

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

«Химико-металлургический» факультет»

Кафедра «Металлургия»

ПОЯСНИТЕЛЬНАЯ ЗАПИСКА

к выпускной квалификационной работе

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

Выпускник: Т.Очилов

Навои– 2014

Содержание

Введение.....	
Общая характеристика месторождений полезных ископаемых.....	
Характеристика медно-молибденовых руд.....	
Схемы и режимы получения медно-молибденовых концентратов.....	
Режимы разделения медно-молибденовых концентратов.....	
Комплексность использования сырья.....	
ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ РАСЧЕТЫ	
Расчет схемы дробления с выбором оборудования.....	
Выбор оборудования для грохочения.....	
Расчет схемы измельчения.....	
Расчет качественно-количественной схеме.....	
Расчет водно-шламовой схемы.....	
Выбор и расчёт дробилки.....	
Выбор и расчёт колосникового грохота.....	
Выбор и расчёт мельниц полусамоизмельчения.....	
Выбор и расчёт грохота II стадии грохочения.....	
Выбор и расчёт гидроциклонов.....	
Выбор и расчёт мельницы II стадии измельчения.....	
Выбор высокоэффективного сгустителя.....	
Охрана труда и техника безопасности на обогатительных фабриках.....	
Охрана окружающей среды.....	
Список использованной литературы.....	

Введение

Современная технология переработки, обогащения и комплексного использования минерального сырья вплоть до безотходной технологии в горно-обогатительном производстве основана на применении методов обогащения полезных ископаемых, использующих различия в физических, магнитных, электрических, физико-химических и других свойствах разделяемых минералов. Эти методы позволяют также при грамотном их применении эффективно решать экологические проблемы горного производства: переработки и использования вскрышных пород, накопившихся отходов, вторичного сырья, кондиционирования оборотных, очистки сточных вод и т. д.

К настоящему времени сформированы новые представления в области теории и технологии обогащения полезных ископаемых, созданы более совершенные техника и технология, новые методы комплексной их переработки с учетом охраны окружающей среды.

Общая характеристика месторождений полезных ископаемых

Полезные ископаемые обладают рядом характерных особенностей, которые определяют не только выбор технологии их переработки и обогащения, но и технологию разработки месторождений. К основным из них относятся следующие.

Комплексность сырья. В рудах и россыпях, наряду с основными металлами или минералами, имеются и другие ценные компоненты. благородные металлы и примеси ценных компонентов присутствуют в рудах главным образом в виде изоморфных смесей и тонкодисперсных включений в минералы основных и сопутствующих полезных компонентов, таких, как, например, молибденит, барит, пирит и др. Несульфидные минералы представлены оксидами, силикатами, карбонатами, фосфатами и другими породными минералами в различном их соотношении. Существующий уровень технологии переработки и обогащения руд позволяет осуществить практически безотходное производство, однако возможность организации его на практике зависит также от экономических, географических, политических и других факторов, действующих в регионе.

Низкое содержание цветных, редких и благородных металлов в рудах. Среднее содержание меди, например, в медно-порфириновых рудах в настоящее время составляет около 0,9 %, в медистых песчаниках — 3,5 %, в медно-колчеданных рудах — 1,4 %. В этих же пределах изменяются средние содержания свинца, никеля и цинка. Содержания сопутствующих металлов при этом оцениваются обычно сотыми и тысячными долями процента.

По содержанию металлов руды условно делят на богатые, бедные и забалансовые (непромышленные), границы между которыми определяются состоянием техники и технологии обогащения, экономическими интересами и потребностями государства в производстве металлов.

Тонкая дисперсная связь ценных компонентов с вмещающими горными породами и между собой. По крупности вкрапленности различают руды: крупновкрапленные (размер включений извлекаемых минералов более 0,4 мм); средней вкрапленности (0,15—0,4 мм) и тонковкрапленные (меньше 0,15 мм). По характеру вкрапленности различают равномерно-вкрапленные, неравномерно-вкрапленные руды и руды с агрегатной вкрапленностью минералов. Различный характер минерализации перерабатываемых руд требует разработки более совершенной технологии рудоподготовки, применения более сложных, стадийных схем обогащения.

Сложность и изменчивость вещественного состава руд и россыпей. Руды и россыпи весьма разнообразны и изменчивы по химическому и минеральному составу, характеру вкрапленности и текстурно-структурным особенностям, степени окисленности, крепости, дробимости, измельчаемости, обогатимости.

Различные сочетания свойств руд и россыпей создают большое многообразие их типов и разновидностей, отличающихся между собой важными технологическими свойствами по отношению к процессам дробления, измельчения, обогащения и др. Поэтому технологические типы и сорта руд и россыпей на каждой обогатительной фабрике определяют по результатам специально проведенных технологических испытаний.

Сложные горно-технологические условия залегания в недрах рудных месторождений. Месторождения полезных ископаемых отличаются сложностью морфологии и разобщенностью рудных тел, весьма крепкими рудами и вмещающими породами, предопределяющими большую трудоемкость при их разработке. Разнообразие наблюдаемых при этом структур и текстур сопровождается резкими изменениями физико-механических свойств руды. Руды считают мягкими, если коэффициент их крепости по шкале М.М. Протождяконова не превышает 10, средними — 10—14, твердыми — 14—18, весьма твердыми — более 18. При этом средневзвешенный показатель абразивности составляет, мг. для мягких руд — до 10; для средних — 10—30; для твердых — 30—45 и для весьма твердых — более 45.

Основная тенденция, характеризующая положение с сырьевой базой, — обеднение руд и россыпей, уменьшение крупности и усложнение характера вкрапленности ценных компонентов, увеличение степени окисления и ухудшение обогатимости руд. В эксплуатацию вовлекаются все более бедные и труднообогатимые руды. Например, среди колчеданных медно-цинковых руд России и Казахстана доля труднообогатимых руд уже сейчас достигает 70—75 %.

Характеристика медно-молибденовых руд

Минеральный состав и технологические задачи при обогащении руд

Основным типом медно-молибденовых руд являются медно-порфириновые руды. Молибден в них представлен молибденитом, медь — как первичными, так и вторичными сульфидами; нерудные минералы

— в основном кварцем и различным соотношением других минералов: серицита, хлорита, талька, кальцита, флюорита, полевого шпата, турмалина и апатита.

При обогащении медно-молибденовых руд решаются задачи отделения сульфидных минералов от минералов вмещающих пород, разделения сульфидных минералов с получением одноименных концентратов, доизвлечения благородных металлов, окисленных минералов меди и комплексного использования несulfидной части руды в условиях водооборота и оптимизации процесса средствами автоматизации.

Схемы и режимы получения медно-молибденовых концентратов

Перерабатываемые медно-молибденовые руды содержат 0,2—2 % меди и 0,008—0,1 % молибдена и характеризуются относительно крупной вкрапленностью основной массы сульфидных минералов в породе при тесном взаимном прорастании части сульфидов. Этим особенностям вещественного состава медно-порфириновых руд отвечает применяемая практически на всех обогатительных фабриках, перерабатывающих медно-молибденовые руды, схема коллективной флотации сульфидов с последующим их разделением (рис. 3.3). Она включает циклы рудной флотации, доизмельчения черногого коллективного концентрата (обычно до 90—95 % класса -0,074 мм), получения медно-молибденового концентрата с выделением пирита в виде хвостов промпродуктового цикла и разделения медно-молибденового концентрата.

Повышению качества концентратов и извлечения в них металлов при переработке руд с высоким содержанием шламуемых минералов способствует применение схемы с раздельной флотацией песков и шламов (на Алмалыкской фабрике и др.), схемы обогащения с грубым помолом руды и дофлотацией сульфидов из песковой части хвостов флотации после ее доизмельчения (на фабрике «Эль Сальвадор» и др.) или без доизмельчения (на Балхашской фабрике и др.).

В качестве собирателя сульфидов меди и молибдена в коллективном цикле применяют ксантогенаты, дигиофосфаты, диксантогениды, минеречи, реагент Z-200 и аполярные масла; в качестве пенообразователей — спиртовые реагенты, пенообразующее действие которых изменяется незначительно в присутствии аполярных собирателей (сосновое масло, метилвибутилкарбинол, Т-80, ОПСБ и их сочетание). Повышению извлечения меди и молибдена в коллективный концентрат при флотации способствует применение подавителей пустой породы (жидкое стекло, гексаметафосфат натрия и др.).

Коллективная флотация всех сульфидов меди, молибдена и железа осуществляется в нейтральной или слабощелочной среде, создаваемой или содой, или небольшими загрузками сернистого натрия (0,1—0,3 кг/т), подаваемого для активации флотации окисленных медных минералов, пептизации шламов и улучшения физических свойств пульпы. Доводку коллективных медно-молибденовых концентратов проводят обычно в щелочной среде, создаваемой известью при рН от 8,5 до 11,5, обеспечивающей эффективную депрессию флотации сульфидов железа.

Получаемый коллективный медно-молибденовый концентрат содержит около 10—30 % меди и 0,1—0,9 % молибдена. Перед разделением он обычно сгущается и подвергается окислительной пропарке с известью (1 кг/т) в течение 1—4 ч при температуре 85—95 °С, обработке сернистым натрием, окислителями или низкотемпературному обжигу с целью удаления с поверхности минералов или разрушения большей части собирателя.

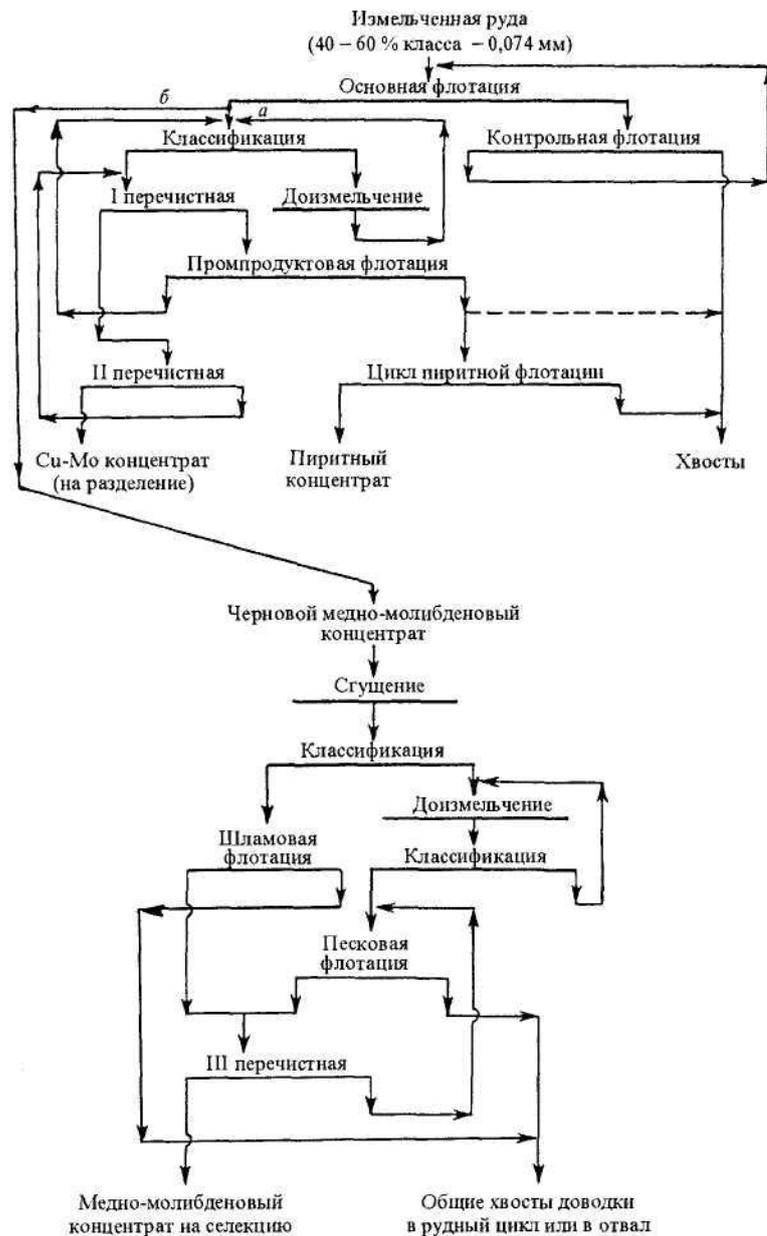


Рис. 3.3. Схема получения и доводки черновых медно-молибденовых концентратов

Режимы разделения медно-молибденовых концентратов

Для разделения коллективных медно-молибденовых концентратов практически на всех фабриках используют методы, основанные на депрессии сульфидов меди флотации молибденита. Выбор режима депрессии зависит в основном от вещественного состава коллективного концентрата.

При обогащении руд, в которых медь представлена в основном халькопиритом, разделение медно-молибденовых концентратов проводится обычно с применением сульфида, гидросульфида натрия в сильнощелочной среде (рН 10—12) при высоких расходах реагента (0,5—20 кг/т коллективного концентрата), обеспечивающих высокую концентрацию сульфидных ионов в пульпе, благодаря чему достигается десорбция собирателя с поверхности сульфидов меди и железа и депрессия их флотации. Наиболее совершенными при этом являются технология «паровой» флотации при температуре 70—80 °С (на Алмалыкской фабрике и др.) и технология с использованием азота вместо воздуха или пара при обычной температуре (на Балхашской фабрике и др.).

На фабриках, перерабатывающих халькозиновые руды, депрессия сульфидов меди достигается

посредством применения реагентов «Ноукс» и «Анимол Д» или ферро- и феррицианидов.

Комплексность использования сырья

Из медно-молибденовых руд с преобладанием халькопирита и содержанием меди в руде 0,2—0,7 % получают медные концентраты, содержащие 21—29 % меди при извлечении ее 75—90 %, а из руд с преобладанием халькозина и содержанием меди 0,4—1,6 % — медные концентраты, содержащие 29—50 % меди при извлечении ее 83—92 %. Из сравнительно богатых медно-молибденовых руд с содержанием молибдена 0,01—0,09 % получают молибденовые концентраты с содержанием 40—57 % при извлечении 30—90 %.

Одна из принципиально возможных схем безотходной переработки медно-молибденовых руд приведена на рис. 3.4.

Для улавливания и выделения «свободного» золота в различных точках технологической схемы используют гравитационные методы (отсадка), шелевые концентраторы, центробежные сепараторы, шлюзовые поверхности в линии самотечного транспорта хвостов в хвостохранилище. Извлечение окисленного молибдена и меди осуществляется из растворов кучного выщелачивания руд слабым раствором серной кислоты.

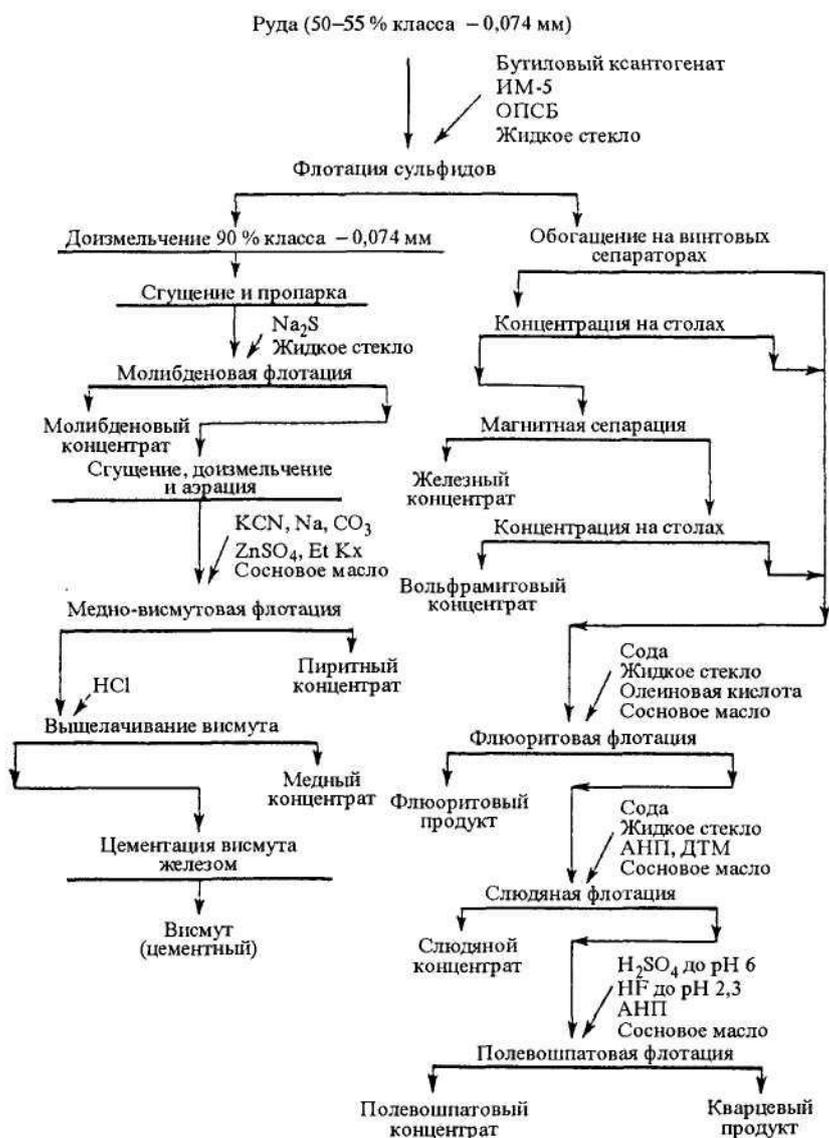


Рис. 3.4. Принципиальная технологическая схема безотходной переработки медно-молибденовых руд

ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ РАСЧЕТЫ

Расчет схемы дробления с выбором оборудования

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

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

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

3 – количество смен в сутки

340 – расчетное число рабочих дней

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

$$Q_{ц. др.} = \frac{2000000}{340 \times 3 \times 7} \approx 80,1 \text{ т/ч}$$

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

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

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

Предусмотрим склад мелкодробленой руды.

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

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

Порядок расчета:

1. Определим общую степень дробления

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

Данную степень дробления можно достичь в три стадии.

2. Примем степени дробления в отдельных стадиях.

Определим среднюю степень дробления:

$$S_{ср} = \sqrt[3]{S} \approx 4,65$$

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

Принимаем:

$$S_I = 4,5$$

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

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

3. Определим условную максимальную крупность продуктов после отдельных стадий:

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

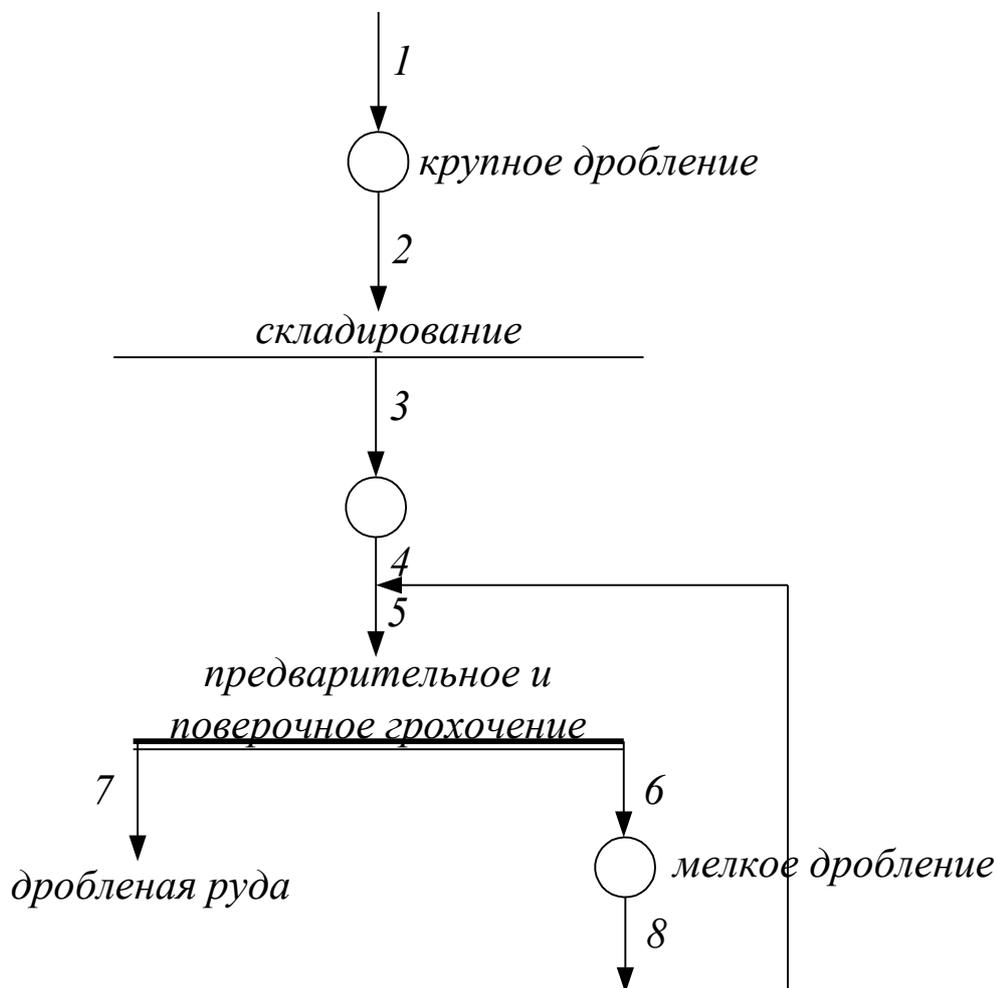


Схема дробления:

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

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

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

$$Z_I = 1,6 \quad Z_{II} = 1,8 \quad Z_{III} = 2,0$$

$$I_1 = \frac{D_2}{Z_I} = \frac{222}{1,6} 138,75 \approx 150 \text{ мм}$$

либо 160 мм (округление исходит из имеющихся типоразмеров дробилок)

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

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

принимаем щель несколько больше для устойчивой работы дробилки

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

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

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

$$D_8 = 8 \times 2 = 16 \text{ мм}$$

5. Выберем режим работы грохотов

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

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

6. Проверим соответствие выбранной схемы дробления выпускаемому оборудованию.

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

$$\gamma_8 \approx 150\% \Rightarrow Q_8 = 275,2 \times 1,5 = 412,8 \text{ т/час}$$

Требования, которым должны удовлетворить дробилки:

Таблица 1

Показатели	Секции дробления		
	крупное	среднее	мелкое
Крупность наибольших кусков в питании, не менее, мм (D_{max})	1000	240 (256)	54
Ширина разгрузочной щели, мм	150	30	8
Ширина приемного отверстия, мм ($B > D_{max} 1,15$)	(160) 1265	276	62
Требуемая производительность, т/час / м ³ /час	280,1/175,1	275,2/153,3	412,8/258,0

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

- для крупного дробления ККД-1500/160 (ККД-1200/150 не подходит по ширине приемного отверстия)
- для среднего дробления КСД-3000Т
- для мелкого дробления КМД-3000Т

Найдем фактические производительности дробилок для условий, определенных проектом:

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

где Q_n – паспортная производительность дробилки, м³/час

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

Значение коэффициентов находим по таблице 27 [П]:

а) крупное дробление

ККД-1500/160

$B=1500 \text{ мм}$

$Q_n = 1300 \text{ м}^3/\text{час}$

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

$k_{др} = 1,0$ (для крупности 14)

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

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

$$Q_{факт\ ККД} = 130,0 \times 1 \times 1 \times 1,08 \times 1 = 140,4 \text{ м}^3/\text{час} = 224,6 \text{ т}/\text{час}$$

б) среднее дробление

КСД-3000Т $B = 380$ мм

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

Найдем производительность при щели 30 мм:

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

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

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

$$Q_{факт\ КСД-3000т} = 106,0 \times 1 \times 1 \times 1,12 \times 1 = 118,7 \text{ м}^3/\text{час} = 189,9 \text{ т}/\text{час}$$

в) мелкое дробление

КМД-3000т $B = 95$ мм

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

Найдем производительность при щели 7 мм:

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

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

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

$$Q_{факт\ КМД-3000т} = 329 \times 1 \times 1 \times 1,23 \times 1 = 405 \text{ м}^3/\text{час} = 648 \text{ т}/\text{час}$$

При работе в замкнутом цикле с грохотом производительность дробилки равна:

$$Q_{др} = Q \times k_{ц}$$

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

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

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

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

$$Q_6 = Q_5 - Q_7$$

$$Q_5 = Q_4 \times \left(\frac{1}{E_{III}^{-10}} + \frac{\beta_4^{+10}}{\beta_{IV}^{-10}} \right)$$

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

β_4^{+10} – содержание класса +10 мм в разгрузке дробилки КСД-3000Т

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

Для нахождения β_4^{+10} и β_{IV}^{-10} необходимо построить ситовые характеристики продуктов разгрузки дробилок на основании типовых характеристик.

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

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

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

По результатам расчета определим количество дробилок в каждой стадии:

I стадия

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

II стадия

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

III стадия

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

Принимаем к установке:

ККД-1500/160 – 1 шт.

КСД-3000Т – 1 шт.

КМД-3000Т – 2 шт.

Выбор оборудования для грохочения

Для руд с насыпным весом $\delta \geq 1,6 \text{ т/м}^3$ используют грохота вибрационные тяжелого типа [1] стр. 221.

Производительность грохота определяется по формуле:

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

где F – площадь сита, м^2

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

δ – насыпной вес руды, т/м^3

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

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

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

$$\beta_{5}^{10} = \frac{Q_7}{E_{III}^{10} \times Q_5} = \frac{1400,5}{0,85 \times 2771} = 0,297 = 29,7\%$$

$$\beta_{5}^{+10} = 100 - \beta_{5}^{10} = 100 - 29,7 = 70,3\%$$

$$\beta_{5}^{-5} = 0,5 \times \beta_{5}^{10} = 0,5 \times 29,7 = 14,85\%$$

По таблице 30 [1] находим:

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

$l = 2,16$ (для $\beta_{5}^{+10} = 70,3\%$) - учитывает влияние крупных зерен

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

$n = 1,0$ – влияние формы зерен

$o = 1,0$ – влияние влажности

$r = 1,0$ – влияние способа грохочения

Найдем необходимую минимально необходимую площадь сита грохота:

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

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

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

Определим фактическую производительность грохота:

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

Расчетное количество грохотов:

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

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

Расчет схемы измельчения

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

Вышеперечисленное допущение учтем при определении Q_6 .



Порядок расчета:

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

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

где:

365 – количество рабочих дней в году

24 – непрерывная рабочая неделя 3 смены по 8 часов ($3 \times 8 = 24$ часа)

K_6 – коэффициент использования оборудования

K_n – коэффициент, учитывающий неравномерность свойств сырья

Принимаем: $K_6 = 0,9$ $K_n = 1,0$

$$Q_{\text{час}} = Q_1 = \frac{2000000}{362 \times 24 \times 0,9} \times 1 = 255,8 \text{ т/ч}$$

Принимаем исходные данные

зададимся разжижением в сливе и песках классификации:

$R_6 = 3$

$R_7 = 0,28$

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

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

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

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

Порядок расчета:

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

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

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

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

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

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

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

2. Определим массы продуктов второй стадии

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

Формулы для расчета берем со стр. 108 [1]

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

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

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

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

для $\beta_6^{-74} = 77\%$

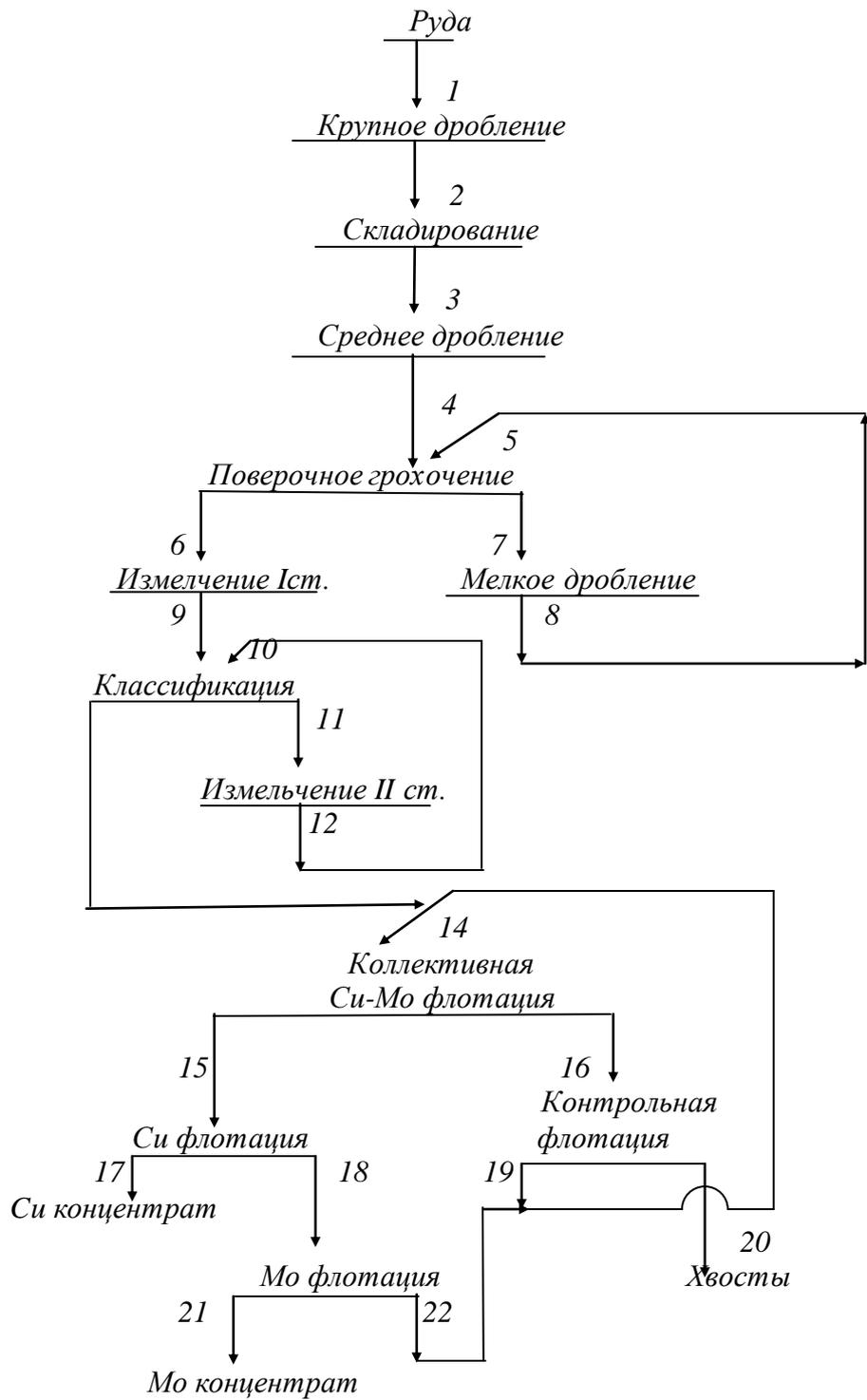
$$\beta'_6 = 48 + \frac{58 - 48}{80 - 70} \times (77 - 70) = 55\%$$

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

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

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

$$Q_9 = 127,89 \text{ т/ч}$$



Технологическая схема обогащения медно-молибденовых руд

Расчет качественно-количественной схеме

Исходные данные для расчета качественно-количественной схеме

Содержание меди в исходной руде – $\alpha^{\text{медь}}_{13} = 0,5\%$

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

Извлечение меди в окончательный концентрат – $\varepsilon^{\text{медь}}_{17} = 68\%$

Извлечение меди в коллективный концентрат – $\varepsilon^{\text{медь}}_{15} = 86\%$

Извлечение меди в цинковый концентрат – $\varepsilon^{\text{медь}}_{21} = 4\%$

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

Извлечение молибдена в хвосты медной флотации – $\varepsilon^{\text{Мо}}_{18} = 98\%$

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

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

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

Выход медного 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

$$Q_{13} = 1278,9 \text{ т/ч.}$$

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

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

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

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

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

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

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

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

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

Определяем извлечение продуктов обогащения

Для меди

$$\varepsilon^{\text{медь}}_{13} = 100\%$$

$$\varepsilon^{\text{медь}}_{18} = \varepsilon^{\text{медь}}_{15} - \varepsilon^{\text{медь}}_{17} = 86 - 68 = 18\%$$

$$\varepsilon^{\text{медь}}_{22} = \varepsilon^{\text{медь}}_{18} - \varepsilon^{\text{медь}}_{21} = 18 - 14 = 4\%$$

$$\varepsilon^{\text{медь}}_{14} = \varepsilon^{\text{медь}}_{13} + \varepsilon^{\text{медь}}_{22} + \varepsilon^{\text{медь}}_{19} = 100 + 4 + 10 = 114\%$$

$$\varepsilon^{\text{медь}}_{16} = \varepsilon^{\text{медь}}_{14} - \varepsilon^{\text{медь}}_{15} = 114 - 86 = 28\%$$

$$\varepsilon^{\text{медь}}_{20} = \varepsilon^{\text{медь}}_{13} - \varepsilon^{\text{медь}}_{17} + \varepsilon^{\text{медь}}_{21} = 100 - 68 + 4 = 36\%$$

$$\varepsilon^{\text{медь}}_{19} = \varepsilon^{\text{медь}}_{16} - \varepsilon^{\text{медь}}_{20} = 28 - 36 = -8\%$$

для цинка

$$\varepsilon^{\text{Мо}}_{13} = 100\%$$

$$\varepsilon^{\text{Мо}}_{22} = \varepsilon^{\text{Мо}}_{18} - \varepsilon^{\text{Мо}}_{21} = 98 - 77 = 21\%$$

$$\varepsilon^{\text{Мо}}_{14} = \varepsilon^{\text{Мо}}_{13} + \varepsilon^{\text{Мо}}_{22} + \varepsilon^{\text{Мо}}_{19} = 100 + 21 + 18 = 139\%$$

$$\varepsilon^{\text{Мо}}_{16} = \varepsilon^{\text{Мо}}_{14} - \varepsilon^{\text{Мо}}_{15} = 139 - 94 = 45\%$$

$$\varepsilon^{\text{Мо}}_{17} = \varepsilon^{\text{Мо}}_{15} - \varepsilon^{\text{Мо}}_{18} = 104 - 98 = 6\%$$

$$\varepsilon^{\text{Мо}}_{20} = \varepsilon^{\text{Мо}}_{13} - \varepsilon^{\text{Мо}}_{17} + \varepsilon^{\text{Мо}}_{21} = 100 - 6 + 77 = 171\%$$

$$\varepsilon^{\text{Мо}}_{19} = \varepsilon^{\text{Мо}}_{16} - \varepsilon^{\text{Мо}}_{20} = 45 - 171 = -126\%$$

Определяем количество металлов в продуктах обогащения

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

Для меди

$$\beta_{14} = 124 \times 0,5 / 135 = 0,46\%$$

$$\beta_{15} = 86 \times 0,5 / 36 = 1,19\%$$

$$\beta_{16} = 38 \times 0,5 / 99 = 0,19\%$$

$$\beta_{17} = 68 \times 0,5 / 14 = 2,43\%$$

$$\beta_{18} = 28 \times 0,5 / 22 = 0,64\%$$

$$\beta_{19} = 10 \times 0,5 / 28 = 0,18\%$$

$$\beta_{20} = 28 \times 0,5 / 71 = 0,2\%$$

$$\beta_{21} = 14 \times 0,5 / 15 = 0,46\%$$

$$\beta_{22} = 14 \times 0,5 / 7 = 1\%$$

Для молибдена

$$\beta_{14} = 129 \times 0,04 / 135 = 0,04\%$$

$$\beta_{15} = 94 \times 0,04 / 36 = 0,1\%$$

$$\beta_{16} = 35 \times 0,04 / 99 = 0,01\%$$

$$\beta_{17} = 6 \times 0,04 / 14 = 0,017\%$$

$$\beta_{18} = 98 \times 0,04 / 22 = 0,18\%$$

$$\beta_{19} = 18 \times 0,04 / 28 = 0,025\%$$

$$\beta_{20} = 17 \times 0,04 / 71 = 0,009\%$$

$$\beta_{21} = 77 \times 0,04 / 15 = 0,2\%$$

$$\beta_{22} = 11 \times 0,04 / 7 = 0,06\%$$

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 внутризаводского 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

<i>№ операции прод.</i>	<i>Наименование операций и продуктов</i>	<i>Q, т/ч</i>	<i>γ, %</i>	<i>R</i>	<i>W</i>
<i>1</i>	<i>2</i>	<i>3</i>	<i>4</i>		
I	Измельчение I стадии				
	<i>поступает</i>				
<i>6</i>	<i>дроблёная руда</i>	<i>127,89</i>	<i>100</i>	<i>0,025</i>	<i>3,197</i>
	<i>выходит</i>				
<i>9</i>	<i>измельчённая руда</i>	<i>127,89</i>	<i>100</i>	<i>0,3</i>	<i>38,367</i>
II	Классификация				
	<i>поступает</i>				
<i>9</i>	<i>Измельченный продукт I ст. измельчения</i>	<i>127,89</i>	<i>100</i>	<i>0,3</i>	<i>38,367</i>
<i>12</i>	<i>Измельченный продукт II ст. измельчения</i>	<i>88,43</i>	<i>69</i>	<i>0,5</i>	<i>44,215</i>
	<i>выходит</i>				
<i>13</i>	<i>слив</i>	<i>127,89</i>	<i>100</i>	<i>4</i>	<i>511,56</i>
<i>11</i>	<i>пески</i>	<i>88,43</i>	<i>69</i>	<i>0,4</i>	<i>35,372</i>
III	Измельчение II стадии				
	<i>поступает</i>				
<i>11</i>	<i>Пески классификации</i>	<i>88,43</i>	<i>69</i>	<i>0,4</i>	<i>35,372</i>
	<i>выходит</i>				
<i>12</i>	<i>Измельченный продукт</i>	<i>88,43</i>	<i>69</i>	<i>0,6</i>	<i>53,04</i>
IV	Коллективная Cu-Zn флотация				
	<i>поступает</i>				
<i>13</i>	<i>Слив классификации</i>	<i>127,89</i>	<i>100</i>	<i>3</i>	<i>383,67</i>
<i>19</i>	<i>Концентрат контрольной флотации</i>	<i>35,8</i>	<i>28</i>	<i>1</i>	<i>35,8092</i>
<i>22</i>	<i>Хвосты Zn флотации</i>	<i>8,9</i>	<i>7</i>	<i>2</i>	<i>62,66</i>
	<i>выходит</i>				
<i>15</i>	<i>концентрат</i>	<i>46,04</i>	<i>36</i>	<i>1</i>	<i>46,04</i>
<i>16</i>	<i>хвосты</i>	<i>126,6</i>	<i>99</i>	<i>2</i>	<i>253,22</i>
V	Контрольная флотация				
	<i>поступает</i>				
<i>16</i>	<i>Хвосты коллективной флотации</i>	<i>126,6</i>	<i>99</i>	<i>2</i>	<i>253,22</i>
	<i>выходит</i>				
<i>19</i>	<i>концентрат</i>	<i>35,8</i>	<i>28</i>	<i>1</i>	<i>35,81</i>
<i>20</i>	<i>хвосты</i>	<i>90,81</i>	<i>71</i>	<i>2</i>	<i>181,603</i>
VI	Cu флотация				
	<i>поступает</i>				
<i>15</i>	<i>Концентрат коллективной флотации</i>	<i>46,04</i>	<i>36</i>	<i>1</i>	<i>46,04</i>
	<i>выходит</i>				
<i>17</i>	<i>концентрат</i>	<i>17,9</i>	<i>14</i>	<i>1</i>	<i>17,9046</i>
<i>18</i>	<i>хвосты</i>	<i>28,1</i>	<i>22</i>	<i>2</i>	<i>56,28</i>
	Zn флотация				

	<i>поступает</i>				
18	<i>Хвосты медной флотации</i>	28,1	22	2	56,28
	<i>выходит</i>				
21	<i>концентрат</i>	19,1	15	1	19,1835
22	<i>хвосты</i>	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.

Медно-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 ЩДП 12х15. •

Производительность дробилки, Q равна:

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

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

L - длина разгрузочной щели щековой дробилки, см;

i - ширина разгрузочной щели, см. /4/

По данным практики работы дробильного отделения обогатительной фабрики ГОКа «Кубака» 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 «Кубака» показывает, что в руде, доставляемой из карьера, содержится около 4,5 % кусков крупностью более 950 мм. Куски такой крупности доставляют фронтальным погрузчиком на рудный двор, где они подвергаются пневмодроблению и снова подаются погрузчиком на колосниковый грохот.

2.7 Выбор и расчёт мельниц полусамозмельчения

В последнее время при переработке золотосодержащих руд в мировой и отечественной практике в первой стадии измельчения все больше распространение находят мельницы полусамозмельчения 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 полусамозмельчения (ПСИ).

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

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

где Q - производительность действующей мельницы, т/ч;

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

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

D - диаметр действующей мельницы, м;

L - длина действующей мельницы, м.

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

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

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

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

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

K_D - коэффициент, учитывающий различие в диаметрах барабанов проектируемой и работающей мельниц: $K_D = \left(\frac{D-2t}{D_1-2t}\right)^{0.5}$,

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

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

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

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

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

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

где F - полезная площадь сита, м²;

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

ρ_H - насыпная плотность руды, т/м³;

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

Принятый к установке грохот обеспечивает проектную производительность цеха измельчения.

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:

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

где $d_{\text{макс}}$ - номинальная крупность зёрен (мкм) в сливе гидроциклона $d_{\text{макс}}=94$ 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

$$(\beta_{ТВ.ПИТ} = 42,9 \%)$$

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

К установке принимаю стандартный гидроциклон диаметром 350 мм ГЦ-350

2. Для данного гидроциклона определяем производительность ($\text{м}^3/\text{ч}$) по питанию:

$$V_{ГЦ} = 3 * K_a * K_d * d_{\text{пит}} * d_{\text{сл}} \sqrt{\rho_0}$$

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 ($\text{м}^3/\text{ч}$) рассчитывается по формуле:

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

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

R — разбавление пульпы, которая подаётся на классификацию:

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

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

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

Принимаю к установке пять гидроциклонов диаметром 350 мм.

3. Определим нагрузку на песковую насадку ($\text{т/ч} \cdot \text{см}^3$) по формуле:

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

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

$d_{\text{песк}}$ — диаметр (см) пескового насадка;

$n_{ГЦ}$ — 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 ($0,5 - 2,5 \text{ т/ч} \cdot \text{см}^3$) /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. Найдем удельную производительность работающей мельницы по вновь образованному классу 0,074 мм.

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

К установке принимаю стержневую мельницу МСЦ 4,0x5,5 с рабочим объемом 59,11 м^3 .

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

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

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.

Выбор высокоэффективного сгустителя

В условиях медно-молибденовой руды очень эффективно работает сгуститель финской фирмы «Суафло», удельная площадь сгущения которых в 5-6 раз меньше, чем отечественных сгустителей. Так, если удельная площадь сгущения отечественных сгустителей равна 4-5 м²/т-ч, то у сгустителя «Суафло» она равна 0,8-0,85 м²/т-ч, поэтому принимаю к установке сгуститель «Суафло».

На сгущение поступает 127,891 т/час. Общая площадь сгущения определится: 127,89*0,82 = 82м².

Площадь сгустителя «Суафло» с диаметром 10,5 м равна 86,6 м². К установке принимаю один сгуститель.

Охрана труда и техника безопасности на обогатительных фабриках

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

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

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

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

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

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

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

Безопасность ремонтных работ. При выполнении ремонтных работ для обеспечения безопасности ремонтного и технологического персонала на обогатительных фабриках введена бирочная система. Перед выполнением ремонтных работ издается распоряжение с указанием организационных и технических мер по их безопасности и назначается ответственный производитель работ. Ремонт разрешается начинать после очистки и промывки оборудования от находящегося в нем материала и при наличии удобной для работы ремонтно-монтажной площадки. Применяемые при ремонтах подъемно-транспортные механизмы должны иметь грузоподъемность, обеспечивающую подъем

наиболее тяжелых узлов и деталей. Использовать неисправные подъемно-транспортные механизмы или механизмы, у которых истек срок технического освидетельствования, запрещается. Работа на высоте при отсутствии обслуживающих площадок должна выполняться только с применением предохранительного пояса. Запрещается пользоваться неисправным инструментом.

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

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

В местах хранения, погрузки, разгрузки и растворения реагентов необходимо иметь средства для обезвреживания пролитых и просыпанных реагентов. В реагентных отделениях предусматриваются шланги с пробковым краном и распылителем для смыва водой кислот и щелочей с поверхности кожи, а для промывки глаз — устройства типа питьевых фонтанчиков.

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

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

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

Охрана окружающей среды

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

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

С проблемой безотходной технологии непосредственно связан вопрос упорядоченного складирования и хранения (в общей массе или пофракционно) хвостов обогатительных фабрик с целью их наиболее рационального и экономического использования (если не в настоящее время, то в

дальнейшем). Поэтому в процессе технологических исследований и проектирования горно-обогатительных предприятий хвосты рассматривают как потенциальный товарный продукт с вытекающими отсюда последствиями (заблаговременная, по-фракционная классификация, упорядоченное хранение, исследования технологии доработки и области потребления, поиск потребителя).

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

Список использованной литературы

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