

**НАВОИЙСКИЙ ГОРН-МЕТАЛЛУРГИЧЕСКИЙ КОМБИНАТ
НАВОИЙСКИЙ ГОСУДАРСТВЕННЫЙ ГОРНЫЙ ИНСТИТУТ**

«Химико-металлургический» факультет»

Кафедра «Металлургия »

ПОЯСНИТЕЛЬНАЯ ЗАПИСКА

к выпускной квалификационной работе

**На тему: «Выбор, обоснование и расчет технологии
переработки вольфрамо-молибденовой руды».**

Выпускник: К. Сайфиддинов

Навои– 2014
Содержание

Введение.....
Общие сведения о методах обогащения вольфрамовых руд.....
Обогащение молибдено-вольфрамовых руд.....
ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЙ РАЗДЕЛ
Расчет схемы дробления с выбором оборудования.....
Расчет схемы измельчения.....
Расчет качественно-количественной схеме.....
Расчет водно-шламовой схемы.....
Выбор и расчёт дробилки.....
Выбор и расчёт колосникового грохота.....
Выбор и расчёт мельниц полусамозиельчения.....
Выбор и расчёт грохота II стадии грохочения.....
Выбор и расчёт гидроциклонов.....
Выбор и расчёт мельницы II стадии измельчения.....
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.

Общие сведения о методах обогащения вольфрамовых руд.

Вольфрамовые руды обогащают, как правило, в две стадии – первичное гравитационное обогащение и доводка черновых концентратов различными методами, что объясняется низким содержанием вольфрама в перерабатываемых рудах (0,2 – 0,8% WO₃) и высокими требованиями к качеству кондиционных концентратов (55 – 65% WO₃), Общая степень обогащения составляет примерно 300 – 600.

Вольфрамитовые (гюбнеритовые и ферберитовые) коренные руды и россыпи обычно содержат ряд других тяжелых минералов, поэтому при первичном гравитационном обогащении руд стремятся выделить коллективные концентраты, которые могут содержать от 5 до 20% WO₃, а также касситерит, тангалитколумбит, магнетит, сульфиды и др. При доводке коллективных концентратов необходимо получение кондиционных мономинеральных концентратов, для чего могут быть применены флотация или флотогравитация сульфидов, магнитная сепарация магнетита в слабом магнитном поле, а более сильном – вольфрамита. Возможно применение электрической сепарации, гравитационного обогащения на столах, флотации минералов пустой породы и других процессов для разделения минералов, тем, чтобы готовые концентраты удовлетворяли требованиям ГОСТов и техническим условиям не только по содержанию основного металла, но и по содержанию вредных примесей.

Учитывая большую плотность вольфрамовых минералов (6 – 7,5 г/см³), при обогащении могут успешно применяться гравитационные методы обогащения на отсадочных машинах, концентрационных столах, шлюзах, струйных и винтовых сепараторах и др. При тонкой вкрапленности ценных минералов применяют флотацию или сочетание гравитационных процессов с флотацией. Учитывая возможность ошламливания вольфрамита при гравитационном обогащении, флотацию применяют как вспомогательный процесс даже при обогащении крупновкрапленных вольфрамитовых руд для более полного извлечения вольфрама из шламов.

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

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

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

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

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

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

1. Обогащение молибдено-вольфрамовых руд.

На Тырнаузской фабрике обогащаются молибдено-вольфрамовые руды Тырнаузского месторождения, которые являются сложными по вещественному составу не только ценных минералов, имеющих очень тонкую вкрапленность, но и сопутствующих минералов пустой породы. Рудные минералы - шеелит (десятые доли процента), молибденит (сотые доли процента), повеллит, частично ферримолибдит, халькопирит, висмутин,

пирротин, пирит, арсенопирит. Нерудные минералы - скарны (50-70%), роговики (21-48%), гранит (1 - 12%), мрамор (0,4- 2%), кварц, флюорит, кальцит, апатит (3-10%) и др.

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

Более 50% окисленного молибдена связано с шеелитом в виде включений повеллита - продукта распада твердого раствора Ca(W, Mo)O_4 . Подобные формы вольфрама и молибдена возможно выделить лишь в коллективный концентрат с последующим разделением гидрометаллургическим способом.

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

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

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

Самоизмельчение крупнодробленной руды (—350 мм) осуществляется в мельницах типа «Каскад» диаметром 7 м (ММС-70X X23) с доизмельчением крупнозернистой фракции до 62% класса —0,074 мм в мельницах МШР-3600X5000, работающих в замкнутом цикле с односпиральными классификаторами 1КСН-3 и размещаемых в новом корпусе на склоне горы на отметке около 2000 м над уровнем моря между рудником и действующей фабрикой.

Подача готового продукта из корпуса самоизмельчения на флотацию осуществляется гидротранспортом. Трасса гидротранспорта представляет собой уникальное инженерное сооружение, обеспечивающее транспортирование пульпы при перепаде высот более 600 м. Она состоит из двух трубопроводов диаметром 630 мм, протяженностью 1750 м, оснащенных успокоительными колодцами диаметром 1620 мм и высотой 5 м (по 126 колодцев на каждый трубопровод).

Использование системы гидротранспорта позволило ликвидировать цех грузовых канатных дорог, корпус среднего и мелкого дробления, мельницы МШР-3200X2100 на обогатительной фабрике. В главном корпусе фабрики построены и введены в эксплуатацию две секции основной флотации, новые отделения шеелитовой и молибденовой доводок, цех варки жидкого стекла, системы оборотного водоснабжения. Значительно расширен фронт сгущения черновых флотационных концентратов и промпродуктов за счет установки сгустителей диаметром 30 м, что позволяет снизить потери со сливами сгущения.

Вновь вводимые мощности оснащаются современными АСУТП и локальными системами автоматизации. Так, в корпусе самоизмельчения функционирует АСУ в режиме непосредственного управления на базе вычислительных машин М-6000. В главном корпусе внедрена система централизованного контроля вещественного состава пульпы с помощью рентгеноспектральных анализаторов КРФ-17 и КРФ-18 в комплексе с вычислительной машиной М-6000. Освоена автоматизированная система отбора и доставки проб (пневмопочтой) в экспресс-лабораторию с управлением от вычислительного комплекса КМ-2101 и выдачей анализов на телетайп.

Один из наиболее сложных переделов — доводка черновых шеелитовых концентратов по методу Н. С. Петрова — оснащен системой автоматического контроля и управления, которая может работать либо в режиме «советчика» оператору-флотатору, либо в режиме непосредственного управления процессом, регулируя расход подавателя (жидкого стекла), уровень пульпы в пересистных операциях и другие параметры процесса.

Цикл флотации сульфидных минералов оснащен системами автоматического контроля и дозирования собирателя (бутилового ксантогената) и подавателя (сернистого

натрия) в цикле медно-молибденовой флотации. Системы работают с использованием в качестве датчиков ионселективных электродов.

В связи с увеличением объема производства фабрика перешла на переработку новых разновидностей вуд, отличающихся пониженным содержанием некоторых металлов, большей степенью их окисленности. Это потребовало усовершенствования реагентного режима флотации сульфидно-окисленных руд. В частности, в сульфидном цикле применено прогрессивное технологическое решение — сочетание двух пенообразователей активного и селективного типов. В качестве активного пенообразователя используются реагенты, содержащие терпеновые спирты, и в качестве селективного — новый реагент ЛВ, разработанный для обогащения многокомпонентных руд, и в первую очередь тырныаузских.

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

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

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

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

Хвосты контрольной молибденовой флотации, содержащие до 0,2% WO₃, направляются на шеелитовую флотацию, осуществляемую по очень разветвленной и сложной схеме. После перемешивания с жидким стеклом (350 г/т) проводят основную шеелитовую флотацию с олеатом натрия (40 г/т). После I перечистой флотации и сгущения до 60% твердого шеелитовый концентрат пропаривается с жидким стеклом (1600 г/т) при 80—90 °C. Далее концентрат еще дважды перечищается и снова поступает на пропарку при 90—95 °C с жидким стеклом (280 г/т) и снова трижды перечищается.

3. ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЙ РАЗДЕЛ

3.1 Расчет схемы дробления с выбором оборудования

Проектируемая обогатительная фабрика предназначена для переработки молибденсодержащих вольфрамовых руд.

Руда средней крупности ($f=12\pm 14$ ед. по шкале профессора Протодьяконова) характеризуется плотностью $\rho = 2,7 \text{ т/м}^3$, на фабрику поступает с влажностью 1,5%. Максимальный кусок $d=1000$ мм.

По величине производительности обогатительная фабрика относится к категории средней производительности (табл. 4/2/), по международной классификации — к группе С.

На фабрику руда $D_{\text{max}} = 1000$ мм подается с открытых горных работ.

1. Определим производительность цеха крупного дробления. Расчет производительности ведем по Разумову К.А. [1], стр. 39-40. Проектом принята доставка руды 259 дней в году, в 2 смены по 7 часов, 5 дней в неделю.

Коэффициент учета крепости руды /2/
 $k' = 1,00$

$$Q_{\text{сут.ц. др.}} = \frac{Q_{\text{ф. год}}}{n_{\text{сут.}} \times k'} \text{ , т/сут} \quad (1)$$

где: $Q_{\text{ц. др.}}$ — суточная производительность цеха дробления , т/сут

$n_{сут}$ – расчетное число рабочих дней в году,

k' – коэффициент учета крепости руды,

$$Q_{сут.ц. др.} = \frac{1 \cdot 10^6}{259 \cdot 3 \cdot 7} = 140 \text{ т/сут}$$

Коэффициент учитывающий неравномерность свойств сырья /2/
 $k_n = 1,1$

$$Q_{ч.ц. др.} = \frac{k_n \cdot Q_{ф. год}}{n_{сут.} \cdot n_{см.} \cdot t_{см.} \cdot k'} \text{ ,т/ч} \quad (2)$$

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

k_n - коэффициент учитывающий неравномерность свойств сырья,

$n_{сут}$ – расчетное число рабочих дней в году,

$n_{см}$ – количество смен в сутки,

$t_{см}$ – продолжительность смены,

k' – коэффициент учета крепости руды,

$$Q_{ч.ц. др.} = \frac{1,1 \cdot 1 \cdot 10^6}{259 \cdot 2 \cdot 7 \cdot 1,00} = 127,89 \text{ т/ч}$$

Расчет годового фонда рабочего времени:

$$\Phi = (n_{сут.} \cdot n_{см.} \cdot t_{см.}) = 259 \cdot 2 \cdot 5 \cdot = 2590 \quad (3)$$

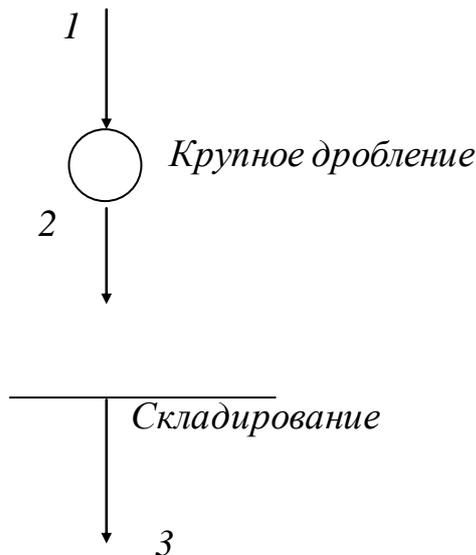
Коэффициент использования по времени:

$$k_v = 2590/8760 = 0,29 \text{ д.е.} = 29\%$$

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

По заданию влажность исходной руды – 1,5%,т. е.

Схема дробления:



Порядок расчета:

1. Определим степень дробления

$$I = \frac{D_1}{d_2} = \frac{1000}{220} = 4,5 \quad (4)$$

2. Примем степень дробления.

$$I \approx 4,5$$

3. Определим максимальную крупность продуктов после дробления:

$$D_2 = \frac{D_1}{I_1} = \frac{1000}{4,5} = 222 \text{ мм} \quad (5)$$

4. Определим ширину разгрузочных щель дробилки, приняв по типовым характеристикам Z – закругнение дробленого продукта относительно размера разгрузочной щели.

$$Z_1 = 1,8$$

$$S_1 = \frac{D_2}{Z_1} = \frac{222}{1,8} = 123 \approx 125 \text{ мм} \quad (6)$$

5. Проверим соответствие выбранной схемы дробления выпускаемому оборудованию. Требования, которым должны удовлетворить дробилки указаны в таблице 1.

Таблица 1

Показатели	Процесс дробления
Крупность наибольших кусков в питании, не менее, мм	1000
Ширина разгрузочной щели, мм	120
Требуемая производительность, т/час / м ³ /час	140 /87,5

По ширине приемного отверстия и диапазону регулировки щели разгрузочной подходят дробилки марки ЩДП 12Х15.

Произведем расчет производительности дробилки по формуле (109/2):

$$Q_{\text{кат.}} = \text{м}^3/\text{ч}$$

$$Q_{\text{дроб.}} = Q_{\text{кат.}} \cdot \rho_n \cdot k_f \cdot k_{\text{кр.}} \cdot k_{\text{вл.}} \cdot k_{\text{ц}}, \text{ м}^3/\text{ч} \quad (7)$$

где ρ_n – насыпная плотность руды = 1,6 т/м³,

$Q_{\text{кат.}}$ – паспортная производительность дробилки, м³/ч

$k_f, k_{\text{вл.}}, k_{\text{кр.}}, k_{\text{ц}}$ – поправочные коэффициенты на крепость

(дробимость), насыпная плотность, крупность и влажность руды.

Значение коэффициентов находим по таблице $k_f = 1,6; k_{\text{кр.}} = 1,05; k_{\text{вл.}} = 1\%;$

$k_{\text{ц}} = 1,0.$

$$Q_{\text{кат.}} = S_{\text{пр.}} / S_n \cdot Q^H = 125 / 155 \cdot 310 \approx 250 \text{ м}^3/\text{ч}$$

Найдем фактические производительности дробилки для условий, определенных проектом:

$$Q_{\text{дроб.}} = 250 \cdot 1,6 \cdot 1,00 \cdot 1,05 \cdot 1 \cdot 1 = 420 \text{ т/ч}$$

По результатам расчета определим количество дробилки:

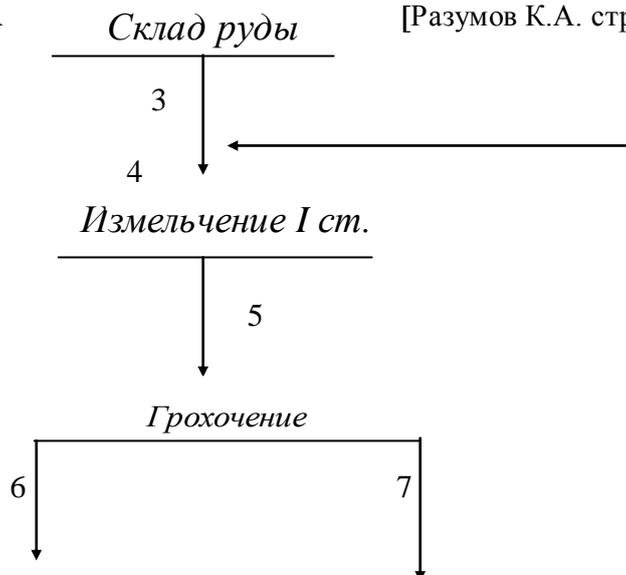
$$n = \frac{Q_{\text{ч.ц. др}}}{Q_{\text{дроб.}} \cdot k_{\text{н.пит}}} = \frac{303,37}{420 \cdot 0,98} = 0,74 \approx 1 \quad (8)$$

Принимаем к установке ЩДП 12 x 15 – 1 шт.

3.3 Расчет схемы измельчения

Выбранная в разновидности ВА

проекте схема измельчения представляет собой [Разумов К.А. стр. 86].





сохранив нумерацию продуктов основной схемы.

Порядок расчета:

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

$$Q_{\text{час}} = \frac{Q_{\text{год}} \cdot K_n}{343 \cdot 24 \cdot K_b} \quad , \text{т/ч}$$

где 343 – количество рабочих дней в году
 24 – непрерывная рабочая неделя 3 смены по 8 часов (3x8=24 часа)
 K_b – коэффициент использования оборудования
 K_n – коэффициент, учитывающий неравномерность свойств сырья
 Принимаем: $K_b=0,9$ $K_n=1,0$

$$Q_{\text{час}} = \frac{1000000}{343 \cdot 24 \cdot 0,9} \times 1 = 127,89 \text{ т/ч}$$

Склад крупнодробленой руды обеспечивает двухсуточный запас руды:

$$V = 48 \cdot 127,89 / 2,7 = 2398,22$$

Принимаем исходные данные

зададимся разжижением в сливе и песках классификации:

$$R_{10}=3 \quad R_{11}=0,28$$

(R_{13} 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

$\beta_{10}^{-0,074}=80\%$ - 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 ВА [1] стр. 86 рис. 23.

Расчет схемы В сводится к определению весов продуктов 2 и 5 (выхода продуктов находятся по общей формуле $\gamma_n = Q_n : Q_1$)

$$Q_7 = Q_1 \cdot C_{\text{опт}} = 134,9 \cdot 2 = 269,8 \text{ т/ч};$$

$$Q_4 = Q_5 = Q_3 + Q_7 = 404,7 \text{ т/ч};$$

$$Q_6 = Q_3;$$

$$\gamma_4 = \gamma_5 = 300\% ;$$

$$\gamma_7 = 200 \% ;$$

$$\gamma_3 = \gamma_6 = 100 \%$$

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

1. Расчет схемы А

$$Q_8 = 134,88 \% , \beta_{10} = 80 \% ; \beta_8 = 32 \%$$

$$Q_{12} = Q_7 \times \frac{R_{10} \cdot (\beta_{10} - \beta_8)}{\beta_{10} \cdot (R_{10} - R_{11})}$$

$$Q_{12} = 134,88 \times \frac{3 \cdot (0,8 - 0,32)}{0,8 \cdot (3 - 0,28)} = 89,26 \text{ т/ч}$$

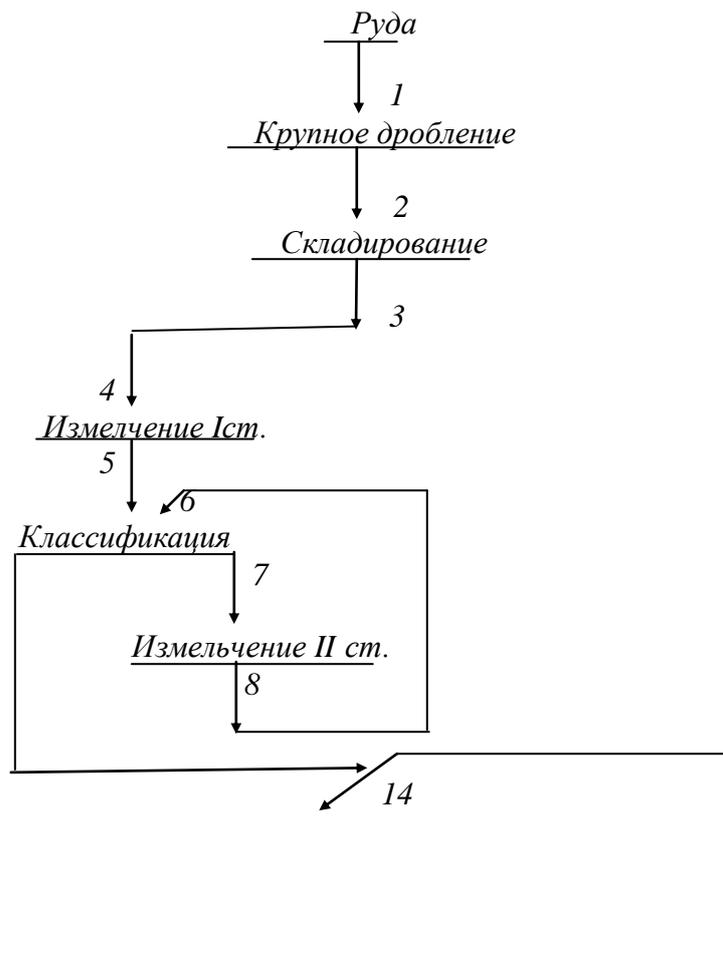
$$Q_8 = Q_{10}; \quad Q_{11} = Q_{12};$$

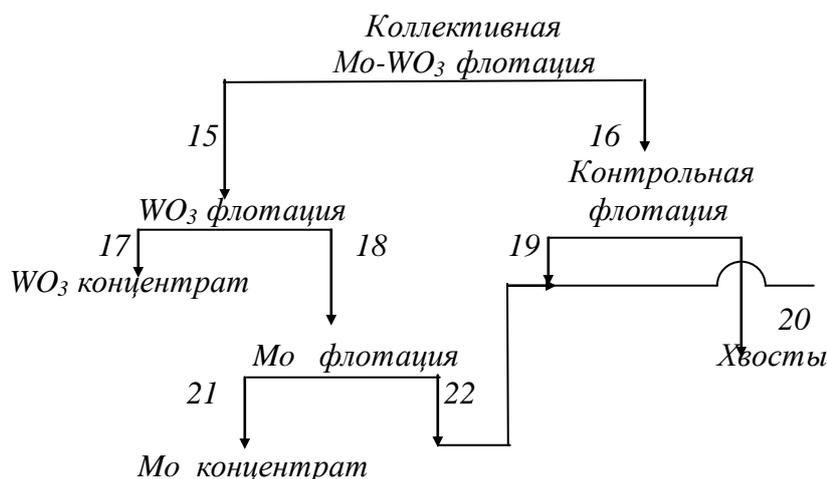
$$Q_9 = Q_8 + Q_{12} = 134,88 + 89,26 = 224,14 \text{ т/ч}$$

$$\gamma_1 = 100 \% ; \quad \gamma_8 = \gamma_{10} = 99,987 \% ;$$

$$\gamma_{11} = \gamma_{12} = Q_{12} : Q_1 = 89,26 : 134,88 = 66,2 \% ;$$

$$\gamma_9 = Q_9 : Q_1 = 224,14 : 134,88 = 166,17 \%$$





Технологическая схема обогащения молибдено-вольфрамовых руд

Расчет качественно-количественной схеме

Исходные данные для расчета качественно-количественной схеме

Содержание вольфрама в исходной руде – $\alpha_{13}^{\text{вольфрам}} = 0,5\%$

Содержание молибдена в исходной руде – $\alpha_{13}^{\text{Мо}} = 0,04\%$

Извлечение вольфрама в окончательный концентрат – $\varepsilon_{17}^{\text{вольфрам}} = 68\%$

Извлечение вольфрама в коллективный концентрат – $\varepsilon_{15}^{\text{вольфрам}} = 86\%$

Извлечение вольфрама в молибденовый концентрат – $\varepsilon_{21}^{\text{вольфрам}} = 4\%$

Извлечение молибдена в окончательный концентрат – $\varepsilon_{21}^{\text{Мо}} = 77\%$

Извлечение молибдена в хвосты вольфрамовой флотации – $\varepsilon_{18}^{\text{Мо}} = 98\%$

Извлечение молибдена в концентрат контрольной флотации – $\varepsilon_{19}^{\text{Мо}} = 18\%$

Извлечение молибдена в коллективный концентрат – $\varepsilon_{15}^{\text{Мо}} = 104\%$

Выход коллективного концентрата – $\gamma_{15} = 36\%$

Выход вольфрамового концентрата – $\gamma_{17} = 14\%$

Выход молибденового концентрата – $\gamma_{21} = 15\%$

Выход концентрата контрольной флотации – $\gamma_{19} = 28\%$

Определяем выхода продуктов обогащения

$$\gamma_{18} = \gamma_{15} - \gamma_{17} = 36 - 14 = 22\%$$

$$\gamma_{22} = \gamma_{18} - \gamma_{21} = 22 - 15 = 7\%$$

$$\gamma_{14} = \gamma_{13} + \gamma_{19} + \gamma_{22} = 100 + 28 + 7 = 135\%$$

$$\gamma_{16} = \gamma_{14} - \gamma_{15} = 135 - 36 = 99\%$$

$$\gamma_{20} = \gamma_{16} - \gamma_{19} = 99 - 28 = 71\%$$

Определяем массы продуктов обогащения

$$Q_{13} = 127,89 \text{ т/ч.}$$

$$Q_{14} = Q_{13} \times \gamma_{14} = 127,89 \times 1,35 = 172,6 \text{ т/ч}$$

$$Q_{15} = Q_{13} \times \gamma_{15} = 127,89 \times 0,36 = 46,0 \text{ т/ч}$$

$$Q_{16} = Q_{13} \times \gamma_{16} = 127,89 \times 0,99 = 126,6 \text{ т/ч}$$

$$Q_{17} = Q_{13} \times \gamma_{17} = 127,89 \times 0,14 = 17,9 \text{ т/ч}$$

$$Q_{18} = Q_{13} \times \gamma_{18} = 127,89 \times 0,22 = 28,1 \text{ т/ч}$$

$$Q_{19} = Q_{13} \times \gamma_{19} = 127,89 \times 0,28 = 35,8 \text{ т/ч}$$

$$Q_{20} = Q_{13} \times \gamma_{20} = 127,89 \times 0,71 = 90,8 \text{ т/ч}$$

$$Q_{21} = Q_{13} \times \gamma_{21} = 127,89 \times 0,15 = 19,1 \text{ т/ч}$$

$$Q_{22} = Q_{13} \times \gamma_{22} = 127,89 \times 0,07 = 8,9 \text{ т/ч}$$

Определяем извлечение продуктов обогащения

Для вольфрама

$$\varepsilon_{13}^{\text{вольфрам}} = 100\%$$

$$\varepsilon_{18}^{\text{вольфрам}} = \varepsilon_{15}^{\text{вольфрам}} - \varepsilon_{17}^{\text{вольфрам}} = 86 - 68 = 28\%$$

$$\begin{aligned} \varepsilon_{22}^{\text{вольфрам}} &= \varepsilon_{18}^{\text{вольфрам}} - \varepsilon_{21}^{\text{вольфрам}} = 28 - 14 = 14 \% \\ \varepsilon_{14}^{\text{вольфрам}} &= \varepsilon_{13}^{\text{вольфрам}} + \varepsilon_{22}^{\text{вольфрам}} + \varepsilon_{19}^{\text{вольфрам}} = 100 + 14 + 10 = 124 \% \\ \varepsilon_{16}^{\text{вольфрам}} &= \varepsilon_{14}^{\text{вольфрам}} - \varepsilon_{15}^{\text{вольфрам}} = 124 - 86 = 38 \% \\ \varepsilon_{20}^{\text{вольфрам}} &= \varepsilon_{13}^{\text{вольфрам}} - \varepsilon_{17}^{\text{вольфрам}} + \varepsilon_{21}^{\text{вольфрам}} = 100 - 68 + 4 = 28 \% \\ \varepsilon_{19}^{\text{вольфрам}} &= \varepsilon_{16}^{\text{вольфрам}} - \varepsilon_{20}^{\text{вольфрам}} = 38 - 28 = 10 \% \end{aligned}$$

для молибдена

$$\begin{aligned} \varepsilon_{13}^{\text{Mo}} &= 100 \% \\ \varepsilon_{22}^{\text{Mo}} &= \varepsilon_{18}^{\text{Mo}} - \varepsilon_{21}^{\text{Mo}} = 98 - 77 = 11 \% \\ \varepsilon_{14}^{\text{Mo}} &= \varepsilon_{13}^{\text{Mo}} + \varepsilon_{22}^{\text{Mo}} + \varepsilon_{19}^{\text{Mo}} = 100 + 11 + 18 = 129 \% \\ \varepsilon_{16}^{\text{Mo}} &= \varepsilon_{14}^{\text{Mo}} - \varepsilon_{15}^{\text{Mo}} = 129 - 94 = 35 \% \\ \varepsilon_{17}^{\text{Mo}} &= \varepsilon_{15}^{\text{Mo}} - \varepsilon_{18}^{\text{Mo}} = 104 - 98 = 6 \% \\ \varepsilon_{20}^{\text{Mo}} &= \varepsilon_{13}^{\text{Mo}} - \varepsilon_{17}^{\text{Mo}} + \varepsilon_{21}^{\text{Mo}} = 100 - 6 + 77 = 17 \% \\ \varepsilon_{19}^{\text{Mo}} &= \varepsilon_{16}^{\text{Mo}} - \varepsilon_{20}^{\text{Mo}} = 35 - 17 = 18 \% \end{aligned}$$

Определяем количество металлов в продуктах обогащения

$$\beta_n = \frac{\varepsilon_n \times \alpha}{\gamma_n}$$

Для вольфрама

$$\begin{aligned} \beta_{14} &= 124 \times 0,5 / 135 = 0,46 \% \\ \beta_{15} &= 86 \times 0,5 / 36 = 1,19 \% \\ \beta_{16} &= 38 \times 0,5 / 99 = 0,19 \% \\ \beta_{17} &= 68 \times 0,5 / 14 = 2,43 \% \\ \beta_{18} &= 28 \times 0,5 / 22 = 0,64 \% \\ \beta_{19} &= 10 \times 0,5 / 28 = 0,18 \% \\ \beta_{20} &= 28 \times 0,5 / 71 = 0,2 \% \\ \beta_{21} &= 14 \times 0,5 / 15 = 0,46 \% \\ \beta_{22} &= 14 \times 0,5 / 7 = 1 \% \end{aligned}$$

Для молибдена

$$\begin{aligned} \beta_{14} &= 129 \times 0,04 / 135 = 0,04 \% \\ \beta_{15} &= 94 \times 0,04 / 36 = 0,1 \% \\ \beta_{16} &= 35 \times 0,04 / 99 = 0,01 \% \\ \beta_{17} &= 6 \times 0,04 / 14 = 0,017 \% \\ \beta_{18} &= 98 \times 0,04 / 22 = 0,18 \% \\ \beta_{19} &= 18 \times 0,04 / 28 = 0,025 \% \\ \beta_{20} &= 17 \times 0,04 / 71 = 0,009 \% \\ \beta_{21} &= 77 \times 0,04 / 15 = 0,2 \% \\ \beta_{22} &= 11 \times 0,04 / 7 = 0,06 \% \end{aligned}$$

Таблица качественно-количественной схемы обогащения

Таблица 3.

№ операции прод.	Наименование операций и продуктов	Q, т/ч	γ, %	β ^{медь} , %	ε ^{медь} , %	β ^{цинк} , %	ε ^{цинк} , %
1	2	3	4	5	6	7	
I	Измельчение I стадии						
	поступает						
6	дроблёная руда	127,89	100	0,5	100	0,04	100
	выходит						
9	измельчённая руда	127,89	100	0,5	100	0,04	100
II	Классификация						
	поступает						
9	Измельченный продукт Iст. измельчения	127,89	100	0,5	100	0,04	100

12	<i>Измельченный продукт II ст. измельчения</i>	88,43	69	0,5	100	0,04	100
	<i>выходит</i>						
13	<i>слив</i>	127,89	100	0,5	100	0,04	100
11	<i>пески</i>	88,43	69	0,5	100	0,04	100
III	<i>Измельчение II стадии</i>						
	<i>поступает</i>						
11	<i>Пески классификации</i>	88,43	69	0,5	100	0,04	100
	<i>выходит</i>						
12	<i>Измельченный продукт</i>	88,43	69	0,5	100	0,04	100
IV	<i>Коллективная Wo₃-Mo флотация</i>						
	<i>поступает</i>						
13	<i>Слив классификации</i>	127,89	100	0,5	100	0,04	100
19	<i>Концентрат контрольной флотации</i>	35,81	28	0,18	10	0,025	18
22	<i>Хвосты Mo флотации</i>	8,9	7	1	14	0,06	11
	<i>выходит</i>						
15	<i>концентрат</i>	46,04	36	1,19	86	0,1	104
16	<i>хвосты</i>	126,6	99	0,19	38	0,01	35
V	<i>Контрольная флотация</i>						
	<i>поступает</i>						
16	<i>Хвосты коллективной флотации</i>	126,6	99	0,19	38	0,01	35
	<i>выходит</i>						
19	<i>концентрат</i>	35,81	28	0,18	10	0,025	18
20	<i>хвосты</i>	90,81	71	0,2	28	0,009	17
VI	<i>Вольфрамовая флотация</i>						
	<i>поступает</i>						
15	<i>Концентрат коллективной флотации</i>	46,04	36	1,19	86	0,1	104
	<i>выходит</i>						
17	<i>концентрат</i>	17,9	14	2,43	68	0,017	6
18	<i>хвосты</i>	28,13	22	0,64	28	0,018	98
	<i>Mo флотация</i>						
	<i>поступает</i>						
18	<i>Хвосты Wo₃ флотации</i>	28,13	22	0,64	28	0,018	98
	<i>выходит</i>						
21	<i>концентрат</i>	19,2	15	0,46	4	0,2	77
22	<i>хвосты</i>	8,9	7	1	14	0,06	11

Расчет водно-шламовой схемы

Целью расчета водно-шламовой схемы является: обеспечение оптимальных отношений Ж:Т в операциях схемы; определение количества воды, добавляемой в операции или, наоборот, выделяемой из продуктов при операциях обезвоживания; определение отношений Ж:Т в продуктах схемы; определение общей потребности воды и удельного расхода воды на тонну перерабатываемой руды.

Для получения высоких технологических показателей переработки руды каждую операцию технологической схемы необходимо проводить при оптимальных значениях отношения

Ж:Т. Эти значения устанавливаются по данным испытаний обогатимости руды и практики работы действующих обогатительных фабрик.

Относительно низкий удельный расход воды на тонну перерабатываемой руды объясняется наличием на проектируемой фабрике внутрифабричного водооборота, так как сливы сгустителей подаются в цикл измельчение - классификация. Расход воды на смыв полов, промывку аппаратов и на другие цели составляет 10-15% от общего расхода.

Таблица качественно-количественной схемы обогащения

Таблица 3.

№ операции прод.	Наименование операций и продуктов	Q, т/ч	γ, %	R	W
1	2	3	4		
I	Измельчение I стадии				
	поступает				
6	дроблёная руда	127,89	100	0,025	3,197
	выходит				
9	измельчённая руда	127,89	100	0,3	38,367
II	Классификация				
	поступает				
9	Измельченный продукт I ст. измельчения	127,89	100	0,3	38,367
12	Измельченный продукт II ст. измельчения	88,43	69	0,5	44,215
	выходит				
13	слив	127,89	100	4	511,56
11	пески	88,43	69	0,4	35,372
III	Измельчение II стадии				
	поступает				
11	Пески классификации	88,43	69	0,4	35,372
	выходит				
12	Измельченный продукт	88,43	69	0,6	53,04
IV	Коллективная Wo₃-Mo флотация				
	поступает				
13	Слив классификации	127,89	100	3	383,67
19	Концентрат контрольной флотации	35,8	28	1	35,8092
22	Хвосты Mo флотации	8,9	7	2	62,66
	выходит				
15	концентрат	46,04	36	1	46,04
16	Хвосты	126,6	99	2	253,22
V	Контрольная флотация				
	поступает				
16	Хвосты коллективной флотации	126,6	99	2	253,22
	выходит				
19	концентрат	35,8	28	1	35,81
20	Хвосты	90,81	71	2	181,603
VI	Вольфрамовая флотация				
	Поступает				

15	Концентрат коллективной флотации	46,04	36	1	46,04
	Выходит				
17	Концентрат	17,9	14	1	17,9046
18	Хвосты	28,1	22	2	56,28
	Мо флотация				
	Поступает				
18	Хвосты вольфрамовой флотации	28,1	22	2	56,28
	Выходит				
21	концентрат	19,1	15	1	19,1835
22	хвосты	8,9	7	2	17,94

Выбор и расчёт дробилки

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

Вольфрамо-молибденовая руда по категории крепости является рудой средней крепости.

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 ШЦП 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 обогатительной фабрики 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:

$$120 \cdot 0,8 = 96 \text{ см.}$$

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 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 дроблению и снова подаются погрузчиком на колосниковый грохот.

2.7 Выбор и расчёт мельниц полусамоизмельчения

В последнее время при переработке золотосодержащих руд в мировой и отечественной практике в первой стадии измельчения все больше распространение находят мельницы полусамоизмельчения с последующим цианированием. В этом случае исключаются потери золота с железным скрапом и крошкой, снижается расход цианида при цианировании и улучшаются санитарные условия работы на кварцевых силикатных рудах. 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 q₁ - 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 D₁ 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.

Выбор и расчёт грохота II стадии грохочения

Слив мельниц полусамозмельчения 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;

q₀ - удельная объемная производительность, м/(м • ч);

ρ_H - насыпная плотность руды, т/м³;

k₁, k₂, k₃, k₄, k₅, k₆ - поправочные коэффициенты /4/.

Принятый к установке грохот обеспечивает проектную производительность цеха измельчения.

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:

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

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:

$$q_{\text{ГТСК}} = 4 * Q_{\text{песк}} / (\pi * d^2_{\text{песк}} * n_{\text{ГЦ}})$$

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.

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 4,0x5,5 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.

Список использованной литературы

1. Разумов К.А., Перов В.П. «Проектирование обогатительных фабрик». Москва 1982 г
2. Польшин С.И. «Обогащение руд россипей редких и блогародных металлов» М.1987г.
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. Польшин С.И., Адамов И.В. «Технология обогащения руд цветных металлов» М. 1982 г.

