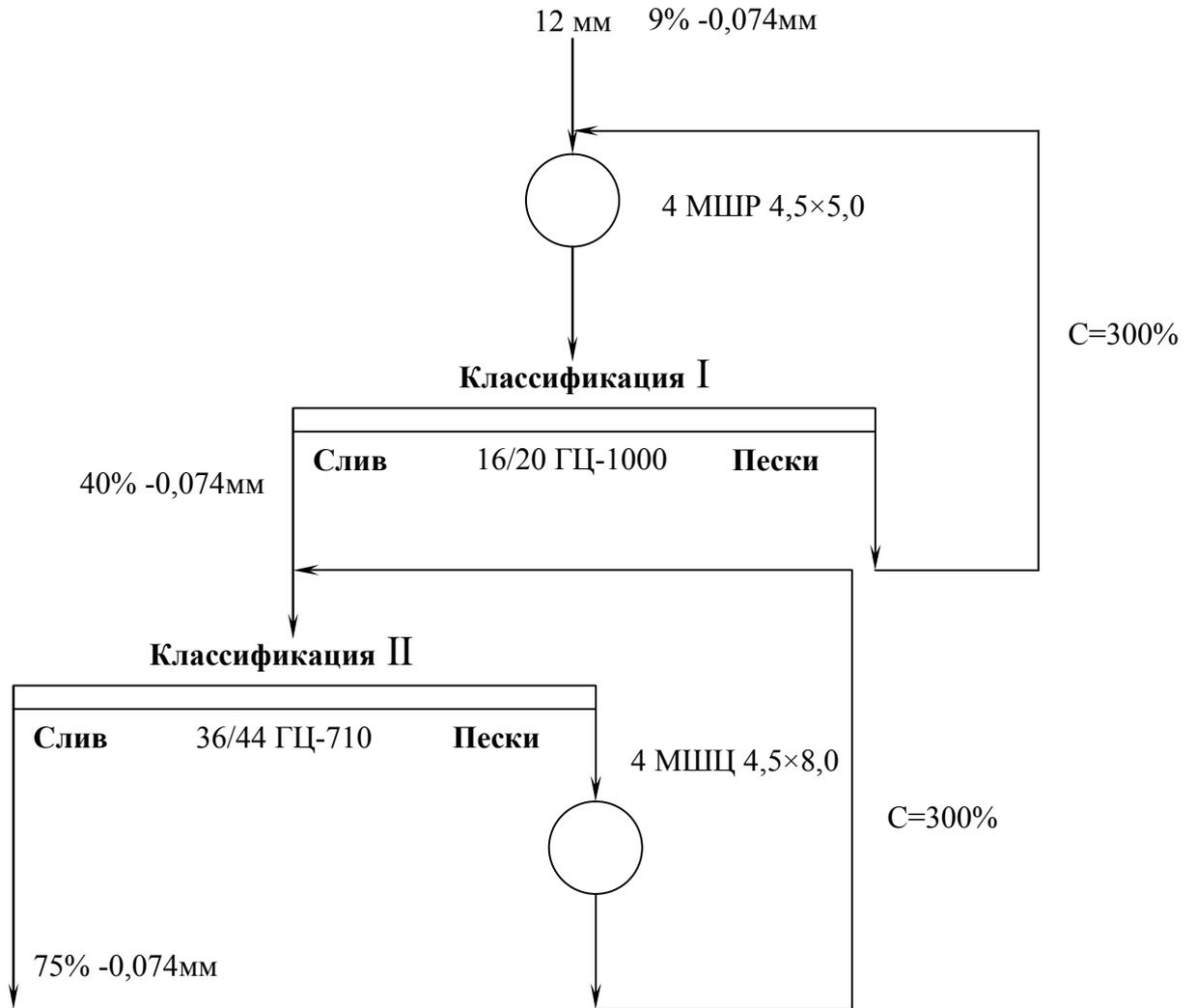
подходит.

¹ Андреев С.Е., Перов В.А., Зверевич В.В. Дробление, измельчение и грохочение полезных ископаемых М., «Недра» 1982 (Приложения 4; 7).

Таблица технических характеристик грохотов.

Типоразмер		ГИТ 51Н	ГСТ 61
Размеры просеивающей поверхности сита, мм	ширина	1750	2000
	длина	3500	5000
Площадь сита, м ²		6,12	10
Размер отверстий сит, мм		50	12
Наибольший размер кусков в питании, мм		400	50
Угол наклона короба, градус		10-20	0-5
Амплитуда (полуразмах) колебаний короба, мм		7; 3	4
Производительность, т/ч		1000	250
Необходимое количество грохотов, шт.		2	8
Масса одного грохота, т		6	6
Суммарная масса грохотов, т		12	48
Мощность электродвигателя, кВт		17	7,5
Количество электродвигателей на один грохот, шт.		1	2
Суммарная мощность электродвигателей грохотов, кВт		34	120

Расчёт схемы измельчения.



Расчёт мельницы для первой стадии измельчения.

Варианты установки мельниц для I стадии измельчения¹.

Типоразмер Параметры	МШР-3600×4000	МШР-4000×5000	МШР-4500×5000
Внутренние размеры барабана (без футеровки), мм:			
диаметр	3600	4000	4500
длина	4000	5000	5000
Рабочий объём, м ³	36	55	71
K_D	1	1,06	1,12
$K_T; K_H; K_\varphi; K_\psi$	1	1	1
$q_{эм}, м/м^3 \cdot ч$	1,28	1,28	1,28
K_K	1,09	1,09	1,09
K_L	0,97	1	1
$q_{пр}, м/м^3 \cdot ч$	1,35	1,48	1,56
$Q_m, м/ч$	156,8	262,6	357,3
$Q_{изм}, м/ч$	1213,8	1213,8	1213,8
п, шт.	8	5	4

1. Определяем значение коэффициентов K_D для сравниваемых мельниц.

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

где $D_{пр}$ и $D_{эм}$ - соответствующие диаметры барабанов проектируемой к установке и эталонной мельниц.

1) МШР-3,6×4,0

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

2) МШР-4,0×5,0

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

3) МШР-4,5×5,0

$$K_D = \sqrt{\frac{4,5 - 0,15}{3,6 - 0,15}} = 1,12.$$

2. Определяем значение коэффициента K_K .

$$K_K = \frac{m_2}{m_1} = \frac{0,994}{0,916} = 1,09^2,$$

где m_1 - относительная производительность мельницы на эталонной фабрике:

¹ Серго Е.Е. Дробление, измельчение и грохочение полезных ископаемых. М., «Недра» 1985 (Приложение 19)

² Разумов К.А., Перов В.А. Проектирование обогатительных фабрик. М., «Недра» 1982 (стр.232, табл. 33).

$$m_1^{18} = 1,02 - \frac{(20-18)}{20-10} \cdot (1,02 - 0,89) = 0,994;$$

m_2 - относительная производительность мельницы на проектируемой фабрике:

$$m_2 = 1,02 - \frac{(20-12)}{20-10} \cdot (1,02 - 0,89) = 0,916.$$

3. Определяем значение коэффициентов K_L .

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

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

1) МШР-3,6×4,0

$$K_L = \left(\frac{4}{5} \right)^{0,15} = 0,97;$$

2) МШР-4,0×5,0

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

3) МШР-4,5×5,0

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

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

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

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

где q_{np} - удельная производительность проектируемой мельницы по вновь образованному расчётному классу;

$q_{эм}$ - удельная производительность эталонной мельницы по вновь образованному расчётному классу;

K_H - коэффициент, учитывающий разницу в измельчаемости руды;

K_K - коэффициент, учитывающий разницу в крупности;

K_D - коэффициент, учитывающий разницу в диаметрах барабанов мельниц;

K_T - коэффициент, учитывающий разницу в типе проектируемой и работающей мельниц;

K_ϕ - коэффициент, учитывающий разницу в заполнении мельниц измельчающей средой;

K_ψ - коэффициент, учитывающий разницу в скорости вращения барабана.

1) МШР-3,6×4,0

$$q_{np} = 1,28 \cdot 1 \cdot 1,09 \cdot 1 \cdot 1 \cdot 0,97 \cdot 1 \cdot 1 = 1,35 \text{ т/м}^3 \cdot \text{ч};$$

2) МШР-4,0×5,0

$$q_{np} = 1,28 \cdot 1 \cdot 1,09 \cdot 1,06 \cdot 1 \cdot 1 \cdot 1 \cdot 1 = 1,48 \text{ т/м}^3 \cdot \text{ч};$$

3) МШР-4,5×5,0

$$q_{np} = 1,28 \cdot 1 \cdot 1,09 \cdot 1,12 \cdot 1 \cdot 1 \cdot 1 \cdot 1 = 1,56 \text{ т/м}^3 \cdot \text{ч}.$$

5. Определяем производительность мельниц.

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

1) МШР-3,6×4,0

$$Q_m = \frac{36 \cdot 1,35}{0,4 - 0,09} = 156,8 \text{ м/ч};$$

2) МШР-4,0×5,0

$$Q_m = \frac{55 \cdot 1,48}{0,4 - 0,09} = 262,3 \text{ м/ч};$$

3) МШР-4,5×5,0

$$Q_m = \frac{71 \cdot 1,56}{0,4 - 0,09} = 357,3 \text{ м/ч}.$$

6. Определим часовую производительность отделения измельчения.

$$Q_{\text{м/ч}} = \frac{Q_{\text{м/год}}}{8760 \cdot 0,99 \cdot K_B \cdot K_{II}} = \frac{9000000}{8760 \cdot 0,99 \cdot 0,9 \cdot 0,95} = 1213,8 \text{ м/ч}$$

7. Определим необходимое количество мельниц.

$$n = \frac{Q_{\text{изм}}}{Q_m}, \text{ шт.}$$

1) МШР-3,6×4,0

$$n = \frac{1213,8}{156,8} \approx 8;$$

2) МШР-4,0×5,0

$$n = \frac{1213,8}{262,6} \approx 5;$$

3) МШР-4,5×5,0

$$n = \frac{1213,8}{357,3} \approx 4.$$

Таблица сравнения рассчитанных мельниц.

Типоразмер	МШР-3,6×4,0	МШР-4,0×5,0	МШР-4,5×5,0
Параметры сравнения			
Диаметр барабана (без футеровки), мм	3600	4000	4500
Длина барабана, мм	4000	5000	5000
Рабочий объём, м ³	36	55	71
Количество, шт.	8	5	4
Мощность, кВт	1000	2000	2500
Суммарная мощность, кВт	8000	10000	10000
Масса, т	157,7	261,5	295,9
Суммарная масса, т	1261,6	1307,5	1183,6

Выбираем на I стадии измельчения 4 мельницы МШР-4,5×5,0.

Расчёт мельниц для второй стадии измельчения.

Варианты установки мельниц для II стадии измельчения.

Типоразмер Параметры	МШЦ-3200×4500	МШЦ-3600×5000	МШЦ-4500×8000
Внутренние размеры барабана (без футеровки), мм:			
диаметр	3200	3600	4500
длина	4500	5000	8000
Рабочий объём, м ³	32	46	114
K_D	0,94	1	1,12
$K_T; K_H; K_\varphi; K_\psi$	1	1	1
$q_{эм}, м/м^3 \cdot ч$	1,05	1,05	1,05
K_K	0,962	0,962	0,962
K_L	0,97	0,99	1,06
$q_{пр}, м/м^3 \cdot ч$	0,92	1,0	1,2
$Q_m, м/ч$	84,1	131,4	390,9
$Q_{изм}, м/ч$	1213,8	1213,8	1213,8
п, шт.	15	10	4

1. Определяем значение коэффициентов K_D для сравниваемых мельниц:

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

где $D_{пр}$ и $D_{эм}$ - соответствующие диаметры барабанов проектируемой к установке и эталонной мельниц.

1) МШЦ-3,2×4,5

$$K_D = \sqrt{\frac{3,2 - 0,15}{3,6 - 0,15}} = 0,94;$$

2) МШЦ-3,6×5,0

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

3) МШЦ-4,5×8,0

$$K_D = \sqrt{\frac{4,5 - 0,15}{3,6 - 0,15}} = 1,12.$$

2. Определяем значение коэффициента K_K .

$$K_K = \frac{m_2}{m_1} = \frac{0,909}{0,945} = 0,962.$$

$$m_1^{10} = 1,00 - \frac{0,70 - 0,60}{0,72 - 0,60} \cdot (1,00 - 0,93) = 0,942;$$

$$m_1^{20} = 0,99 - \frac{0,70 - 0,60}{0,72 - 0,60} \cdot (0,92 - 0,88) = 0,957;$$

$$m_2^{10} = 0,93 - \frac{0,75 - 0,72}{0,85 - 0,72} \cdot (0,93 - 0,9) = 0,923;$$

$$m_2^{20} = 0,86 - \frac{0,75 - 0,72}{0,85 - 0,72} \cdot (0,88 - 0,86) = 0,855;$$

$$m_2^{12} = 0,923 - \frac{12 - 10}{20 - 10} \cdot (0,923 - 0,855) = 0,909;$$

$$m_1^{18} = 0,957 - \frac{18 - 10}{20 - 10} \cdot (0,957 - 0,942) = 0,945;$$

4. Определяем значение коэффициентов K_L .

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

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

1) МШР-3,2×4,5

$$K_L = \left(\frac{4,5}{5,5} \right)^{0,15} = 0,97;$$

2) МШР-3,6×5,0

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

3) МШР-4,5×8,0

$$K_L = \left(\frac{8}{5,5} \right)^{0,15} = 1,06.$$

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

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

1) МШР-3,2×4,5

$$q_{np} = 1,05 \cdot 1 \cdot 0,962 \cdot 0,94 \cdot 1 \cdot 0,97 \cdot 1 \cdot 1 = 0,92 \text{ м}^3 \cdot \text{ч};$$

2) МШР-3,6×5,0

$$q_{np} = 1,05 \cdot 1 \cdot 0,962 \cdot 1 \cdot 1 \cdot 0,99 \cdot 1 \cdot 1 = 1,0 \text{ м}^3 \cdot \text{ч};$$

3) МШР-4,5×8,0

$$q_{np} = 1,05 \cdot 1 \cdot 0,962 \cdot 1,12 \cdot 1 \cdot 1,06 \cdot 1 \cdot 1 = 1,2 \text{ м}^3 \cdot \text{ч}.$$

6. Определяем производительность мельниц.

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

1) МШР-3,2×4,5

$$Q_M = \frac{32 \cdot 0,92}{0,75 - 0,4} = 84,1 \text{ м}^3/\text{ч};$$

2) МШР-3,6×5,0

$$Q_M = \frac{46 \cdot 1}{0,75 - 0,4} = 131,4 \text{ м}^3/\text{ч};$$

3) МШР-4,5×8,0

$$Q_M = \frac{114 \cdot 1,2}{0,75 - 0,4} = 390,9 \text{ м}^3/\text{ч}.$$

7. Определим необходимое количество мельниц.

$$n = \frac{Q_{изм}}{Q_m}, \text{ шт.}$$

1) МШР-3,2×4,5

$$n = \frac{1213,8}{84,1} \approx 15;$$

2) МШР-3,6×5,0

$$n = \frac{1213,8}{131,4} \approx 10;$$

3) МШР-4,5×8,0

$$n = \frac{1213,8}{390,9} \approx 4.$$

Таблица сравнения рассчитанных мельниц.

Типоразмер	МШЦ-3,2×4,5	МШЦ-3,6×5,0	МШЦ-4,5×8,0
Параметры сравнения			
Диаметр барабана (без футеровки), мм	3200	3600	4500
Длина барабана, мм	4500	5000	8000
Рабочий объём, м ³	32	46	114
Количество, шт.	15	10	4
Мощность, кВт	900	1250	3150
Суммарная мощность, кВт	13500	12500	12600
Масса, т	140	150	355
Суммарная масса, т	2100	1500	1420

Выбираем на II стадии измельчения 4 мельницы МШР-4,5×8,0.

Расчёт водно-шламовой схемы.

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

Исходные данные

Производительность Q, т/ч	1213,8
Влажность дроблёной руды, %	5
Плотность исходной руды, т/м ³	2,9
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.	22,3
Циркулирующая нагрузка I стадии, %	300
Циркулирующая нагрузка II стадии, %	300

Операция / Продукт	Выход		R	% тв.	W, м3/ч	V, м3/ч
	%	т/ч				
I стадия измельчения						
<i>Поступает</i>						
Исходная руда	100,00	1213,80	0,05	95,00	63,88	482,44
Пески I классификации	300,00	3641,40	0,67	60,00	2427,60	3683,26
Вода					122,85	122,85
Итого	400,00	4855,20	0,54	65,00	2614,34	4288,55
<i>Выходит</i>						
Разгрузка мельницы I стадии	400,00	4855,20	0,54	65,00	2614,34	4288,55
Итого	400,00	4855,20	0,54	65,00	2614,34	4288,55
I классификация						
<i>Поступает</i>						
Разгрузка мельницы I стадии	400,00	4855,20	0,54	65,00	2614,34	4288,55
Вода					1971,13	1971,13
Итого	400,00	4855,20	0,94	51,43	4585,47	6259,67
<i>Выходит</i>						
Слив I классификации	100,00	1213,80	1,78	36,00	2157,87	2576,42
Пески I классификации	300,00	3641,40	0,67	60,00	2427,60	3683,26
Итого	400,00	4855,20	0,94	51,43	4585,47	6259,67
II классификация						
<i>Поступает</i>						
Слив I классификации	100,00	1213,80	1,78	36,00	2157,87	2576,42
Разгрузка мельницы II стадии	300,00	3641,40	0,82	55,00	2979,33	4234,98
Вода					2071,38	2071,38
Итого	400,00	4855,20	1,48	40,25	7208,58	8882,78
<i>Выходит</i>						
Слив II классификации	100,00	1213,80	3,48	22,30	4229,25	4647,80
Пески II классификации	300,00	3641,40	0,82	55,00	2979,33	4234,98
Итого	400,00	4855,20	1,48	40,25	7208,58	8882,78
II стадия измельчения						
<i>Поступает</i>						
Пески II классификации	300,00	3641,40	0,82	55,00	2979,33	4234,98
Итого	300,00	3641,40	0,82	55,00	2979,33	4234,98
<i>Выходит</i>						
Разгрузка мельницы II стадии	300,00	3641,40	0,82	55,00	2979,33	4234,98
Итого	300,00	3641,40	0,82	55,00	2979,33	4234,98

Формулы для расчёта водно-шламовой схемы.

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

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

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

Расчёт гидроциклонов¹.

I стадия измельчения.

1. Циркулирующая нагрузка $C=300\%$.

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

3. Задаёмся данными:

Влажность дроблёной руды: 5%

Плотность песков I классификации: 60% тв.

Плотность слива I классификации: 36% тв.

4. Определяем номинальную крупность слива:² $d_n = 430 \text{ мкм}$

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 сравнения³. Возьмём предварительно ГЦ-710, ГЦ-1000.

6. Определяем производительность гидроциклонов по исходной пульпе.

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

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-1000

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

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

1) ГЦ-710

¹ В данном проекте как на I, так и на II стадиях измельчения целесообразно устанавливать в качестве классифицирующих аппаратов гидроциклоны, см. Разумов К.А., Перов В.А. Проектирование обогатительных фабрик. М., «Недра» 1982 (стр.257, сноска 1).

² Разумов К.А., Перов В.А. Проектирование обогатительных фабрик. М., «Недра» 1982 (стр.102, табл. 14).

³ Разумов К.А., Перов В.А. Проектирование обогатительных фабрик. М., «Недра» 1982 (стр.265, табл. 45).

$$n = \frac{6259,67}{269,8} = 28;$$

2) ГЦ-1000

$$n = \frac{6259,67}{452,8} = 14.$$

Берём к установке 16 гидроциклонов ГЦ-1000 по 4 рабочих и по 4 запасному на каждую мельницу.

9. Определяем удельную производительность ГЦ-1000 (нагрузку гидроциклона по пескам). $q_n = \frac{Q_{II}/n}{S}$, $m/ч \cdot см^2$

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

$$d_{нecк} = 20 \text{ см}$$

$$S = (10)^2 \pi = 314 \text{ см}^2$$

$$q_n = \frac{3641,4/12}{314} = 0,97 \text{ } m/ч \cdot см^2.$$

10. Определяем достаточное давление на входе в гидроциклон:

$$P_0 = \left(\frac{6259,67/16}{3 \cdot 1 \cdot 0,91 \cdot 21 \cdot 25} \right)^2 = 0,07 \text{ МПа} \approx 0,1 \text{ МПа}.$$

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

$$d_n = 1,5 \sqrt{\frac{D \cdot d_{cl} \cdot \beta_{ucx}^{ms}}{\Delta \cdot K_D \cdot \sqrt{P_0} \cdot (\rho - \rho_0)}} = 1,5 \sqrt{\frac{100 \cdot 25 \cdot 51,43}{20 \cdot 0,91 \cdot \sqrt{0,1} \cdot (2,9 - 1)}} = 162,7 \text{ мкм}$$

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

II стадия измельчения.

1. Циркулирующая нагрузка $C=300\%$.

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

3. Задаёмся данными:

Влажность дроблёной руды: 5%

Плотность песков II классификации: 55% тв.

Плотность слива II классификации: 22,3% тв.

4. Определяем номинальную крупность слива: $d_n = 160 \text{ мкм}$

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

$$d = 0,15 d_n = 24 \text{ мкм}.$$

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

6. Определяем производительность гидроциклонов по исходной пульпе.

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

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-1000

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

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

1) ГЦ-710

$$n = \frac{8882,78}{269,8} = 33;$$

2) ГЦ-1000

$$n = \frac{8882,78}{452,8} = 20.$$

Берём к установке 36 гидроциклонов ГЦ-710 по 9 рабочих и по 2 запасных на каждую мельницу.

9. Определяем удельную производительность ГЦ-710 (нагрузку гидроциклона по пескам). $q_n = \frac{Q_{II}/n}{S}$, $\text{м}^3/\text{ч} \cdot \text{см}^2$

Необходимо: $q_n = 0,5 - 2,5 \text{ м}^3/\text{ч} \cdot \text{см}^2$

$$d_{\text{неск}} = 15 \text{ см}$$

$$S = (7,5)^2 \pi = 176,6 \text{ см}^2$$

$$q_n = \frac{3641,4/32}{176,6} = 0,6 \text{ м}^3/\text{ч} \cdot \text{см}^2.$$

10. Определяем достаточное давление на входе в гидроциклон:

$$P_0 = \left(\frac{8882,78/36}{3 \cdot 1 \cdot 0,95 \cdot 15 \cdot 20} \right)^2 = 0,08 \text{ МПа} \approx 0,1 \text{ МПа}.$$

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

$$d_n = 1,5 \sqrt{\frac{D \cdot d_{\text{сл}} \cdot \beta_{\text{исх}}^{\text{ме}}}{\Delta \cdot K_D \cdot \sqrt{P_0} (\rho - \rho_0)}} = 1,5 \sqrt{\frac{71 \cdot 20 \cdot 40,25}{15 \cdot 0,95 \cdot \sqrt{0,1} \cdot (2,9 - 1)}} = 122,6 \text{ мкм}$$

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		
Количество к установке, шт.	16	36
Диаметр гидроциклона D, мм	1000	710
Угол конусности α , градус	20	20
Номинальная крупность слива	70-280	60-250

$d_n, \text{мкм}$ (при $\rho = 1,7 \text{ г/см}^3$)		
Эквивалентный диаметр питающего отверстия $d_{\text{пит}}$, 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 , $\text{м}^3/\text{ч}$	360-900	200-460
Давление на входе, Па	0,1	0,1

Расчёт песковых насосов.

Для выбора и расчета необходимо знать давление на входе в гидроциклон, а также давление необходимое для подъёма пульпы на высоту H от патрубка зумпфа до входа в гидроциклон.

$$P_H = P_0 \frac{r}{c} + 0,01 \cdot H \cdot \Delta_{\text{суспензии}}, \text{ МПа}$$

$$H \approx 10 \text{ м}$$

$$P_0 \approx 0,1 \text{ МПа}$$

1) ГЦ-1000

$$P_H = 0,1 + 0,01 \cdot 10 \cdot (0,5143 \cdot 2,9 + (1 - 0,5143)) = 0,2 \text{ МПа}.$$

Рассчитываем объём пульпы на одну мельницу.

$$\frac{6259,67}{4} = 1564,9 \text{ м}^3/\text{ч}.$$

Выбираем по справочнику¹ насосы фирмы WARMAN 12/10АН, 4 рабочих и 4 запасных.

2) ГЦ-710

$$P_H = 0,1 + 0,01 \cdot 10 \cdot (0,4396 \cdot 2,9 + (1 - 0,4396)) = 0,28 \text{ МПа}.$$

Рассчитываем объём пульпы на одну мельницу:

$$\frac{8882,78}{4} = 2220,7 \text{ м}^3/\text{ч}.$$

Выбираем по справочнику насосы фирмы WARMAN 14/12АН, 4 рабочих и 4 запасных.

Технические характеристики выбранных насосов.

Типоразмер	12/10 АН	14/12 АН
Параметры		
Необходимое количество, шт.	4	4
Мощность, кВт	200	350
Суммарная мощность, кВт	800	1400
Масса, т	5	9,5
Суммарная масса, т	20	38

¹ См. Приложение 1.

Расчёт энергоёмкости.

Стадия рудоподготовки	$\sum N, \text{кВт}$	$\mathcal{E}, \frac{\text{кВт} \cdot \text{ч}}{\text{т}}$	Процент от общих затрат, %
Дробление	3464	2,73	11,8
Измельчение	24800	20,43	88,2
Итого	28264	23,16	100

$$\mathcal{E} = \frac{\sum N}{Q}, \frac{\text{кВт} \cdot \text{ч}}{\text{т}}$$

$$\mathcal{E}_{\text{оп}} = \frac{250 + 500 + 2560 + 34 + 120}{1260,5} = \frac{3464}{1260,5} = 3,64 \frac{\text{кВт} \cdot \text{ч}}{\text{т}};$$

$$\mathcal{E}_{\text{изм}} = \frac{10000 + 1260 + 800 + 1400}{1213,8} = \frac{24800}{1213,8} = 20,43 \frac{\text{кВт} \cdot \text{ч}}{\text{т}}.$$

Расчёт металлоёмкости.

Для расчёта металлоёмкости необходимо знать средний срок службы оборудования:

ККД, ЩДП	15 лет
КСД, КМД	12,2 года
Грохота	5 лет
Мельницы	15 лет
Гидроциклоны	1 год

Расход футеровки:

ККД	0,005-0,03 кг/т
КСД, КМД	0,001-0,005 кг/т
Расход шаров	0,73 кг/т
Сетка грохотов	0,006 кг/т

Стадия рудоподготовки	$\sum M, \text{т}$	$M, \frac{\text{т(металла)}}{\text{т(руды)}}$	Процент от общих затрат, %
Дробление	1236,2	$0,14 \cdot 10^{-3}$	31,3
Измельчение	2719,6	$0,3 \cdot 10^{-3}$	68,7
Итого	3955,9	$0,44 \cdot 10^{-3}$	100

$$M_{\text{оп}} = \frac{250,2 + 178 + 748 + 12 + 48}{9000000} = \frac{1236,2}{9000000} = 0,14 \cdot 10^{-3} \frac{\text{т}}{\text{т/г}}$$

$$M_{\text{изм}} = \frac{1183,6 + 1420 + 40 + 76}{9000000} = \frac{2719,6}{9000000} = 0,3 \cdot 10^{-3} \frac{\text{т}}{\text{т/г}}$$

Расход футеровки.

$$0,015 \cdot 9000000 = 135000 \text{ кг/г} = 135 \text{ т/г} - \text{ для дробилок.}$$

$$0,170 \cdot 9000000 = 1530000 \text{ кг/г} = 1530 \text{ т/г} - \text{ для мельниц.}$$

Расход шаров.

$$0,73 \cdot 9000000 = 6570000 \text{ кг/г} = 6570 \text{ т/г.}$$

Использованная литература.

1. Разумов К.А., Перов В.А. Проектирование обогатительных фабрик. М., «Недра» 1982.
2. Серго Е.Е. Дробление, измельчение и грохочение полезных ископаемых. М., «Недра» 1985.
3. Андреев С.Е., Перов В.А., Зверевич В.В. Дробление, измельчение и грохочение полезных ископаемых М., «Недра» 1982.
4. Графики для выбора насосов (Приложение 1).
5. Справочник по обогащению руд. Том – I, II, III. М. «Недра».
6. Абрамов А.А. Технология обогащения руд цветных металлов. М. «Недра».