

Міністерство освіти і науки України

НАЦІОНАЛЬНИЙ ГІРНИЧИЙ УНІВЕРСИТЕТ



Механіко-машинобудівний факультет

Методичні вказівки
до виконання курсової роботи з дисципліни
"Підготовчі процеси при збагаченні корисних копалин"

для студентів спеціальності 6.050303
"Збагачення корисних копалин"

ДНІПРОПЕТРОВСЬК

НГУ
2007 рік

Методичні вказівки до виконання курсової роботи з дисципліни "Підготовчі процеси при збагаченні корисних копалин" для студентів спеціальності "Збагачення корисних копалин" / Упоряд.: П.І. Пілов, К.А. Левченко, І.К. Младецький, Л.Ж. Горобець, О.О. Березняк, Ю.С. Мостика – Д.: Національний гірничий університет, 2007. – 65 с.

Упорядники:

П.І. Пілов, д-р техн. наук, проф. (підрозділи 1...3);

К.А. Левченко, канд. техн. наук, доц. (підрозділи 13...15, приклад розрахунку курсової роботи, додатки);

І.К. Младецький, д-р техн. наук, проф. (підрозділи 4...6);

Л.Ж. Горобець, д-р техн. наук, проф. (підрозділи 6...8);

О.О. Березняк, канд. техн. наук, доц. (підрозділи 9...10);

Ю.С. Мостика, д-р техн. наук, проф. (підрозділи 11...12).

Затверджено методичною комісією з напрямку 050303 Переробка корисних копалин (протокол № від ____ 2007р.) за поданням кафедри збагачення корисних копалин (протокол № 1 від 12 вересня 2007р.).

Відповідальний за випуск заступник завідувача кафедри ЗКК
І.К. Младецький, д-р техн. наук, проф.

Вступ.

Дробленням та подрібненням називають процеси зменшення розмірів кусків сировини під дією зовнішніх механічних сил з метою її підготовки (розкриття рудної фази) перед застосування безпосередньо операцій збагачення. Процеси дроблення та подрібнення є одними із найбільш енергоємними. На збагачувальних фабриках на ці операції припадає до 70% загальних капітальних та експлуатаційних витрат, а тому необхідно вміти правильно вибрати устаткування для операцій дроблення, подрібнення та грохочення матеріалу. Якщо устаткування буде вибрано невірно (не буде узгоджена продуктивність дробарок, грохотів, млинів та класифікаторів, або буде мати великий коефіцієнт запасу потужності), це викличе неритмічну роботу фабрики дроблення, збільшення витрат на ці операції та підвищення собівартості продукції.

Студент після засвоєння теоретичного курсу "Підготовчі процеси при збагаченні корисних копалин" повинен вміти свої знання застосувати на практиці, що й ставить за мету дана курсова робота. Студентом самостійно на основі знання про міцність, гранулометричний склад початкового матеріалу, схеми подальшого збагачення та необхідної крупності в кожній стадії виконується вибір та обґрунтування схеми рудопідготовки, розрахунок машин та апаратів, які необхідні використовувати.

Перед тим, як приступити до виконання розрахунків, студенту необхідно уважно ознайомитися з вихідними даними (гранулометричною характеристикою початкового матеріалу, його вологістю, міцністю, вимогами, щодо продуктивності цеху подрібнення, крупності після подрібнення та в кожній операції збагачення). Вихідні дані для виконання курсової роботи наведені в додатку А (табл. 1...4).

Курсова робота умовно складається із двох частин. Перша частина – розрахунок схеми дроблення, а друга – схеми подрібнення. Між процесами дроблення та подрібнення немає суттєвої різниці, але вважають, що при дробленні отримують матеріал з розміром максимальних зерен більше 5 мм, а при подрібненні – менше. Операції дроблення (подрібнення) виконуються послідовно в декілька стадій, які відрізняються номінальною крупністю початкового та кінцевого продукту. Основні етапи виконання курсової роботи наступні:

1. Вибір режиму роботи фабрики дроблення.

Режим роботи фабрики відповідає режиму роботи рудника і залежить від його продуктивності див. табл. 1.

Таблиця 1

Режим роботи рудника з відкритим способом розробки родовища

Продуктивність по руді, млн. т на рік	Режим роботи	Число робочих днів на тиждень	Число змін на добу	Розрахункове число робочих днів
менше 3,0	два вихідних на тиждень	5	2 або 3	255
більше 3,0	безперервний	7	3	340

Погодинна продуктивність устаткування крупного дроблення визначається з формули:

$$Q_c = \frac{Q_p}{n_{pd} n_3 t}; \quad (1)$$

де Q_c – продуктивність відділення крупного дроблення, цеху дроблення та збагачувальної фабрики, т/год; Q_p – річна продуктивність рудника за рудою, т/рік; n_{pd} – розрахункове число робочих днів; n_3 – кількість змін на добу ($n = 3$); t – тривалість зміни ($t = 8$), год.

2. Визначається загальна ступінь дроблення руди, виходячи із початкової та кінцевої крупності матеріалу.

$$i_3 = \frac{D_n}{d_n}; \quad \text{або} \quad i_3 = \frac{D_{max}}{d_{max}}; \quad (2)$$

де D_n , d_n – номінальний діаметр (умовний розмір отворів сита, через який проходить 95% матеріалу заданої крупності) початкової та кінцевої крупності матеріалу, мм; D_{max} , d_{max} – максимальний діаметр початкової та кінцевої крупності матеріалу, мм.

3. Встановлюються ступені дроблення за окремими стадіями дроблення. При виборі трьохстадійної схеми дроблення:

$$i_3 = i_1 \cdot i_2 \cdot i_3; \quad (3)$$

якщо $i_1 = i_2 = i_3$, то $i_{cp} = \sqrt[3]{i_3}$;

де i_{cp} – середня ступінь дроблення для однієї стадії.

При замкнутому циклі дроблення в третій стадії, ступінь дроблення в першій та другій стадіях повинні бути декілька менше i_{cp} (зазвичай $i_1 = i_2$), а ступінь дроблення в третій стадії i_3 – більше i_{cp} (i_3 приблизно на 20...30% більше від i_1, i_2).

4. Визначається умовна максимальна крупність дроблення після кожної стадії:

$$D_{c \max} = d_{k \max} = \frac{D_{k \max}}{i_1}; \quad (4)$$

$$D_{m \max} = d_{c \max} = \frac{D_{k \max}}{i_1 \cdot i_2} = \frac{D_{c \max}}{i_2}; \quad (5)$$

$$D_{ml \max} = d_{m \max} = \frac{D_{k \max}}{i_1 \cdot i_2 \cdot i_3} = \frac{D_{m \max}}{i_3}; \quad (6)$$

де $D_{k \max}$, $D_{c \max}$, $D_{m \max}$, $D_{ml \max}$ – максимальна крупність матеріалу, яка подається, відповідно, на першу (крупну), другу (середню), третю (мілку) стадію дроблення та на подрібнення в млини, мм; $d_{k \max}$, $d_{c \max}$, $d_{m \max}$ – максимальна крупність кінцевого матеріалу, відповідно, після першої (крупної), другої (середньої) та третьої (мілкої) стадії дроблення, мм;

5. Визначається ширина завантажувального та розвантажувального отворів дробарки крупного дроблення:

$$B_k = (1,1 \dots 1,2) D_{k \max}; \quad b_k = \frac{d_{кн}}{z_n}; \quad (7)$$

де B_k – ширина завантажувального отвору дробарки крупного дроблення, мм; $D_{k \max}$ – розмір максимального куска матеріалу в живленні дробарки, мм; b_k – ширина розвантажувального отвору дробарки крупного дроблення, округляється до найближчого числа, яке кратне 10, мм; $d_{кн}$ – номінальна крупність матеріалу після першої стадії дроблення, мм; z_n – коефіцієнт закрупнення матеріалу, який залежить від міцності руди та стадії дроблення і приймається згідно табл. 2.

Таблиця 2

Значення коефіцієнту закрупнення матеріалу за стадіями дроблення
(за К.А. Разумовим)

Вид руди	Значення коефіцієнта закрупнення z_n			
	дробарки крупного дроблення		конусні дробарки для дроблення	
	щоківі	конусні	середнього	мілкового
М'яка	1,3	1,1	1,3...1,5	1,7...2,0
Середньої міцності	1,5	1,4	1,8...2,0	2,2...2,5
Тверда	1,7	1,6	2,4...2,6	2,7...3,0

6. Знаючи ширину завантажувального та розвантажувального отворів дробарки крупного дроблення із довідкової літератури, або із додатка Б, В підбирається дробарка, яка відповідає вимогам (в додатках Б, В вказано номінальний

розвантажувальний отвір дробарок, який може бути збільшений, або зменшений, відповідно вимог, на $\pm 25\%$).

7. Визначається продуктивність дробарок та їх кількість.

Продуктивність дробарок уточнюється відповідно виразу

$$Q_k = Q_n \frac{b_k}{b_n} \delta_n k_k k_m k_\delta k_w; \quad (8)$$

де Q_k – продуктивність дробарки крупного дроблення, т/год; Q_n – паспортна продуктивність дробарки крупного дроблення, м³/год; b_k, b_n – прийнята та паспортна (номінальна) ширина розвантажувального отвору, мм; δ_n – насипна вага руди, т/м³; k_k, k_m, k_δ, k_w – поправочні коефіцієнти, відповідно, на крупність живлення, міцність руди, насипну вагу руди та її вологість, беруться із літератури [1...3].

Поправочні коефіцієнти на крупність живлення, міцність та насипну вагу руди можна обчислити за виразами:

$$k_k = 1 + \left(0,8 - \frac{D_n}{B} \right); \quad k_i = 1 - 0,05(f - 14); \quad k_\delta = \frac{\delta_n}{1,6}; \quad (9)$$

де D_n – номінальний діаметр матеріалу, який дробиться, мм; B – ширина завантажувального отвору, мм; f – коефіцієнт міцності руди за Протод'яконовим; δ_n – насипна вага руди, т/м³.

Коефіцієнт завантаження дробарки визначається за виразом:

$$k_3 = \frac{Q_2}{Q_k}; \quad (10)$$

де Q_2 – продуктивність відділення крупного дроблення, т/год; Q_k – продуктивність дробарки крупного дроблення, т/год.

Якщо коефіцієнт завантаження дробарки $k_3 > 1$, то необхідно збільшити їх кількість, а коефіцієнт завантаження обчислити за виразом:

$$k_3 = \frac{Q_2}{nQ_k}, \quad \text{де } n \text{ – кількість дробарок.}$$

При виборі устаткування студент повинен знати, що оптимальне значення коефіцієнта завантаження для дробарок крупного дроблення – 0,7; середнього та мілкового дроблення – 0,8; устаткування для збагачувальної фабрики – 0,88...0,95. Допустимо, щоб коефіцієнти завантаження для дробарок відхилялися від оптимального значення на величину $\pm 0,1$.

Якщо коефіцієнт завантаження дробарок менше 0,6 потрібно розглянути варіант установки шокової дробарки, тому що при аналогічній ширині завантажувального та розвантажувального отвору шокові дробарки мають приблизно в два рази меншу продуктивність металоємність та установлену потужність електродвигунів, звідки впливає що вони дешевші.

Якщо коефіцієнт завантаження дробарок близький до 1,0, потрібно проаналізувати гранулометричний склад матеріалу, який підлягає дробленню. При наявності достатньої кількості матеріалу менше b (або $z_n \cdot b$) його відділення з допомогою попереднього грохочення зменшить коефіцієнт завантаження до необхідного значення. Впровадження попереднього грохочення підвищить капітальні витрати на дроблення в першій стадії приблизно на 20...30%, але це дешевше ніж установка двох конусних дробарок з низьким коефіцієнт заванта-

ження проти конусної дробарки з попереднім грохоченням, або конусної дробарки з низьким коефіцієнт завантаження проти щоклової дробарки з попереднім грохоченням. За практичними даними [2] в залежності від міцності руди відношення розмірів отворів решета грохотів та ширини розвантажувального зазору дробарок приблизно дорівнюють: при крупному дробленні – 1,0; при середньому дробленні – 1,0...1,8; при мілкому – 1,7...3.

Якщо студент зупинив свій вибір на варіанті установки щоклової дробарки з попереднім грохоченням, то необхідно передбачити:

а) установку проміжного бункера, з якого матеріал буде йти самостійно на колосникові грохоти попереднього грохочення;

б) установку другого проміжного бункера, з якого надрешітний продукт буде транспортуватися пластинчатим живильником до щоклової дробарки. Ширина пластинчатого живильника повинна дорівнювати довжині пащі щоклової дробарки ± 200 мм. Це устаткування необхідно встановити тому, що щоклова дробарка на відмінність від конусної не може працювати під завалом.

При установці колосникових грохотів необхідно пам'ятати, що їх ефективність грохочення складає 60...70%, ширина зазору між колосниками не менше – 50 мм, кут нахилу в залежності від типу руди – 30...45° і може бути збільшений на 5...10° в залежності від її вологості. Продуктивність грохоту перевіряють за емпіричною формулою:

$$Q = 2,4Fa, \text{ [т/год]}; \quad (11)$$

де Q – продуктивність грохоту, т/год; a – ширина зазору між колосниками, мм; F – площа грохоту, м², яка визначається як: $F = B \cdot L$;

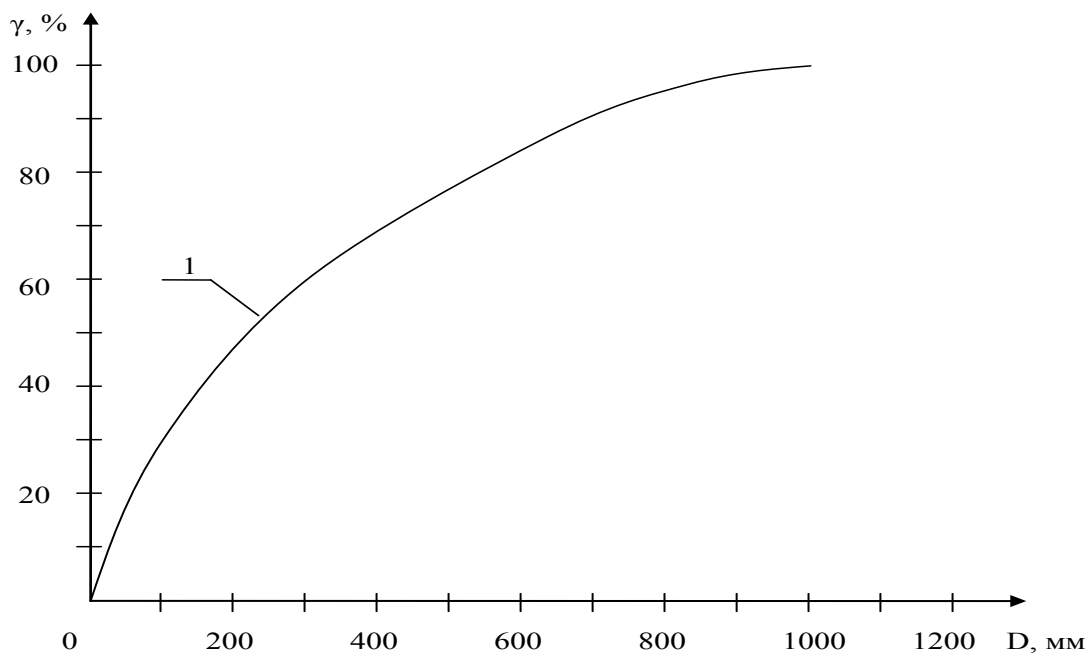
де B – ширина грохоту, м ($B = 3D_{max}$, а при незначній кількості крупних кусків $B = 2D_{max} + 100$, мм); L – довжина грохоту, м (зазвичай $L = 2B$, та практично складає від 3,5 до 6 м). Розміри колосникового грохоту часто визначаються умовами їх установки.

8. Після вибору дробарки крупного дроблення та при необхідності допоміжного устаткування (один або два проміжних бункера, пластинчатий живильник та т.і.) студент повинен розрахувати гранулометричний склад матеріалу, який поступає на другу (середню) стадію дроблення.

При обчисленні за основу береться гранулометрична характеристика матеріалу, який поступає на першу стадію дроблення. Вважається, що руда розміром менше ніж розвантажувальний розмір дробарки, проходить через дробарку без зміни своєї крупності та не впливає на гранулометричний склад продукту, який отримується при дробленні класу $+b$. Розглянемо більш детально це питання на прикладі.

Приклад 1. Допустимо, що ми маємо гранулометричну характеристику початкового матеріалу, яка наведена на рис. 1. Нехай нами вибрана дробарка ККД-1200/150 (в залежності від максимального куска початкової руди та продуктивності). Ширина розвантажувального отвору $b = 180$ мм, яка розрахована відповідно необхідного ступеня дроблення та коефіцієнта закрупнення. Коефіцієнт завантаження дробарки 0,73, а тому весь матеріал проходить через дробарку. За міцністю матеріал відповідає твердим рудам.

Для розрахунку гранулометричного складу матеріалу після першої стадії



дроблення необхідно:

Рис. 1. Сумарна гранулометрична характеристика початкової руди

а) – розбити початкову криву гранулометричного складу на вузькі класи крупності, таким чином, щоб обов’язково однією із границь у нас була ширина розвантажувального отвору, зокрема 180 мм та визначити вихід вузьких класів, див табл. 3 (колонки 1, 2, 3);

Таблиця 3

Результати розрахунку гранулометричної характеристики матеріалу після крупного дроблення

Клас крупності, мм; $-D_i + d_i$	Сумарний вихід класу за “-”, %; $\sum \gamma^{-D}$	Вихід вузьких класів початкового матеріалу, %; γ_i	Вихід класів, згідно типової характеристики дробленого матеріалу, %; γ_i^T	Перерахована типова характеристика, %; γ_i^H	Вихід класів продукту дроблення, %; γ_i	Сумарний вихід класів продукту дроблення, %; $\sum \gamma^{-D}$
1	2	3	4	5	6	7
-1000 +600	100	15	-	-	-	
-600 +300	85	25	3	1,7	1,7	100,0
-300 +180	60	15	27	14,8	14,8	98,3
-180 +100	45	15	25	13,7	28,7	83,5
-100 + 50	30	10	25	13,8	23,8	54,8
- 50 + 25	20	10	10	5,5	15,5	31,0
- 25 + 0	10	10	10	5,5	15,5	15,5
всього		100	100	55,0	100,0	

б) – визначити за типовою характеристикою склад продукту, який отримаємо при дробленні матеріалу +b;

в) – розрахувати гранулометричний склад матеріалу, який буде отримано після крупного дроблення.

Для наочності всі результати розрахунків зводимо в табл. 3.

Як бачимо із нашої гранулометричної характеристики, зокрема, 45% матеріалу пройдуть дробарку без зміни своєї крупності (вони за розміром менше ніж розвантажувальний зазор, тобто 180 мм). При дробленні матеріалу $+b$ ($+180$ мм) ми отримуємо продукт, гранулометричний склад якого можливо визначити за типовими характеристиками, які наведені в довідковій літературі для руди різної міцності [1–3].

При зображенні типових характеристик на осі абсцис відкладають відносну, тобто безрозмірну крупність зерен z , яка дорівнює відношенню розміру зерна до ширини розвантажувального зазору дробарки ($z=D/b$), а по осі ординат вихід зерен. Графіки складені для умов, коли в дробарку поступає матеріал, який не містить зерен за розміром менше ширини розвантажувального зазору дробарки. Таким чином, на основі типових характеристик в табл. 3 в четвертій колонці записано гранулометричний склад матеріалу після дроблення класу $+b$.

Як показує гранулометрична характеристика (рис. 1) дробленню підлягає 55% матеріалу, а тому необхідно типову характеристику перерахувати на цю кількість матеріалу (див табл. 3 колонка 5).

Але класи: $-180 +100$; $-100 +50$; $-50 +25$ та -25 мм пройшли дробарку без зміни своєї крупності, а тому щоб отримати остаточну характеристику дробленого продукту потрібно виходити цих класів скласти з відповідними класами, які отримали після дроблення матеріалу $+b$ (див табл. 3 колонка 6).

При побудові гранулометричної характеристики матеріалу після крупного дроблення необхідно пам'ятати, що хоча й показано вихід класу $-600 +300 - 1,7\%$, але умовна верхня границя цього класу згідно типової характеристики не 600 мм, а $d_{max} = 360$ мм (див. рис. 2).

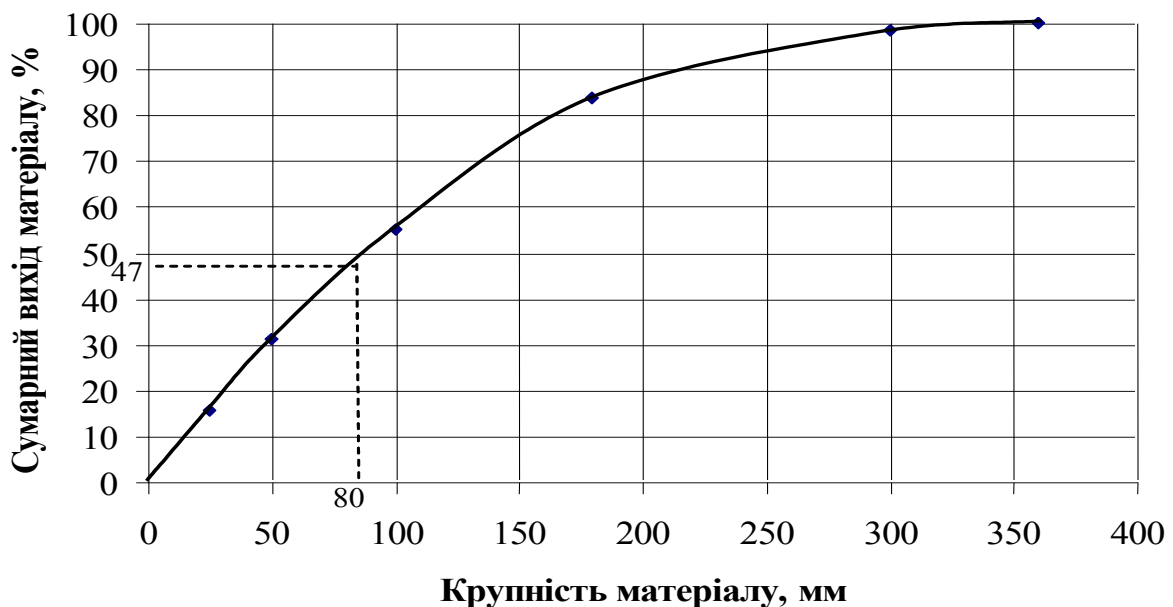


Рис. 2. Сумарна гранулометрична характеристика руди після крупного дроблення

9. Для другої стадії дроблення дробарка також вибирається відповідно максимального куска руди та ширини розвантажувального зазору. Необхідно звернути увагу, що при визначенні ширини розвантажувального отвору z_n має інше значення.

Продуктивність дробарок розраховується відповідно виразу

$$Q_k = Q_n \delta_n k_k k_m k_s k_w;$$

але в даному випадку Q_n – продуктивність дробарки (т/год) визначається методом інтерполяції. Тому що в літературі [1, 3] та в додатку Д приведена продуктивність дробарок лише для граничних значень розвантажувального зазору.

Метод інтерполяції полягає в наступному: на графіку на осі абсцис відкладають розмір розвантажувального отвору дробарки, а на осі ординат продуктивність. Наносять дві граничні точки та сполучаються їх прямою лінією; відкладають на осі абсцис необхідний розмір розвантажувального отвору дробарки та ведуть перпендикуляр до перетину з прямою лінією; точка перетину буде відповідати продуктивності дробарки при даному розміру розвантажувального отвору.

При наявності достатньої кількості матеріалу менше b (або $z_n \cdot b$) його виділення з допомогою попереднього грохочення зменшить навантаження на дробарку.

10. В другій стадії дроблення попереднє грохочення передбачається в більшості випадків. Якщо дробарка середнього дроблення, то попереднє грохочення не передбачається. На більшості фабрик з попереднім грохоченням в другій стадії дроблення використовують інерційні двохситні грохоти, де виділяються продукти, які направляються: на середнє дроблення (надрешітний продукт), мілке дроблення (проміжний продукт) та готовий за крупністю клас. Технічна характеристика інерційних грохотів наведена в літературі [1–4] та в додатку Л.

Продуктивність інерційних грохотів відносно початкового матеріалу визначається за виразом:

$$Q = Fq \delta_n k l m n o p; \quad (12)$$

де Q – продуктивність грохоту, т/год; q – питома середня продуктивність поверхні решета (табл. 4), $\text{м}^3/(\text{м}^2 \cdot \text{год})$; F – робоча площа сита, м^2 ; δ_n – насипна вага матеріалу, який підлягає грохоченню, $\text{т}/\text{м}^3$; k, l, n, o, m, p – поправочні коефіцієнти, які залежать від гранулометричного складу, форми зерен, вологості матеріалу, ефективності грохочення та виду грохочення, знаходяться з довідкової літератури або з додатку М.

Таблиця 4

Середня продуктивність інерційних та вібраційних грохотів

Розмір отвору сита, мм	10	13	16	20	25	30	40	50	60	70	80	100	150
Середня продуктивність q , $\text{м}^3/\text{год}$	19	22	24,5	28	31	33,5	37	42	46	50	55	63	90

Зазвичай ефективність грохочення приймають в межах 80...95%. При виборі розміру отворів решета необхідно звірити його зі стандартним рядом розмірів (додаток Н), а питому середню продуктивність при необхідності визначають інтерполяційним методом.

Розрахунок гранулометричного складу продукту середнього дроблення виконується аналогічно крупного дроблення. Але якщо використовується попереднє грохочення на решеті з розміром отворів від b_{II} , до $z_n \cdot b_{II}$ то необхідно враховувати частину матеріалу, яка проходить через грохочення та виділяється в підрешітний продукт, хоча й має розмір $+b_{II} \dots - z_n \cdot b_{II}$.

Розглянемо приклад 2. Допустимо, що ми маємо гранулометричну характеристику початкового матеріалу, яка наведена на рис. 2. Нехай вибрана дробарка КСД-3000 Гр (в залежності від максимального куска початкової руди та продуктивності). Ширина розвантажувального отвору $b = 45$ мм, яка розрахована відповідно необхідного ступеня дроблення та коефіцієнта закрупнення ($z_n=2,5$). Коефіцієнт завантаження дробарки $k_3 = 1,2$. Введення операції попереднього грохочення дозволить знизити коефіцієнт завантаження дробарки до необхідного значення (0,8). Для цього необхідно виділити понад 40% матеріалу готової крупності, а більш точно:

$$\gamma_n = \frac{k_3^o - k_3^n}{\eta} \cdot 100\% = \frac{1,2 - 0,8}{0,85} \cdot 100\% = 47\%;$$

де γ_n – кількість підрешітного матеріалу, яку необхідно відсіяти, %; k_3^o, k_3^n – отриманий та необхідний коефіцієнт завантаження дробарки; η – ефективність грохочення (прийнята $\eta = 85\%$).

Для визначення необхідного розміру отвору решета на графіку сумарної характеристики матеріалу після крупного дроблення з точки ($\gamma_n = 47,0\%$) проводимо лінію паралельно осі абсцис до перетину з графіком. З точки перетину опускаємо перпендикуляр до осі абсцис, на якій отримуємо необхідний розмір отворів решета. Вданому випадку це $d = 80$ мм (див. рис. 2).

Для розрахунку гранулометричного складу матеріалу після другої стадії дроблення з попереднім грохоченням необхідно:

а) – розбити початкову криву гранулометричного складу на вузькі класи крупності, таким чином, щоб обов'язково однією із границь у нас була ширина розвантажувального отвору (45 мм), другою – розмір отвору решета (80 мм) та визначити вихід вузьких класів, див табл. 5 (колонки 1, 2);

б) – визначити гранулометричний склад надрешітного продукту, який буде направлятися на дроблення;

в) – визначити за типовою характеристикою склад продукту, який отримаємо при дробленні матеріалу $+b$;

г) – розрахувати гранулометричний склад матеріалу, який буде отримано після середнього дроблення.

Як і в попередньому випадку всі результати розрахунків зведемо в табл. 5.

Для визначення приблизного складу підрешітного продукту (табл. 5 колонка 3) необхідно вихід вузьких класів (розмір яких менше розміру отворів решета) перемножити на ефективність грохочення:

$$\gamma_n^{-d} = \gamma^{-d} \cdot \eta.$$

Тоді вихід вузьких класів надрешітного продукту (табл. 5 колонка 4) буде:

$$\gamma_i^{-d} = \gamma - \gamma_i^{-d};$$

Із всієї кількості надрешітного продукту дробленню буде підлягати клас + 45 мм (тобто 56,0% матеріалу), а клас – 45 мм пройде дробарку без зміни своєї крупності. А значить типову характеристику, яка отримана із довідкової літератури [1] (табл. 5 колонка 5) необхідно перерахувати на цю кількість матеріалу (табл. 5 колонка 6).

Таким чином, характеристика продукту після середнього дроблення буде складатися із підрешітного матеріалу, матеріалу – b , який проходить дробарку без зміни своєї крупності, та із перерахованої типової характеристики (табл. 5 колонка 7):

$$\gamma_c = \gamma_n + \gamma^{-b} + \gamma_{nm}.$$

Таблиця 5

Результати розрахунку гранулометричної характеристики матеріалу після середнього дроблення з попереднім грохоченням

Клас крупності, мм; $-D_i + d_i$	Вихід вузьких класів крупності, %; γ_i	Склад підрешітного продукту, %; γ_{ni}	Склад надрешітного продукту, %; γ_{ni}	Типова характеристика, %; γ_i^T	Перерахована типова характеристика, %; γ_i''	Характеристика продукту дроблення, %; γ_i
1	2	3	4	5	6	7
–360 +150	25,0	–	25,0	–		-
–150 + 80	28,0	–	28,0	15	8,4	8,4
– 80 + 45	20,0	17,0	3,0	35	19,6	36,6
– 45 + 20	15,0	12,8	2,2	34	19,0	34,0
– 20 + 10	7,0	6,0	1,0	9	5,1	12,1
– 10 + 0	5,0	4,2	0,8	7	3,9	8,9
всього	100,0	40,0	60,0	100,0	56,0	100,0

Сумарна гранулометрична характеристика матеріалу після середнього дроблення наведена на рис. 3.

11. В третій стадії дроблення при малих розвантажувальних зазорах (5...8 мм) операція попереднього грохочення передбачається завжди. Для стабілізації гранулометричної характеристики дробленого матеріалу дробарки, як правило, працюють в замкнутому циклі (рис. 4).

На рис. 4а показано схему роботи дробарки в замкнутому циклі, коли операції попереднього та контрольного грохочення об'єднані. В цьому випадку величина навантаження в операції грохочення сягає більше 140% (зазвичай 160...190) в залежності від кількості готового продукту в живленні та ширини розвантажувального зазору дробарки. Ця схема дроблення має переваги над схемою 4б та приймається в тому випадку, коли можливо підібрати грохот за продуктивністю.

Для визначення навантаження на грохот і дробарку користуються методом ітерації. За початкові дані беруть гранулометричний склад матеріалу після середнього дроблення, задаються ефективністю грохочення та розраховують необхідну ширину розвантажувального отвору дробарки, яку в схемах дроблення з замкнутим циклом збільшити на 20...50%.

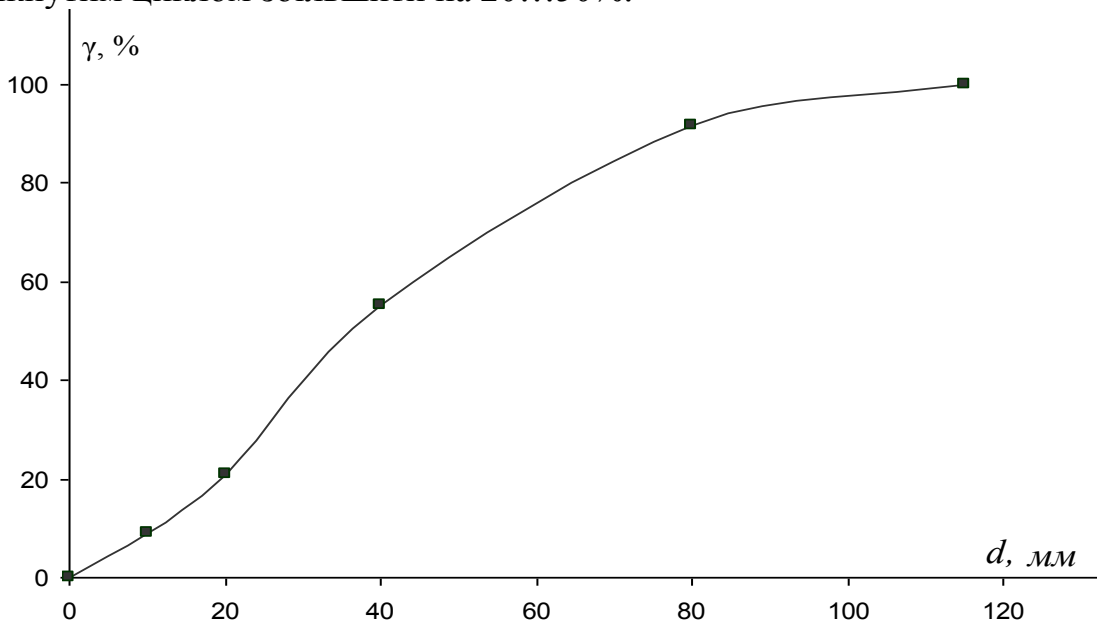


Рис. 3. Сумарна гранулометрична характеристика руди після середнього дроблення

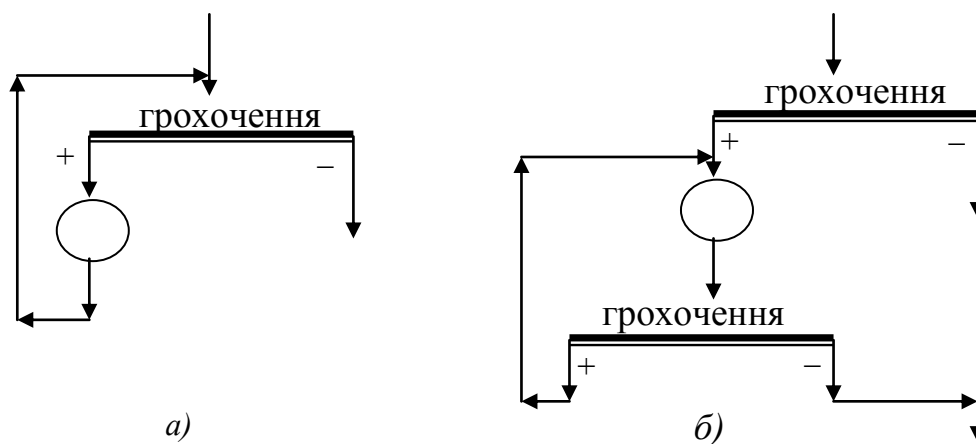


Рис. 4. Типові схеми роботи дробарок в замкнутому циклі з попереднім грохоченням

Розглянемо приклад 3. Допустимо, що ми маємо гранулометричну характеристику матеріалу після середнього дроблення, яка наведена на рис. 3 (пам'ятаємо, що $D_{c \max} = 115$ мм). Крупність матеріалу, який направляється в млини, складає -20 мм. Отримати такий матеріал можливо лише в замкнутому циклі. Якщо ширина розвантажувального отвору дробарки мілкового дроблення буде складати згідно (7) $b_m = \frac{20}{3} = 6,7$ мм ($z_n = 3,0$), можливо отримання після мілкового дроблення 95% матеріалу менше 20 мм. Відомо, що робота дробарок міл-

кого дроблення при малих розвантажувальних отворах дуже ускладнена.

При використанні замкнутого циклу можливо збільшити розмір розвантажувального отвору на 50%, що буде складати $b_m=10$ мм. В цьому випадку вихід матеріалу менше 20 мм становить 85% (згідно типової кривої [1]).

Розрахуємо навантаження, яке буде отримувати грохот при застосуванні схеми 4a (тобто необхідно знайти циркулююче навантаження γ_3 та γ_2 див. рис. 6). Ефективність роботи операції грохочення прийемо – 85%.

Всі розрахунки, які ведуться ітераційним методом зводяться в табл. 6. При розрахунку першої ітерації приймають циркуляційне навантаження рівне нулю. В цьому випадку

$$\gamma_2 = \gamma_1; \quad \beta_1^{-20} = \beta_2^{-20}$$

де γ_1, γ_2 – вихід відповідних продуктів, %; $\beta_1^{-20}, \beta_2^{-20}$ – вміст розрахункового класу у відповідних продуктах розподілу, % (β_1^{-20} для першої ітерації знаходять із характеристики крупності матеріалу після середнього дроблення, рис. 3, $\beta_1^{-20}=21,0\%$).

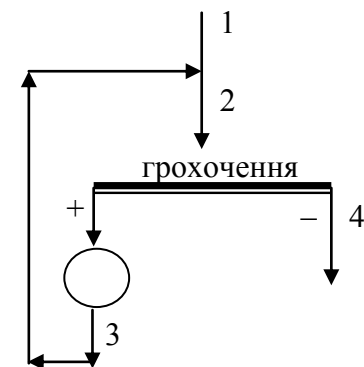


Рис. 6. Схема замкнутого циклу м'якого дроблення з позначенням продуктів

При ефективності грохочення 85% вихід готового за крупністю класу, тобто продукту 4, буде складати: $\gamma_4 = \gamma_2 \cdot \beta_2^{-20} \cdot \eta$;

$$(\gamma_4 = 100 \cdot \frac{21,0}{100} \cdot 0,85 = 17,85\%).$$

Тоді із рівняння балансу маси продукту:

$$\gamma_3 = \gamma_2 - \gamma_4; \quad (\gamma_3 = 100 - 17,85 = 82,15\%).$$

В третьому продукту із сказаного вище слідує, що $\beta_3^{-20} = 85\%$ (згідно типової характеристики [1]).

Таблиця 6

Результати обчислень схеми замкнутого циклу

Показники продукту, %	Номер ітерації							
	1	2	3	4	5	6	7	8
γ_2	100	182,15	204,96	211,47	213,08	213,54	213,66	213,68
β_2^{-20}	21,0	49,86	53,77	54,74	54,96	55,03	55,05	55,05
γ_3	82,15	104,96	111,47	113,08	113,54	113,66	113,68	113,69
γ_4	17,85	77,19	93,49	98,39	99,54	99,88	99,97	99,99

Для другої ітерації згідно основних балансових рівнянь:

$$\begin{cases} \gamma_2 = \gamma_1 + \gamma_3 \\ \gamma_2 \cdot \beta_2^{-20} = \gamma_1 \cdot \beta_1^{-20} + \gamma_3 \cdot \beta_3^{-20} \end{cases}$$

Звідки: $\gamma_2 = \gamma_1 + \gamma_3 = 100 + 82,15 = 182,15\%$

$$\beta_2^{-20} = \frac{\gamma_1 \cdot \beta_1^{-20} + \gamma_3 \cdot \beta_3^{-20}}{\gamma_2} = \frac{100 \cdot 21 + 82,15 \cdot 85}{182,15} = 49,86\%$$

В цьому разі вихід готового за крупністю класу буде складати:

$$\gamma_4 = \gamma_2 \cdot \beta_2^{-20} \cdot \eta; \quad (\gamma_4 = 182,15 \cdot \frac{49,86}{100} \cdot 0,85 = 77,19 \%).$$

Розрахунок повторяємо декілька раз, поки наступне значення виходу четвертого продукту не буде відрізнятися від попереднього на декілька сотих одиниць. Як видно із табл. 6 для цього нам необхідно було зробити вісім ітерацій. Отримані показники виходів можливо округлити до десятих і в цьому випадку ми отримуємо: $\gamma_2 = 213,7\%$; $\gamma_3 = 113,7\%$; $\gamma_4 = 100,0\%$; $\beta_2^{-20} = 55,1\%$.

Знаючи циркуляційне навантаження в стадії м'якого дроблення, розраховуємо навантаження на грохот та дробарку:

$$Q_{гр} = \frac{\gamma_2}{100} \cdot Q_2; \quad Q_{мд} = \frac{\gamma_3}{100} \cdot Q_2;$$

де $Q_{гр}$, $Q_{мд}$, Q_2 – відповідно навантаження на грохот, дробарку м'якого дроблення та відділення дроблення; т/год.

Спочатку вибирають та розраховують продуктивність дробарки м'якого дроблення (при виборі кількості дробарок необхідно пам'ятати, що вона повинна бути кратна кількості дробарок середнього дроблення), а потім розраховують грохот.

Якщо неможливо підібрати за продуктивністю грохот для даної схеми то приймають схему зображену на рис. 4б, де контрольне та перевірочне грохочення розділене між собою. Циркуляційного навантаження на дробарку перераховують аналогічним чином.

Технічна характеристика конусних дробарок м'якого дроблення наведена в літературі [1–4], або в додатку К.

Після вибору студентом схеми дроблення за кожною із стадій на окремому листі зображається загальна схема дроблення та таблиця вибраного устаткування. На загальній схемі дроблення вказують тип дробарок, грохотів та їх кількість, в таблиці окрім цих даних додатково для дробарок – їх продуктивність, ширину завантажувального і розвантажувального зазорів; коефіцієнт використання устаткування; вага дробарки та потужність електродвигуна, для грохотів – їх продуктивність, тип решета (сити), його розмір, розмір отворів сита та потужність електродвигуна.

На цьому розрахунок схеми дроблення закінчено і необхідно перейти до розрахунку схеми подрібнення.

12. Перед вибором млинів та устаткування для класифікації необхідно виконати розрахунок схеми збагачення та визначити циркуляційне навантаження за кожною із стадій. Вихідні дані для розрахунку схеми наведені в додатку А.

Розрахунок схеми збагачення виконують, використовуючи основні балансові рівняння та рівняння визначення вилучення:

$$\begin{cases} \gamma_0 = \gamma_k + \gamma_6 \\ \gamma_0 \alpha = \gamma_k \beta + \gamma_6 \nu \end{cases}; \quad (13)$$

$$\varepsilon_0 = \varepsilon_k + \varepsilon_6; \quad (14)$$

$$\varepsilon_k = \frac{\gamma_k \beta_k}{\alpha} \quad (15)$$

де $\gamma_0, \gamma_K, \gamma_E$ – вихід, відповідно вихідного, збагаченого (концентрату) та збідненого (відходів) продуктів, %; α, β, ν – вміст корисного мінералу відповідно в вихідному, збагаченому та збідненому продуктах, %; $\varepsilon_0, \varepsilon_K, \varepsilon_E$ – вилучення корисного мінералу відповідно в вихідному, збагаченому та збідненому продуктах, %.

Порядок розташування позначень на схемі наступний: $\gamma, \beta, \varepsilon$.

Циркуляційне навантаження розраховується також на основі вищенаведених рівнянь, де у вигляді β використовують вміст розрахункового класу у відповідному продукті.

Після розрахунку показників збагачення та циркуляційного навантаження за відповідною стадією збагачення приступають до розрахунку млина першої стадії.

13. Розрахунок млина можливо виконувати двома способами:

- за питомою продуктивністю;
- за ефективністю подрібнення.

Як в першому так і в другому випадку при розрахунках необхідно знати показники роботи еталонного млина. Еталонний млин відповідно до стадії подрібнення можливо вибрати із додатку Р.

Розглянемо методику розрахунку млина за питомою продуктивністю.

Питома продуктивність млина визначається за формулою:

$$q = q_E \cdot k_n \cdot k_K \cdot k_T \cdot k_\phi \cdot k_\phi \cdot k_L \cdot k_D; \quad (16)$$

де q, q_E – питома продуктивність відповідно прийнятого та еталонного млина, т/(м³·год); $k_n, k_K, k_T, k_\phi, k_\phi, k_L, k_D$ – поправочні коефіцієнти, які враховують відповідно показник подрібнюваності руди в порівнянні з еталонною (визначається експериментально, а в нашому випадку береться із початкових умов); крупність руди, яка підлягає подрібненню; тип млина; частоту обертання млина; ступінь заповнення млина тілами для подрібнення; довжину та діаметр млина.

Технічна характеристика кульових млинів наведена в літературі [1–4], або в додатках С, Т.

Коефіцієнт типу млина (k_T) вводиться, якщо тип розвантаження вибраного млина відрізняється від еталонного та приймається згідно табл. 7.

Таблиця 7

Співвідношення типу прийнятого та еталонного млина	МШР/МШЦ	МШР/МШР МШЦ/МШЦ	МШЦ/МШР
k_T	1,1	1,0	0,9

Коефіцієнт крупності (k_K) визначається за виразом:

$$k_K = m / m_E; \quad (17)$$

де m, m_E – відносна продуктивність прийнятого та еталонного млина, значення яких знаходиться із табл. 8.

Коефіцієнт частоти обертання (k_ϕ) вводиться при наявності різниці між частотами обертання прийнятого та еталонного млинів та визначається за виразом:

$$k_\phi = \phi / \phi_E; \quad (18)$$

де ϕ , ϕ_E – відносна частота обертання відповідно прийнятого та еталонного млина, %.

Таблиця 8

Відносна продуктивність кульових млинів

Крупність початкового матеріалу, мм	Вміст розрахункового класу –74 мкм в продукті подрібнення						
	30	40	48	60	72	85	95
–40 +0	0,68	0,77	0,81	0,83	0,81	0,80	0,78
–20 +0	0,81	0,89	0,92	0,92	0,88	0,86	0,82
–15 +0	0,87	0,95	0,98	0,96	0,91	0,88	0,83
–10 +0	0,95	1,02	1,03	1,00	0,93	0,90	0,84
–5 +0	1,11	1,15	1,13	1,05	0,95	0,91	0,85
–3 +0	1,17	1,19	1,16	1,06	0,95	0,91	0,85

Коефіцієнт заповнення млина тілами для подрібнення (k_φ) вводиться при наявності різниці в ступені заповнення млинів прийнятого та еталонного та визначається за виразом:

$$k_\varphi = \frac{\varphi}{\varphi_E} \cdot \frac{1,07 - \varphi}{1,07 - \varphi_E}; \quad (19)$$

де φ , φ_E – ступінь заповнення відповідно прийнятого та еталонного млина, %. Максимальна ступінь заповнення млинів тілами для подрібнення згідно ДГСТ10141-81 наступна: для млинів типу МСЦ не більше 35%; МШЦ – 42%; МШР – 45%.

Коефіцієнт довжини (k_L) обчислюється за виразом: $k_L = \left(\frac{L}{L_E}\right)^{0.15};$ (20)

де L , L_E – довжина відповідно прийнятого та еталонного млинів, м.

Коефіцієнт діаметра (k_D) обчислюється за виразом: $k_D = \sqrt{\frac{D - 2\delta}{D_E - 2\delta_E}};$ (21)

де D , D_E – діаметри відповідно прийнятого та еталонного млинів, м; δ , δ_E – товщина футерівки відповідно прийнятого та еталонного млинів, м.

Для еталонного млина питома продуктивність (q_E) визначається за виразом:

$$q_E = \frac{Q_E \cdot (\beta_K - \beta_H)}{V_E}; \quad (22)$$

де Q_E – продуктивність еталонного млина, т/год; β_H , β_K – вміст розрахункового класу крупності в продуктах живлення та готовому, долі од.; V_E – об'єм млина,

м³, який обчислюється за виразом: $V_E = \pi \frac{(D_E - 2\delta_E)^2}{4} L_E.$ (23)

Після визначення питомої продуктивності прийнятого млина визначається

його погодинна продуктивність: $Q_M = \frac{V \cdot q}{(\beta_K - \beta_H)}.$ (24)

Погодинна продуктивність секції збагачувальної фабрики повинна бути в межах 150...250 т/год, і якщо продуктивність млина лежить в цих межах, то приймаємо її, як продуктивність секції.

Необхідна кількість млинів для установки визначається, як:

$$n = \frac{Q_d}{Q_n}; \quad (25)$$

де Q_d, Q_c – погодинна продуктивність, відповідно фабрики дроблення та прийнятої секції збагачення.

Пропускна здібність млина, або продуктивність млина за твердим (руда + піски) визначається за виразом: $\Pi = Q_c(c_1 + 1)$;

де Π – пропускна здібність млина, т/год; Q_c – прийнята продуктивність секції, т/год; c_1 – циркуляційне навантаження в I стадії подрібнення, долі од.

14. В першій стадії подрібнення застосовують зазвичай схеми з контрольною класифікацією, яка має вигляд (рис. 7):

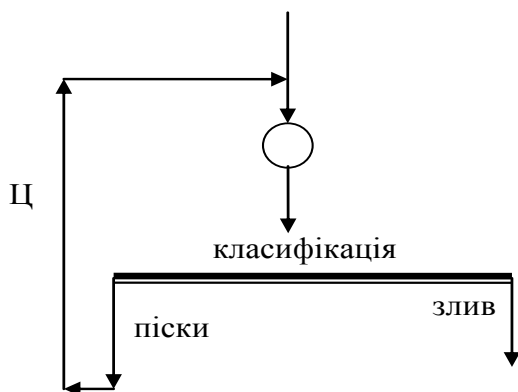


Рис. 7. Схема замкнутого циклу подрібнення з контрольною класифікацією

Схеми з перевіркою класифікацією в першій стадії застосовують дуже рідко (при крупності руди після дроблення менше 5...6 мм та наявності в ній не менше 15% готового за крупністю класу).

В операції контрольної класифікації зазвичай використовують спіральні класифікатори, які розраховують на необхідну продуктивність, щодо злива та пісків. Продуктивність класифікатора з непогруженою спіраллю може бути розрахована за виразом:

$$Q_k = 4,55mk_\beta k_\delta k_c k_\alpha D^{1,765}; \quad (26)$$

де Q_k – продуктивність за твердим в зливі класифікатора, т/год; m – кількість спіралей класифікатора; k_β – поправочний коефіцієнт на крупність злива, знаходиться згідно табл. 9; k_δ – поправочний коефіцієнт на питому густину матеріалу, який підлягає класифікації ($k_\delta = \frac{\delta_M}{2,7}$;

де δ_M – питома вага корисного мінералу); k_α – поправочний коефіцієнт на кут нахилу дна класифікатора, знаходиться згідно табл. 10; k_c – поправочний коефіцієнт на задану густину злива класифікатора, знаходиться за табл. 11 в залежності від відношення $\frac{q_{m\alpha}}{q_{2,7}}$, де $q_{2,7}$ – базисне значення вмісту твердого в зливі класифікатора (табл. 9); $q_{m\alpha}$ – необхідне значення вмісту твердого, яке задане умовами наступного технологічного процесу (при магнітній сепарації $q_{m\alpha} = 35...45\%$).

Таблиця 9

Номинальна крупність зливу $d_{95}, \%$	1,17	0,83	0,59	0,42	0,30	0,21	0,15	0,10	0,074
--	------	------	------	------	------	------	------	------	-------

Вміст в зливів кла- сів, %	-0,074 мм	17	23	31	41	53	65	78	88	95
	-0,045 мм	11	15	20	27	36	45	50	72	83
Вміст твердого в зливів при питомій густині матеріалу $2,7 \text{ т/м}^3, q_{2,7}, \%$		43	40	38	36	33	30	20	18	16,5
Значення коефіцієнту k_β		2,50	2,37	2,19	1,96	1,70	1,41	1,0	0,67	0,46

Таблиця 10

Кут нахилу дна кла- сифікатора α , град	14	15	16	17	18	19	20
Значення коефіцієнту k_α	1,12	1,10	1,06	1,03	1,0	0,97	0,94

Таблиця 11

Питома густина руди, т/м^3	Відношення $q_{m6}/q_{2,7}$					
	0,4	0,6	0,8	1,0	1,2	1,5
2,7	0,60	0,73	0,86	1,00	1,13	1,33
3,0	0,63	0,77	0,93	1,07	1,23	1,44
3,3	0,66	0,82	0,98	1,15	1,31	1,55
3,5	0,68	0,85	1,02	1,20	1,37	1,63
4,0	0,73	0,92	1,12	1,32	1,52	1,81
4,5	0,78	1,00	1,22	1,45	1,66	1,99

Для класифікації матеріалів з великим вмістом тонких шламів в'язкість пульпи збільшується, що знижує швидкість осадження зерен. Тому продуктивність, що отримана за виразом (9) повинна бути зменшена для руд з високим вмістом первинних шламів на 20...25%, а для руд з малим вмістом шламів збільшена на 10...20%.

Діаметр спіралі класифікатора розраховується, як:

$$D = 1,765 \sqrt{\frac{Q_k}{4,55mk_\beta k_\delta k_c k}} \quad (27)$$

Отримане значення діаметра округляється до найближчого більшого, або меншого стандартного. Стандартні значення діаметрів спіралі класифікатора наступні: 0,3; 0,5; 0,75; 1,0; 1,2; 1,5; 2,0; 2,4; 3,0 м.

Після розрахунку діаметра спіралі та типу класифікатора, перевіряють його продуктивність за пісками згідно виразу:

$$Q_n = 5,45mk_\alpha D^3 n \left(\frac{\delta_p}{2,7} \right); \quad (28)$$

де n – частота обертання спіралі класифікатора (при розрахунку $n=2,0$ об/хв.); δ_p – питома густина руди, т/м^3 .

Питома густина руди можливо обчислити користуючись наступним рівнянням:

$$\delta_p = \frac{\delta_m \delta_n}{\delta_m - \alpha_m (\delta_m - \delta_n)}; \quad (29)$$

де δ_p , δ_m , δ_n – питома густина, відповідно руди, корисного мінералу та породи, кг/м³; α_m – вміст корисного мінералу, долі од. (знаходиться із виразу $\alpha_m = \frac{\beta_{II}}{\beta_T}$, де β_{II} – вміст заліза в продукті живлення класифікатора, %; β_T – теоретичний вміст заліза в мінералі, %). При збагаченні магнетитової руди орисним мінералом є магнетит з питомою густиною 5000 кг/м³.

15. В другій та третій стадії збагачення застосовують схеми подрібнення, які включають операцію попередньої, або частіше сумісної (попередньої об'єднаної з контрольною) класифікації. Це обумовлено тим, що продукт, який поступає на другу стадію подрібнення, містить більше 30...50% готового за крупністю класу. В цьому випадку схема подрібнення зображена на рис.8.

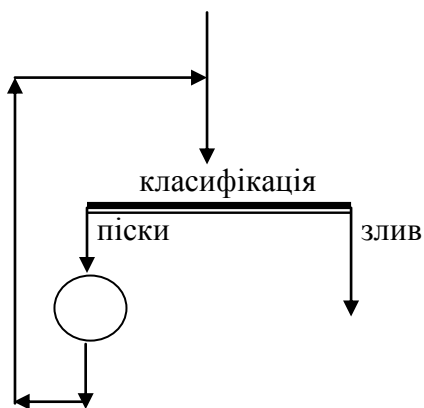


Рис. 8. Схема замкнутого циклу подрібнення, яка включає операцію сумісної класифікації

В другій стадії подрібнення для класифікації використовують гідроциклони наступних діаметрів: 1000, 710 та 500 мм, в третій стадії – 500 та 350 мм.

Розрахунок млинів в цих схемах аналогічний наведеному вище.

Розрахунок гідроциклону включає визначення таких його параметрів, як діаметр гідроциклону (D), діаметр живильного (d_n) та зливного (d) патрубків, діаметр піскової насадки (Δ), робочий тиск пульпи на вході в г/ц, продуктивність. Порядок розрахунку наступний:

Визначається номінальна крупність матеріалу злива d_n за табл. 12.

Таблиця 12

Вміст класу –74 мкм, %	40	50	60	70	80	90	95
Вміст класу –40 мкм, %	24	31,5	39,5	48	58	71,5	80,5
Номінальна крупність матеріалу d_n , мм	0,43	0,32	0,24	0,18	0,14	0,094	0,074

Згідно табл. 13 вибирається типорозмір гідроциклону.

Таблиця 13

Діаметр гідроциклону D , мм	Кут конусності α , град.	Продуктивність при $P=0,1$ МПа V , м ³ /год.	Номінальна крупність зливу d_n , мкм (при $\delta=2,7$ т/м ³)	Стандартний еквівалентний діаметр живильного отвору $d_{ж}$, см	Стандартний діаметр зливного патрубка d , см	Діаметр піскової насадки Δ , см (в межах)
25	10	0,45–0,9	8	0,6	0,7	0,4–0,8
50	10	1,8–3,6	10	1,2	1,3	0,6–1,2

75	10	3–10	10–20	1,7	2,2	0,8–1,7
150	10;20	12–30	20–50	3,2–4,0	4–5	1,2–3,4
250	20	27–70	30–100	6,5	8	2,4–7,5
360	20	50–130	40–150	9	11,5	3,4–9,6
500	20	100–260	50–200	13	16	4,8–15
710	20	200–460	60–250	15	20	4,8–20
1000	20	360–900	70–280	21	25	7,5–25
1400	20	700–1800	80–300	30	38	15–36
2000	20	1100–3600	90–330	42	52	25–30

Визначається приблизна максимальна продуктивність одного гідроциклону згідно його стандартних розмірів ($P_0 = 0,1$ МПа) за виразом:

$$V_i = 3k_\alpha k_D d_\alpha d \sqrt{P_0} \quad (30)$$

де k_α – коефіцієнт, який враховує кут конусності гідроциклону (при $\alpha = 10^\circ$, $k_\alpha = 1,15$; при $\alpha = 20^\circ$ – $k_\alpha = 1,0$); $d_{жс}$ – діаметр (еквівалентний) живильного отвору, см; d – діаметр зливного патрубку, см; P_0 – робочий тиск пульпи на вході в гідроциклон, МПа; k_D – поправочний коефіцієнт на діаметр гідроциклону, визначається за виразом:

$$k_D = 0,8 + \frac{1,2}{1 + 0,1D}, \quad (31)$$

де D – діаметр гідроциклону, см.

Обчислюється продуктивність гідроциклону за твердим матеріалом:

$$Q_{ци} = Q_c \cdot \gamma_{ци} (1 + c_2); \quad (32)$$

де $Q_{ци}$, Q_c – погодинна продуктивність за твердим відповідно гідроциклону та секції, т/год; $\gamma_{ци}$ – значення виходу матеріалу, який направляється на класифікацію в гідроциклон, долі од.; c_2 – циркуляційне навантаження в другій стадії, долі од.

Вміст твердого в пісках гідроциклону ($\beta_n^{мс}$) задається в залежності від крупності зливу (β_c^{-74}), згідно табл. 14.

Таблиця 14

Крупність зливу β_c^{-74} , %	50–60	60–70	70–80	80–85	85–90	90–95	95–100
Вміст твердого в пісках гідроциклону $\beta_n^{мс}$, %	80	75	72	70	69	67	65

Вміст твердого в живленні апаратів для гідравлічної класифікації зазвичай становить 30...50% [1]. Задаються в цих межах вмістом твердого в живленні гідроциклону ($\beta_{жс}^{мс}$).

Тоді об'єм води в живленні складатиме:
$$V_в = \frac{Q_{ци}(1 - \beta_{жс}^{мс})}{\Delta_в \beta_{жс}^{мс}}; \quad (33)$$

де $V_в$ – об'єм води, м³/год; $Q_{ци}$ – продуктивність гідроциклону за твердим, т/год; $\Delta_в$ – питома густина води, т/м³.

Продуктивність за пульпою визначається із виразу:

$$V_n = V_e + \frac{Q_{cy}}{\delta_p}; \quad (34)$$

де V_e – об’єм води, м³/год; Q_{cy} – продуктивність гідроциклону за твердим, т/год; δ_p – питома густина руди, т/м³.

Визначається необхідна кількість гідроциклонів: $n = \frac{V}{V_i}; \quad (35)$

де n – кількість гідроциклонів.

Визначається достатній тиск на вході гідроциклону чи групи гідроциклонів за виразом:

$$P_0^o = \left(\frac{V}{3nk_\alpha k_D d_{\text{жс}} d} \right)^2. \quad (36)$$

Перевіряється номінальна крупність зливу, яку може забезпечити вибраний гідроциклон:

$$d_n = 1,5 \sqrt{\frac{Dd\beta_{\text{жс}}^{m\text{с}}}{\Delta k_D \sqrt{P_0^o} (\delta_p - \Delta_e)}}; \quad (37)$$

де D – діаметр гідроциклону, см; d – діаметр зливного патрубку, см; $\beta_{\text{жс}}^{m\text{с}}$ – вміст твердого в живленні гідроциклону, %; Δ – максимальний діаметр піскової насадки, см; k_D – поправочний коефіцієнт на діаметр гідроциклону, долі од.; P_0^o – достатній тиск на вході в гідроциклон, гідроциклон, МПа; δ_p , Δ_e – питома густина відповідно руди та води, т/ м³.

Якщо отримана крупність менше, чим задана то, вибраний гідроциклон забезпечить необхідну крупність зливу.

Уточнюється діаметр піскової насадки, який повинен бути в межах від Δ_{min}

до Δ_{max} .

$$\Delta = \frac{2,25Dd\beta_{\text{жс}}^{m\text{с}}}{d_n^2 k_D \sqrt{P_0^o} (\delta_p - \Delta_e)}.$$

Все устаткування для дроблення та подрібнення, яке передбачено схемою і розрахунком заноситься в таблиці, де вказуються основні технологічні параметри.

Наприклад:

Таблиця 15

Технічні дані дробарок

Стадія дроблення	Ступінь дроблення	Тип дробарки	Ширина розвантажувального отвору, мм	Продуктивність, т/год.
I	4,0	ККД–1200/150	180	1720
II	4,0			
III	5,0			

Таблиця 16

Технічні дані грохотів

Стадія дроб-	Вид грохочення	Тип грохоту	Розмір решета В x L,	Розмір отвору решета,	Продуктивність,

лення			м	мм	т/год.
I	попереднє	КОЛОСНИКОВИЙ	2,5 x 5,0	180	1720
II	попереднє	ГИТ-71Н	2,5 x 5,0	80	1720
III	комбіноване (попереднє + контрольне)	ГИТ-51Н	1,75 x 3,5	20	730

Таблиця 17

Технічні дані млинів

Стадія подрібнення	Тип млина	Частота обертання, хв. ⁻¹	Товщина футерівки, мм	Ступінь заповнення тілами, %	Продуктивність, т/год.
I	МШР-3600x4000	18,1	110	45	305
II					
III					

Таблиця 18

Технічні дані устаткування для класифікації

Стадія подрібнення	Тип устаткування для класифікації	Діаметр спіралі або гідроциклону	Номинальна крупність зливу d_n , мкм	Тиск на вході гідроциклону, МПа	Діаметр піскової насадки Δ , см	Кількість од.	Продуктивність, т/год.
I							
II							
III							

Додаток А1

Приклад розрахунку курсової роботи з дисципліни "Підготовчі процеси при збагаченні корисних копалин"

I – Розрахунок схеми дроблення.

Вихідні умови для схеми дроблення:

- продуктивність фабрики дроблення, млн. т/рік – 9,0;
- розмір максимального куска в початковій руді, мм – 1100;
- коефіцієнт міцності породи за Протод'яконовим – 19;
- крупність живлення млинів, мм – менше 16;
- насипна вага руди, т/м³ – 2,0;
- вологість руди, % – менше 5;

Гранулометричний склад руди, яка поступає з рудника на фабрику дроблення.

Клас крупності, мм	Вихід класів, %
–1200	100
–900	96
–700	85
–500	68
–300	45
–150	26

1. Задаємося безперервним режимом роботи фабрики дроблення (число робочих днів на тиждень – 7; число змін на добу – 3; розрахункове число робочих днів – 340).

Погодинна продуктивність фабрики дроблення:

$$Q_c = \frac{Q_p}{n_{pd} n_3 t} = \frac{9 \cdot 10^6}{340 \cdot 3 \cdot 8} \approx 1103 \text{ (т/год);}$$

де Q_c – продуктивність фабрики дроблення, т/год; Q_p – річна продуктивність рудника по руді, млн. т./рік; n_{pd} – розрахункове число робочих днів; n_3 – кількість змін на добу; t – тривалість зміни, год.

2. Визначаємо загальну ступінь дроблення руди:

$$i_3 = \frac{D_{\max}}{d_{\max}} = \frac{1100}{16} = 68,75;$$

де D_{\max} , d_{\max} – максимальний діаметр початкової та кінцевої крупності матеріалу, мм.

3. Приймаємо трьохстадійну схему дроблення та встановлюємо ступені дроблення за окремими стадіями, для чого спочатку обчислюємо середню ступінь i_{cp} дроблення:

$$i_{cp} = \sqrt[3]{i_3} = \sqrt[3]{68,75} = 4,1.$$

Приймаємо ступені дроблення за стадіями:

$$i_1 = i_2 = 4,0; \quad i_3 = \frac{68,75}{4 \cdot 4} = 4,3.$$

4. Визначаємо умовну максимальну крупність дроблення після кожної стадії:

$$d_{k \max} = \frac{D_{k \max}}{i_1} = \frac{1100}{4} = 275 \text{ (мм);}$$

$$d_{c \max} = \frac{D_{k \max}}{i_1 \cdot i_2} = \frac{D_{c \max}}{i_2} = \frac{1100}{4 \cdot 4} = 68,75 \text{ (мм);}$$

$$d_{m \max} = \frac{D_{k \max}}{i_1 \cdot i_2 \cdot i_3} = \frac{D_{m \max}}{i_3} = \frac{1100}{4 \cdot 4 \cdot 4,3} = 16 \text{ (мм);}$$

де $D_{k \max}$, $D_{c \max}$, $D_{m \max}$ – максимальна крупність матеріалу, яка подається, відповідно, на першу (крупну), другу (середню), третю (мілку) стадію дроблення, мм; $d_{k \max}$, $d_{c \max}$,

$d_{m \max}$ – максимальна крупність кінцевого матеріалу, відповідно, після першої (крупної), другої (середньої) та третьої (мілкої) стадії дроблення, мм;

5. Розрахунок першої стадії крупного дроблення.

Спочатку приймаємо для крупного дроблення конусну дробарку та визначаємо ширину завантажувального та розвантажувального отвору.

Ширина B_k завантажувального отвору:

$$B_k = (1,1 \dots 1,2) D_{k \max} = (1,1 \dots 1,2) \cdot 1100 = 1210 \dots 1320 \text{ (мм)}.$$

В живленні дробарки кусків розміром більше 1000 мм менше 2% (допустиме значення 4% згідно [2]), а тому приймаємо ширину завантажувального отвору за нижнім значенням $B_k = 1200$ мм.

Ширина b_k розвантажувального отвору:

$$b_k = \frac{d_{кн}}{z_n};$$

де $d_{кн}$ – номінальна крупність матеріалу після першої стадії дроблення, мм; z_n – коефіцієнт закрупнення матеріалу, який залежить від міцності руди та стадії дроблення (вибирається згідно табл. 2, $z_n = 1,6$).

При обчисленні $d_{кн}$ необхідно визначити номінальну крупність початкового матеріалу $D_{кн}$, для чого будується його сумарна гранулометрична характеристика (рис. 9).

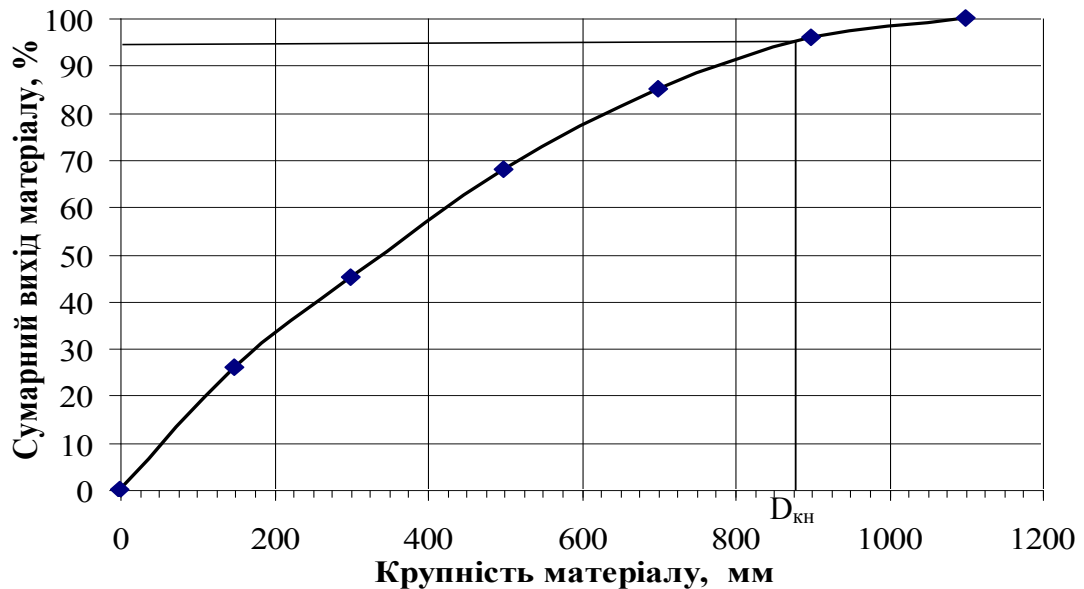


Рисунок 9. Гранулометрична характеристика початкового матеріалу

Як видно з рисунку значенню $D_{кн}$ відповідає розмір 880 мм, тоді

$$b_k = \frac{d_{кн}}{z_n} = \frac{D_{кн}}{i \cdot z_n} = \frac{880}{4 \cdot 1,6} = 137,5 \text{ (мм)}.$$

Округляємо отримане значення до найближчого кратного $10^{-ти}$ та приймаємо розмір розвантажувального отвору дробарки крупного дроблення рівний $b_k = 140$ мм.

На підставі значень B_k та b_k вибираємо типорозмір дробарки. Для отриманих значень відповідає дробарка – ККД-1200/150 (згідно додатку В).

6. Продуктивність дробарки знайдемо із виразу (8).

Для наших умов: паспортна продуктивність дробарки крупного дроблення $Q_n = 680 \text{ м}^3/\text{год}$; паспортна (номінальна) ширина розвантажувального отвору $b_n = 150$ мм; $k_w = 1,0$; $k_m = 0,75$; $k_k = 1,07$; $k_\delta = 1,25$. Тоді:

$$Q_k = Q_n \frac{b_k}{b_n} \delta_n k_k k_m k_\delta k_w = 680 \cdot \frac{140}{150} \cdot 2 \cdot 1,07 \cdot 0,75 \cdot 1,25 \cdot 1,0 = 1273,3 \text{ (т/год)}.$$

7. Визначимо коефіцієнт завантаження дробарки:

$$k_s = \frac{Q_c}{Q_k} = \frac{1103}{1273,3} = 0,866.$$

Для стадії крупного дроблення значення коефіцієнта завантаження завищено (оптимальне $0,7 \pm 0,1$). Введемо операцію попереднього грохочення, що зменшить завантаження дробарки. Згідно методичним вказівкам ширина зазору колосникового грохоту в операції попереднього грохочення перед крупним дробленням, повинна відповідати ширині розвантажувального отвору дробарки: $a = 140$ мм.

Обчислимо параметри колосникового грохоту та провіряємо його пропускну здатність за продуктивністю. Ширина колосникового грохоту:

$$B = 2 \cdot D_{\max} + 100 = 2 \cdot 1100 + 100 = 2300 \text{ (мм)}. \quad \text{Приймаємо } B = 2,5 \text{ м.}$$

Довжина грохоту: $L = 2 \cdot B = 2,5 \cdot 2 = 5,0$ (м); його продуктивність:

$$Q = 2,4Fa = 2,4LBa = 2,4 \cdot 5 \cdot 2,5 \cdot 140 = 4200 \text{ (т/год)}.$$

Визначемо кількість матеріалу, який буде направлятися на дроблення в цьому випадку:

$$Q_i = Q_a(1 - \gamma^{-140}\eta);$$

де Q_n – надрешітний продукт, який направляється в дробарку крупного дроблення, т/год; Q_c – погодинна продуктивність фабрики дроблення, т/год; γ^{-140} – вихід класу розміром менше 140 мм, від. од. (визначається із сумарної гранулометричної характеристики матеріалу $\gamma^{-140} = 25\%$); η – ефективність грохочення, від. од. (зазвичай ефективність грохочення колосникового грохоту лежить в межах 60...70%, задаємося $\eta = 60\%$). Тоді:

$$Q_i = 1103 \cdot (1 - 0,25 \cdot 0,6) = 937,6 \text{ (т/год)}; \quad \text{а коефіцієнт завантаження дробарки}$$

$$k_c = \frac{Q_a}{Q_c} = \frac{937,6}{1273,3} = 0,74, \quad \text{що відповідає межам оптимального значення.}$$

Таким чином, схема ланцюгу апаратів крупного дроблення буде включати: прийомний бункер, із якого матеріал самостійно рухається на колосниковий грохот (зазор між колосниками 140 мм). Надрешітний продукт поступає в прийомний бункер крупного дроблення та направляється в конусну дробарку – ККД-1200/150. Підрешітний продукт об'єднується з продуктом дроблення та направляється в прийомний бункер другої стадії (середнього) дроблення.

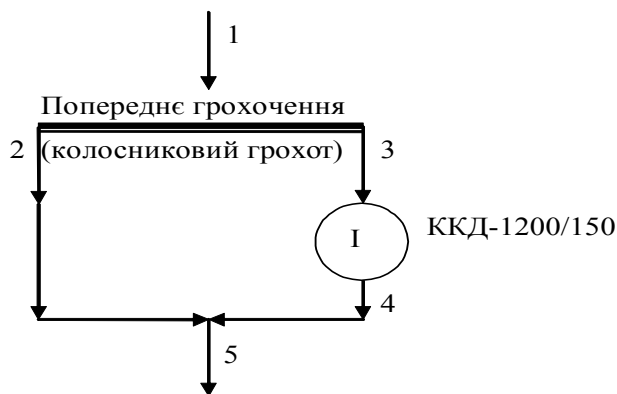


Рис. 10. Схема першої стадії дроблення

- 1 – початковий продукт;
 - 2 – підрешітний продукт колосникового грохоту;
 - 3 – надрешітний продукт колосникового грохоту;
 - 4 – продукт дроблення;
 - 5 – продукт, який направляється на другу (середню) стадію дроблення
- типову характеристику дроблення, в шостому – перераховану типову характеристику на кількість матеріалу, що підлягає дробленню, в сьомому – гранулометричну характеристику

8. Розрахуємо гранулометричний склад матеріалу після першої стадії дроблення.

Технологічна схема стадії крупного дроблення зображена на рис. 10.

При розрахунку гранулометричного складу матеріалу для більшої наочності зведемо результати обчислення в табл. 19, в якій в першому стовпчику покажемо вузькі класи крупності з умовою, що обов'язково однією із границь у нас є ширина розвантажувального отвору дробарки, зокрема 140 мм. В другому стовпчику приведемо гранулометричну характеристику початкового матеріалу, в третьому – склад підрешітного продукту за умови, що ефективність грохочення $\eta = 60\%$, в четвертому – склад надрешітного продукту, в п'ятому – типову характеристику дроблення, в шостому – перераховану типову характеристику на кількість матеріалу, що підлягає дробленню, в сьомому – гранулометричну характеристику

ку матеріалу після дроблення, в восьмому – гранулометричну характеристику матеріалу, який надходить на другу (середню) стадію дроблення.

Значення в третьому стовпчику одержали в результаті множення виходу вузького класу крупності, розмір яких менше ширини зазору колосникового грохоту, на ефективність грохочення. Якщо від початкового продукту відняти підрешітний продукт одержимо значення виходу вузьких класів крупності надрешітного продукту (4 стовпчик). Умовно вважається, що руда розміром менше ніж розвантажувальний розмір дробарки, проходить через дробарку без зміни своєї крупності та не впливає на гранулометричний склад продукту, який отримується при дробленні класу $+b$ (в нашому випадку $+140$ мм). Тому типова характеристика продукту дроблення відноситься не до всього надрешітного продукту, але лише до вузьких класів крупності, розмір яких більше 140 мм. В табл. 19 вони виділені жирним шрифтом ($22+33+20 = 75$). Це всього 75% від загальної кількості руди, яка направляється на фабрику дроблення. Тому типову характеристику перераховуємо на цю кількість матеріалу і отримуємо значення вузьких класів крупності після дроблення класу $+140$ мм. Продукт дроблення буде складатися із суми цих класів та класів, крупність котрих менше 140 мм, що наведені в надрешітному продукті. Гранулометрична характеристика матеріалу після крупного дроблення буде складатися із суми підрешітного продукту грохочення та продукту дроблення.

Таблиця 19

Клас крупності, мм	Вихід вузьких класів крупності продуктів, %						
	початкового (1)*	підрешітного (2)	надрешітного (3)	типова характеристика	перерахована типова характеристика	після дроблення (4)	підрешітного + після дроблення (5)
1	2	3	4	5	6	7	8
– 1100 + 600	22	–	22	–	–	–	–
– 600 + 300	33	–	33	–	–	–	–
– 300 + 140	20	–	20	30	22,5	22,5	22,5
– 140 + 100	8	4,8	3,2	20	15,0	18,2	23,0
– 100 + 50	7	4,2	2,8	20	15,0	17,8	22,0
– 50 + 25	5	3,0	2,0	20	15,0	17,0	20,0
– 25	5	3,0	2,0	10	7,5	9,5	12,5
всього	100	15,0	85,0	100	75,0	85,0	100,0

* в дужках вказано номери продуктів згідно схеми дроблення (рис. 10).

При побудові гранулометричної характеристики продукту, який направляється на другу стадію дроблення потрібно пам'ятати, що хоча й показано вузький клас крупності $- 300 + 140$, але розмір найбільших кусків складає 280 мм (із типової характеристики).

9. Будуємо графік гранулометричної характеристики матеріалу, який подається на другу стадію дроблення (рис. 11).

10. Розрахунок другої стадії середнього дроблення.

Визначаємо ширину завантажувального отвору конусної дробарки:

$$B_c = (1,1 \dots 1,2) D_{c \max} = (1,1 \dots 1,2) \cdot 280 = 308 \dots 336 \text{ (мм)};$$

Ширина розвантажувального отвору: $b_c = \frac{d_{сн}}{z_n} = \frac{D_{сн}}{i_2 \cdot z_n} = \frac{230}{4 \cdot 2,4} = 24,0 \text{ (мм)}$, (значення z_n для дробарок мілкового, середнього та крупного дроблення різне).

На підставі значення B_c можливо вибрати із додатку Д два типорозміри дробарки КСД–2200Гр та КСД–3000Т, але жодна із них не відповідає умовам, щодо ширини розвантажувального отвору (b_c).

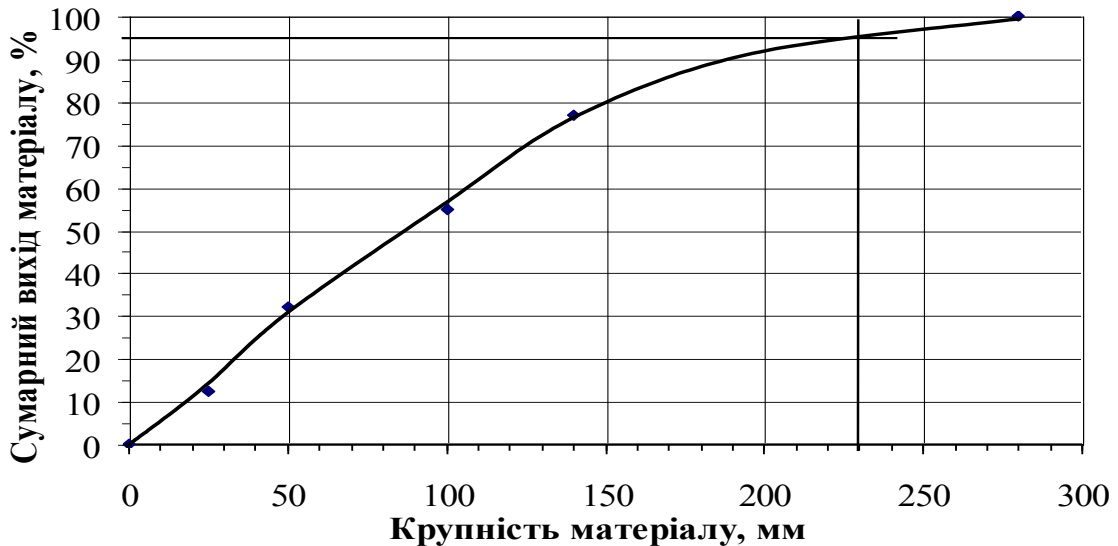


Рис. 11. Гранулометрична характеристика матеріалу після першої стадії дроблення.

Збільшення ширини розвантажувального отвору в дробарках середнього дроблення до мінімально можливого веде до зменшення ступеня дроблення в другій стадії, що потрібно буде компенсувати в третій стадії мілкою дроблення. Виконаємо два варіанта розрахунку для кожної із наведених дробарок.

1 варіант

При установці КСД–2200Гр мінімально можлива ширина розвантажувального отвору $b_c = 30$ мм.

В цьому випадку ступінь дроблення:
$$i_2 = \frac{D_{сн}}{b_c \cdot z_n} = \frac{230}{30 \cdot 2,4} = 3,2.$$

Продуктивність дробарки:

$$Q_{c1} = Q_n \frac{b_k}{b_n} \delta_n k_k k_m k_\delta k_w = 360 \cdot \frac{30}{30} \cdot 2 \cdot 1,23 \cdot 0,75 \cdot 1,25 \cdot 1,0 = 830,25 \text{ (т/год)}.$$

Коефіцієнт завантаження при установці двох дробарок:

$$k_3 = \frac{Q_c}{Q_{c1} \cdot n} = \frac{1103}{830,25 \cdot 2} = 0,66.$$

2 варіант

При установці КСД–3000Т мінімально можлива ширина розвантажувального отвору складає $b_c = 25$ мм.

В цьому випадку ступінь дроблення має величину:
$$i_2 = \frac{D_{сн}}{b_c \cdot z_n} = \frac{230}{25 \cdot 2,4} = 3,83;$$

продуктивність дробарки:

$$Q_{c2} = Q_n \frac{b_k}{b_n} \delta_n k_k k_m k_\delta k_w = 425 \cdot \frac{25}{25} \cdot 2 \cdot 1,39 \cdot 0,75 \cdot 1,25 \cdot 1,0 = 1107,7 \text{ (т/год)};$$

коефіцієнт завантаження:
$$k_3 = \frac{Q_c}{Q_{c2}} = \frac{1103}{1107,7} = 0,996.$$

Коефіцієнт завантаження завищений та складає приблизно 1, але його можливо зменшити шляхом введення операції попереднього грохочення аналогічно стадії крупного дроблення.

Ефективність грохочення при використанні вібраційних грохотів зазвичай складає 80...90% (задаємося $\eta = 85\%$), і визначимо кількість матеріалу, яку потрібно відсіяти:

$$\gamma_n = \frac{k_3^o - k_3^u}{\eta} \cdot 100\% = \frac{1,0 - 0,8}{0,85} \cdot 100\% = 23,5\%,$$

де γ_n – кількість підрешітного матеріалу, яку необхідно відсіяти, %; k_3^o, k_3^H – отриманий та необхідний коефіцієнт завантаження дробарки.

Як видно із гранулометричної характеристики продукту крупного дроблення, 25% матеріалу мають крупність менше 40 мм (тим паче, що це значення відповідає стандартному ряду отворів складно-рифлених сит та штампованих решет з квадратними отворами).

11. Виконаємо технологічний розрахунок грохоту.

Необхідну площу сита визначимо із виразу:
$$F = \frac{Q}{q \delta_n k l m n o p};$$

де F – робоча площа сита, m^2 ; Q – продуктивність грохоту, т/год; q – питома середня продуктивність поверхні решета (табл. 4), $m^3/(m^2 \cdot \text{год})$; δ_n – насипна вага матеріалу, який підлягає грохоченню, t/m^3 ; k, l, n, o, m, p – поправочні коефіцієнти, які залежать від гранулометричного складу, форми зерен, вологості матеріалу, ефективності грохочення та виду грохочення, знаходяться з довідкової літератури або з додатку Г.

Для наших умов:

$q = 37,0 m^3/(m^2 \cdot \text{год})$; $\delta_n = 2,0 t/m^3$; $k = 0,52$; $l = 1,78$; $n = 1,0$; $o = 1,0$; $m = 1,18$; $p = 1,0$.

$$F = \frac{Q}{q \delta_n k l m n o p} = \frac{1103}{37,0 \cdot 2,0 \cdot 0,52 \cdot 1,78 \cdot 1,0 \cdot 1,0 \cdot 1,18 \cdot 1,0} = 13,65 (m^2).$$

Таку площу сита не має жоден із інерційних грохотів, а тому повторимо розрахунок площі сита, але за умови, що ефективності грохочення буде становити 80% (75%). В цьому випадку $m = 1,35$ (1,5).

$$F = \frac{Q}{q \delta_n k l m n o p} = \frac{1103}{37,0 \cdot 2,0 \cdot 0,52 \cdot 1,78 \cdot 1,0 \cdot 1,0 \cdot 1,35 \cdot 1,0} = 11,93 (m^2); \quad \eta = 80\%;$$

$$(F = \frac{Q}{q \delta_n k l m n o p} = \frac{1103}{37,0 \cdot 2,0 \cdot 0,52 \cdot 1,78 \cdot 1,0 \cdot 1,0 \cdot 1,5 \cdot 1,0} = 10,74 (m^2); \quad \eta = 75\%).$$

Продуктивність грохоту ГІВ – 71Н, який має площу сита $12,5 m^2$, за даних умов складатиме:

$$Q = F q \delta_n k l m n o p = 12,5 \cdot 37,0 \cdot 2,0 \cdot 0,52 \cdot 1,78 \cdot 1,0 \cdot 1,0 \cdot 1,35 \cdot 1,0 = 1155 (t/\text{год}); \quad \eta = 80\%;$$

$$(Q = F q \delta_n k l m n o p = 12,5 \cdot 37,0 \cdot 2,0 \cdot 0,52 \cdot 1,78 \cdot 1,0 \cdot 1,0 \cdot 1,5 \cdot 1,0 = 1284 (t/\text{год}); \quad \eta = 75\%);$$

а коефіцієнт його завантаження:

$$k_3 = \frac{Q_2}{Q_{c2}} = \frac{1103}{1155} = 0,96; \quad (k_3 = \frac{Q_2}{Q_{c2}} = \frac{1103}{1284} = 0,86).$$

Грохот ГІВ – 71Н при $\eta = 75\%$ задовольняє нашим вимогам ($k_3=0,86$).

12. Визначимо кількість матеріалу, який буде відсіюватися при $\eta = 75\%$:

$$Q_n = Q_2 \eta \gamma^{-40} = 1103 \cdot 0,75 \cdot 0,25 = 206,8 (t/\text{год}).$$

На дробарку буде направлятися

$$Q_{sc} = Q_2 - Q_n = 1103 - 206,8 = 896,2 (t/\text{год}).$$

Коефіцієнт завантаження дробарки за цих умов складатиме:

$$k_3 = \frac{Q_{sc}}{Q_{c2}} = \frac{896,2}{1107,7} = 0,81.$$

Таким чином, ми маємо два варіанта схеми середнього дроблення:

1 – установка двох дробарок КСД–2200Гр; $k_3=0,66$; $i_2=3,2$;

2 – установка грохоту попереднього грохочення та однієї дробарки КСД–3000Г; $k_3=0,81$; $i_2=3,83$.

Виконаємо економічне порівняння цих варіантів за допоміжними показниками, такими як металоемність та споживання електроенергії. Для цього зведемо необхідні дані в табл. 20.

Як бачимо із порівняльної таблиці перший варіант економічно вигідніший.

Таблиця 20

№ варіанту	Тип дробарки / грохоту	Кількість	Вага, т	Потужність ел. двигуна, кВт	Коефіцієнт завантаження	Сумарна вага, т	Сумарна ел. потужність, кВт
1	КСД-2200Гр	2	86,8	250	0,66	173,6	500
2	КСД-3000Т	1	208,1	400	0,81	223,7	430
	ГІВ-71Н	1	15,6	30	0,86		

Перерахуємо умовну максимальну крупність після другої (середньої) стадії дроблення:

$$D_{м\max} = d_{с\max} = \frac{D_{к\max}}{i_1 \cdot i_2} = \frac{D_{с\max}}{i_2} = \frac{1100}{4 \cdot 3,2} = 85,94 \text{ (мм)}.$$

Ступінь дроблення в третій стадії складатиме: $i_3 = \frac{68,75}{4 \cdot 3,2} = 5,37$, що допустимо при роботі дробарки в замкненому циклі, згідно [2].

13. Розрахуємо гранулометричний склад продукту після середнього дроблення.

Технологічна схема стадії середнього дроблення зображена на рис. 12.

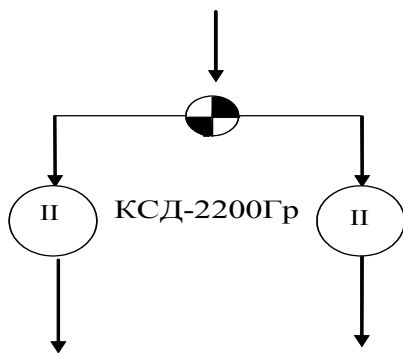


Рис. 12. Схема другої стадії дроблення.

Всі розрахунки зводимо в табл. 21, в якій в першому стовпчику покажемо вузькі класи крупності з умовою, що обов'язково однією із границь у нас є ширина розвантажувального отвору дробарки, зокрема 30 мм; в другому стовпчику приведемо гранулометричну характеристику початкового матеріалу; в третьому – типову характеристику дроблення; в четвертому – перераховану типову характеристику на кількість матеріалу, що підлягає дробленню; в п'ятому – гранулометричну характеристику матеріалу після другої стадії дроблення.

Таблиця 21

Клас крупності, мм $-D_i + d_i$	Вихід вузьких класів крупності продуктів, %			
	початкового, γ_i	типова характеристика, γ_i^T	перерахована типова характеристика, γ_i^P	після середнього дроблення, γ_i
1	2	3	4	5
- 280 +120	32,0			
- 120 +60	31,0	15	12,15	12,15
- 60 + 30	18,0	35	28,35	28,35
- 30 + 15	10,0	30	24,3	34,3
- 15 + 8	4,5	10	8,1	12,6
- 8	4,5	10	8,1	12,6
Всього	100,0	100,0	81,0	100,0

Сумарна гранулометрична характеристика після середнього дроблення приведена на рис. 13.

14. Розрахунок третьої стадії мілкового дроблення.

Визначаємо ширину завантажувального отвору конусної дробарки:

$$B_{м} = (1,1 \dots 1,2) D_{м\max} = (1,1 \dots 1,2) \cdot 84 = 92,4 \dots 100,8 \text{ (мм)};$$

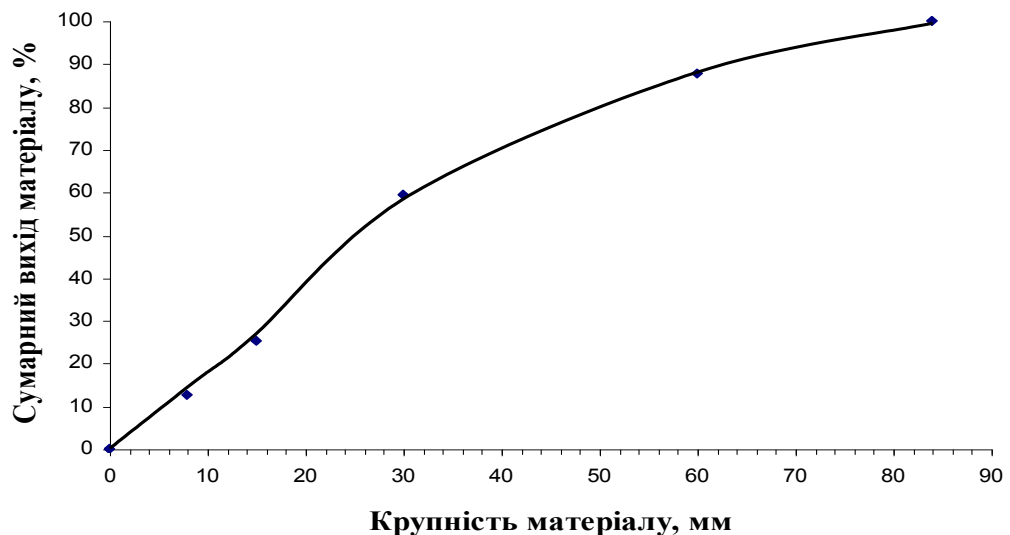


Рис. 13. Сумарна гранулометрична характеристика продукту середнього дроблення

14. Розрахунок третьої стадії мілкового дроблення.

Визначаємо ширину завантажувального отвору конусної дробарки:

$$B_m = (1,1 \dots 1,2) D_{m \max} = (1,1 \dots 1,2) \cdot 84 = 92,4 \dots 100,8 \text{ (мм)};$$

Ширина розвантажувального отвору: $b_i = \frac{d_{ii}}{z_i} = \frac{D_{ii}}{i_3 \cdot z_i} = \frac{74}{5,37 \cdot 2,9} = 4,75 \text{ (мм)}$.

На підставі значення B_m можливо вибрати із додатку наступні типорозміри дробарки КМД–1200Гр, КМД–1750Гр, КМД–2200Гр, КМД–2200Т1, КМД–2500Т та КМД–3000Т, але жодна із них не відповідає умовам, щодо ширини розвантажувального отвору (b_m).

Щоб забезпечити стабільну крупність матеріалу менше 16 мм, дробарка третьої стадії повинна працювати в замкненому циклі і в цьому разі ми можемо збільшити розмір її розвантажувального зазору. Мінімальні витрати на дроблення досягаються тоді, коли вихід продукту надмірної крупності в дробленому матеріалі складає 10...20%. З типової характеристики для твердої руди видно, що z_{+20} дорівнює 1,9, $z_{+10} = 2,2$. Звідси, розмір розвантажувального зазору дробарки мілкового дроблення лежить в межах $\frac{d_i}{z_{+20}} \dots \frac{d_i}{z_{+10}}$, в нашо-

му випадку $b_m = 8,4 \dots 7,3$ мм. Виходячи з цього приймаємо $b_m = 8$ мм.

Таким чином, кількість типів дробарок зменшується до чотирьох – КМД–1200Гр, КМД–2200Т1, КМД–2500Т та КМД–3000Т.

Завчасно задамося варіантами схем дроблення в третій стадії:

- а) з попереднім грохоченням;
- б) з попереднім та контрольним грохоченням.

15. Визначимо циркуляційне навантаження в кожному із варіантів, якщо ефективність грохочення складає 85%.

Варіант А

Схема мілкового дроблення з попереднім грохоченням наведена на рис. 14.

Прийемо позначення: γ_n – вихід n -ного продукту; β_n^{-16} – вміст в n -ному продукті класу –16 мм.

Розрахунок циркуляційного навантаження виконаємо методом ітерації.

Розрахунок необхідно виконувати до тих пір, поки вихід третього продукту (γ_3) не буде дорівнювати 99,99%. Всі основні обчислені показники зведемо в табл. 22.

В початковому продукті згідно гранулометричної характеристики продукту середнього дроблення (рис.13) $\beta_1^{-16} = 26\%$.

При розрахунках по першій ітерації приймаємо циркуляційне навантаження рівне 0, тобто $\gamma_5 = 0$, тоді:

$$\gamma_2 = \gamma_1 + \gamma_5 = \gamma_1$$

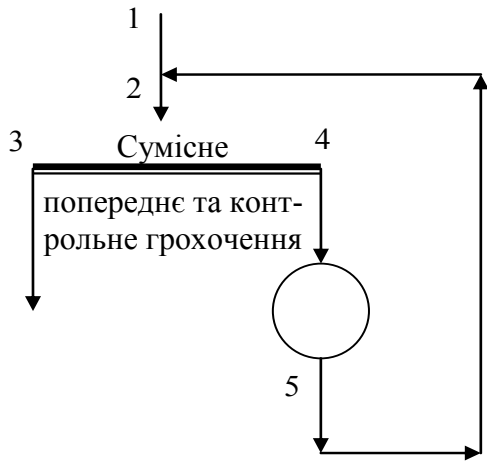


Рис. 14. Схема замкнутого циклу мілкового дроблення з сумісним попереднім та контрольним грохоченням.

- 1 – початковий продукт;
- 2 – продукт, який надходить на грохочення;
- 3 – підрешітний продукт;
- 4 – надрешітний продукт;
- 5 – продукт дроблення.

Вихід підрешітного продукту при ефективності грохочення $\eta = 85\%$ складатиме:

$$\gamma_3 = \eta \beta_2^{-16} \frac{\gamma_2}{100} = 0,85 \cdot 26 \cdot \frac{100}{100} = 22,1\%.$$

Вихід надрешітного продукту:

$$\gamma_4 = \gamma_5 = \gamma_2 - \gamma_3 = 100 - 22,1 = 77,9\%.$$

При розмірі розвантажувального зазору $b_m = 8$ мм в продукті дроблення $\beta_5^{-16} = 85\%$ (із типової характеристики [1]).

Перша ітерація закінчена (див. стовпчик 2 табл. 22).

Розпочинаємо розрахунок другої ітерації.

$$\gamma_2 = \gamma_1 + \gamma_5 = 100 + 77,9 = 177,9\%;$$

$$\beta_2^{-16} = \frac{\gamma_1 \beta_1^{-16} + \gamma_5 \beta_5^{-16}}{\gamma_2} = \frac{100,0 \cdot 26,0 + 77,9 \cdot 85,0}{177,9} = 51,84\%;$$

$$\gamma_3 = \eta \beta_2^{-16} \frac{\gamma_2}{100} = 0,85 \cdot 53,6 \cdot \frac{177,9}{100} = 78,3\%;$$

$$\gamma_4 = \gamma_5 = \gamma_1 - \gamma_3 = 187,9 - 85,6 = 99,52\%.$$

Друга ітерація закінчена, заповнюємо другий стовпчик таблиці та розпочинаємо третю і т.д. поки γ_3 не буде дорівнювати 99,99%.

Таблиця 22

Показники	Номер ітерації							
	1	2	3	4	5	6	7	8
γ_2	100,00	177,90	199,52	205,52	207,18	207,64	207,77	207,81
β_2^{-16}	26,00	51,84	55,43	56,29	56,52	56,59	56,60	56,61
γ_3	22,10	78,38	94,00	98,34	99,54	99,87	99,96	99,99
γ_5	77,90	99,52	105,52	107,18	107,64	107,77	107,81	107,82

Як бачимо із таблиці для цього необхідно було вісім ітерацій. Навантаження на грохот складає 207,8%, а на дробарку – 107,8%.

Варіант Б

Схема мілкового дроблення з попереднім та контрольним грохоченням наведена на рис. 15. Позначення тіж самі. Циркуляційне навантаження розраховується також методом ітерації.

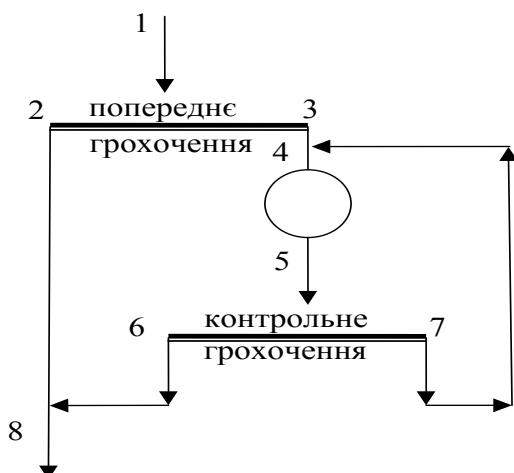


Рис. 15. Схема мілкового дроблення з операціями попереднього та контрольного грохочення

Ефективність операцій попереднього та контрольного грохочення приймаємо 85,0%.
Всі основні обчислені показники зводимо в табл. 23.

Розрахунок першої ітерації.

$$\gamma_2 = \eta\beta_1^{-16} = 0,85 \cdot 26 = 22,1\%;$$

$$\gamma_3 = \gamma_1 - \gamma_2 = 100 - 22,1 = 77,9\%;$$

для першої ітерації $\gamma_3 = \gamma_4 = \gamma_5 = 77,9\%$;

$$\gamma_6 = \eta\beta_5^{-16} \frac{\gamma_5}{100} = 0,85 \cdot 85 \cdot \frac{77,9}{100} = 56,3\%;$$

$$\gamma_7 = \gamma_5 - \gamma_6 = 77,9 - 56,3 = 21,6\%;$$

$$\gamma_8 = \gamma_2 + \gamma_6 = 22,1 + 56,3 = 78,4.$$

Розрахунок першої ітерації закінчено. Дані вносимо в перший стовпчик табл. 23.

Таблиця 23

Показники	Номер ітерації							
	1	2	3	4	5	6	7	8
γ_2	22,10	22,10	22,10	22,10	22,10	22,10	22,10	22,10
γ_3	77,90	77,90	77,90	77,90	77,90	77,90	77,90	77,90
γ_4	77,90	99,52	105,52	107,18	107,64	107,77	107,81	107,82
γ_6	56,28	71,90	76,24	77,44	77,77	77,86	77,89	77,90
γ_7	21,62	27,62	29,28	29,74	29,87	29,91	29,92	29,92
γ_8	78,38	94,00	98,34	99,54	99,87	99,96	99,99	100,00

Знаючи циркуляційне навантаження γ_7 , виконуємо другу ітерацію. Розрахунок повторюємо до тих пір поки γ_8 не буде дорівнювати 99,99%.

Як бачимо із таблиці для цього необхідно було вісім ітерацій. Навантаження на контрольний грохот та дробарку складає – 107,8%.

16. Компонівка та розрахунок схеми мілкового дроблення.

Кількість дробарок мілкового дроблення повинно бути кратним кількості дробарок середнього дроблення (для наших умов – двом, тобто дві, чотири, шість та т.д.).

16.1. Визначимо продуктивності кожної із вибраних дробарок, необхідну їх кількість та коефіцієнт завантаження.

Із характеристики матеріалу середнього дроблення $d_n = 72$ мм.

а) Для КМД–1200Гр маємо наступні коефіцієнти: $k_w = 1,0$; $k_m = 0,75$; $k_k = 1,08$; $k_\delta = 1,25$. Продуктивність Q_m визначимо інтерполяцією, для чого створюємо графік залежності $Q_m = f(b_m)$ (див. рис. 16). Відповідно $b_m = 8$ мм знаходимо $Q_m = 49,5$ м³/год.

Тоді $Q_{m1} = Q_m \delta_n k_k k_m k_\delta k_w = 49,5 \cdot 2 \cdot 1,08 \cdot 0,75 \cdot 1,25 \cdot 1,0 = 100,2$ (т/год).

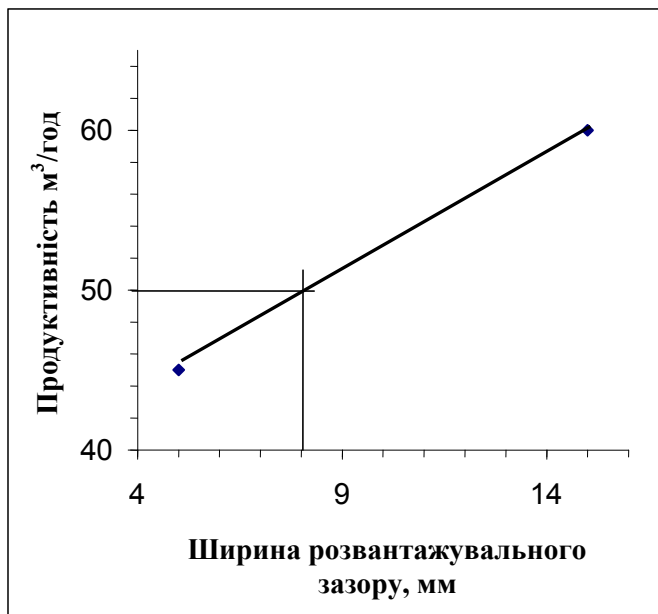


Рис. 16. Залежність продуктивності дробарки КМД–1200Гр від ширини зазору розвантажувального отвору

Необхідну кількість дробарок обчислимо за виразом:

$$n_1 = \frac{\gamma_{мд} \cdot Q_c}{Q_{m1}} = \frac{1,078 \cdot 1103}{100,2} = 11,87, \text{ (од.)}$$

Приймаємо $n_1 = 12$ од., тоді коефіцієнт завантаження

$$k_3 = \frac{\gamma_{мд} \cdot Q_c}{n_1 \cdot Q_{m1}} = \frac{1,078 \cdot 1103}{12 \cdot 100,2} = 0,99.$$

При установці 14 дробарок ($n_1 = 14$ од.)

$$k_3 = \frac{\gamma_{мд} \cdot Q_c}{n_1 \cdot Q_{m1}} = \frac{1,078 \cdot 1103}{14 \cdot 100,2} = 0,85$$

що допустимо згідно [2].

Таким чином при виборі дробарок КМД–1200Гр їх кількість повинна становити 14 одиниць. Установлювати таку кількість дробарок для мілкового дро-

блення, в той час як для середнього встановлено дві дробарки недоцільно, а тому даний варіант в подальшому не буде розглядатися.

б) Для КМД–2200Т1 маємо наступні коефіцієнти: $k_w = 1,0$; $k_m = 0,75$; $k_k = 1,08$; $k_\delta = 1,25$. Продуктивність $Q_M = 180 \text{ м}^3/\text{год}$ (визначено інтерполяцією).

$$Q_{M2} = Q_M \delta_n k_k k_m k_\delta k_w = 180 \cdot 2 \cdot 1,08 \cdot 0,75 \cdot 1,25 \cdot 1,0 = 364,5 \text{ (т/год)}.$$

Необхідну кількість дробарок:
$$n_2 = \frac{\gamma_{\text{мд}} \cdot Q_c}{Q_{M2}} = \frac{1,078 \cdot 1103}{364,5} = 3,26, \text{ (од.)}$$

Приймаємо $n_2=4 \text{ од}$. Коефіцієнт завантаження
$$k_3 = \frac{\gamma_{\text{мд}} \cdot Q_c}{n_2 \cdot Q_{M2}} = \frac{1,078 \cdot 1103}{4 \cdot 364,5} = 0,82.$$

Таким чином при виборі дробарок КМД–2200Т1 їх кількість повинна становити 4 одиниці.

в) Для КМД–2500Т маємо наступні коефіцієнти: $k_w = 1,0$; $k_m = 0,75$; $k_k = 1,29$; $k_\delta = 1,25$. Продуктивність $Q_M = 120 \text{ м}^3/\text{год}$ (визначено інтерполяцією).

$$Q_{M3} = Q_M \delta_n k_k k_m k_\delta k_w = 120 \cdot 2 \cdot 1,29 \cdot 0,75 \cdot 1,25 \cdot 1,0 = 290,3 \text{ (т/год)}.$$

$n_3=4,1 \text{ од}$. Приймаємо $n_3=6 \text{ од}$. Коефіцієнт завантаження $k_3=0,68$.

г) Для КМД–3000Т маємо наступні коефіцієнти: $k_w = 1,0$; $k_m = 0,75$; $k_k = 1,2$; $k_\delta = 1,25$. Продуктивність $Q_M = 315 \text{ м}^3/\text{год}$ (визначено інтерполяцією).

$$Q_{M2} = Q_M \delta_n k_k k_m k_\delta k_w = 315 \cdot 2 \cdot 1,2 \cdot 0,75 \cdot 1,25 \cdot 1,0 = 708,8 \text{ (т/год)}.$$

$n_4=1,68 \text{ од}$. Приймаємо $n_4=2 \text{ од}$., $k_3=0,84$.

16.2. Визначимо необхідну площу сита для попереднього грохочення, якщо приймемо схему мілкового дроблення, яка зображена на рис. 14.

$$F = \frac{\gamma Q}{q \delta_i k l m n o p}.$$

Для наших умов при використанні сита з розміром 16 мм маємо наступні коефіцієнти: $q = 24,5 \text{ м}^3/(\text{м}^2 \cdot \text{год})$; $\delta_n = 2,0 \text{ т/м}^3$, $k = 0,76$; $l = 1,12$; $n = 1,0$; $o = 1,0$; $m = 1,18$; $p = 1,0$.

$$F = \frac{\gamma Q}{q \delta_n k l m n o p} = \frac{2,078 \cdot 1103}{24,5 \cdot 2,0 \cdot 0,76 \cdot 1,12 \cdot 1,0 \cdot 1,0 \cdot 1,18 \cdot 1,0} = 46,57 \text{ (м}^2\text{)}.$$

16.3. Визначимо кількість та тип грохоту за кожним із варіантів, відповідно вибраним дробаркам:

б) При установці дробарки КМД–2200Т1 площа сита грохоту становить:

$$F_2 = \frac{F}{n_2} = \frac{46,57}{4} = 11,64 \text{ (м}^2\text{)}.$$

Згідно обчисленої площі сита вибираємо грохот ГВ-71Н ($F=12,5 \text{ м}^2$).

в) При установці дробарки КМД–2500Т:
$$F_3 = \frac{F}{n_3} = \frac{46,57}{6} = 7,76 \text{ (м}^2\text{)}.$$

Згідно обчисленої площі сита вибираємо грохот ГВ-61Н ($F=8,0 \text{ м}^2$).

г) При установці двох дробарок КМД–3000Т від схеми з попереднім грохоченням, яка зображена на рис. 14 потрібно відмовитися (не має грохоту з площиною сита $46,57/2 = 23,24 \text{ м}^2$). В цьому випадку необхідно прийняти схему з попереднім та контрольним грохоченням (рис. 15) і загальна площа сита попереднього грохочення становить:

$$F_n = \frac{Q}{q \delta_n k l m n o p} = \frac{1103}{24,5 \cdot 2,0 \cdot 0,76 \cdot 1,12 \cdot 1,0 \cdot 1,0 \cdot 1,18 \cdot 1,0} = 22,4 \text{ (м}^2\text{)}.$$

Площа сита грохоту становить:
$$F_{4n} = \frac{F}{n_4} = \frac{22,4}{2} = 11,2 \text{ (м}^2\text{)},$$

згідно якої вибираємо грохот ГВ-71Н ($F=12,5 \text{ м}^2$).

Загальна площа сита контрольного грохочення становить:

$$F_{\kappa} = \frac{\gamma_{\text{мд}} \cdot Q}{q \delta_{\text{н}} k l m n o p} = \frac{1,078 \cdot 1103}{24,5 \cdot 2,0 \cdot 0,76 \cdot 1,12 \cdot 1,0 \cdot 1,0 \cdot 1,18 \cdot 1,0} = 24,15 \text{ (м}^2\text{)}.$$

Площа сита грохоту становить: $F_{4\kappa} = \frac{F}{n_4} = \frac{24,15}{2} = 12,1 \text{ (м}^2\text{)}$, і згідно неї вибираємо грохот ГІВ-71Н ($F=12,5 \text{ м}^2$).

Виконаємо економічне порівняння цих варіантів за допоміжними показниками, такими як металоємність та споживання електроенергії. Для цього зведемо необхідні дані в табл. 24.

Таблиця 24

№ варіанту	Тип дробарки / грохоту	Кількість	Вага, т	Потужність ел. двигуна, кВт	Коефіцієнт завантаження	Сумарна вага, т	Сумарна ел. потужність, кВт
б	КМД-2200Т1	4	87,4	250	0,82	412	1120
	ГІВ-71Н	4	15,6	30			
в	КМД-2500Т	6	145,9	320	0,68	935	2052
	ГІВ-61Н	6	10	22			
г	КМД-3000Т	2	212,0	400	0,84	486,4	920
	ГІВ-71Н	4	15,6	30			

Як бачимо із порівняльної таблиці варіанти б та г більш економічні в порівнянні з варіантом в.

Який із двох варіантів б та г більш економічний важко сказати, так як в першому випадку менша сумарна вага устаткування, але більші витрати електроенергії, а в другому навпаки. Тому не буде помилкою вибір будь якого. Це залежить від індивідуального характеру студента. Я більш схилиюся до варіанту б.

Технологічна схема стадії м'якого дроблення буде мати вигляд (рис. 17):

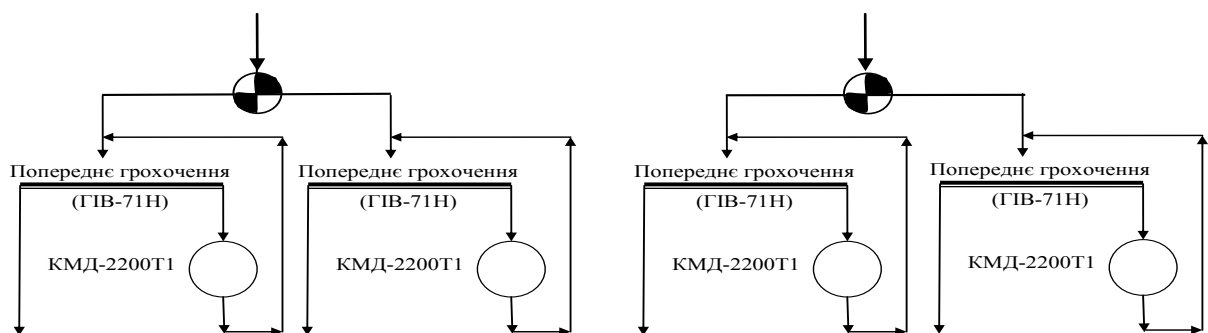


Рис. 17. Схема третьої стадії дроблення.

17. Схема ланцюгу апаратів схеми дроблення зображена на рис. 18.

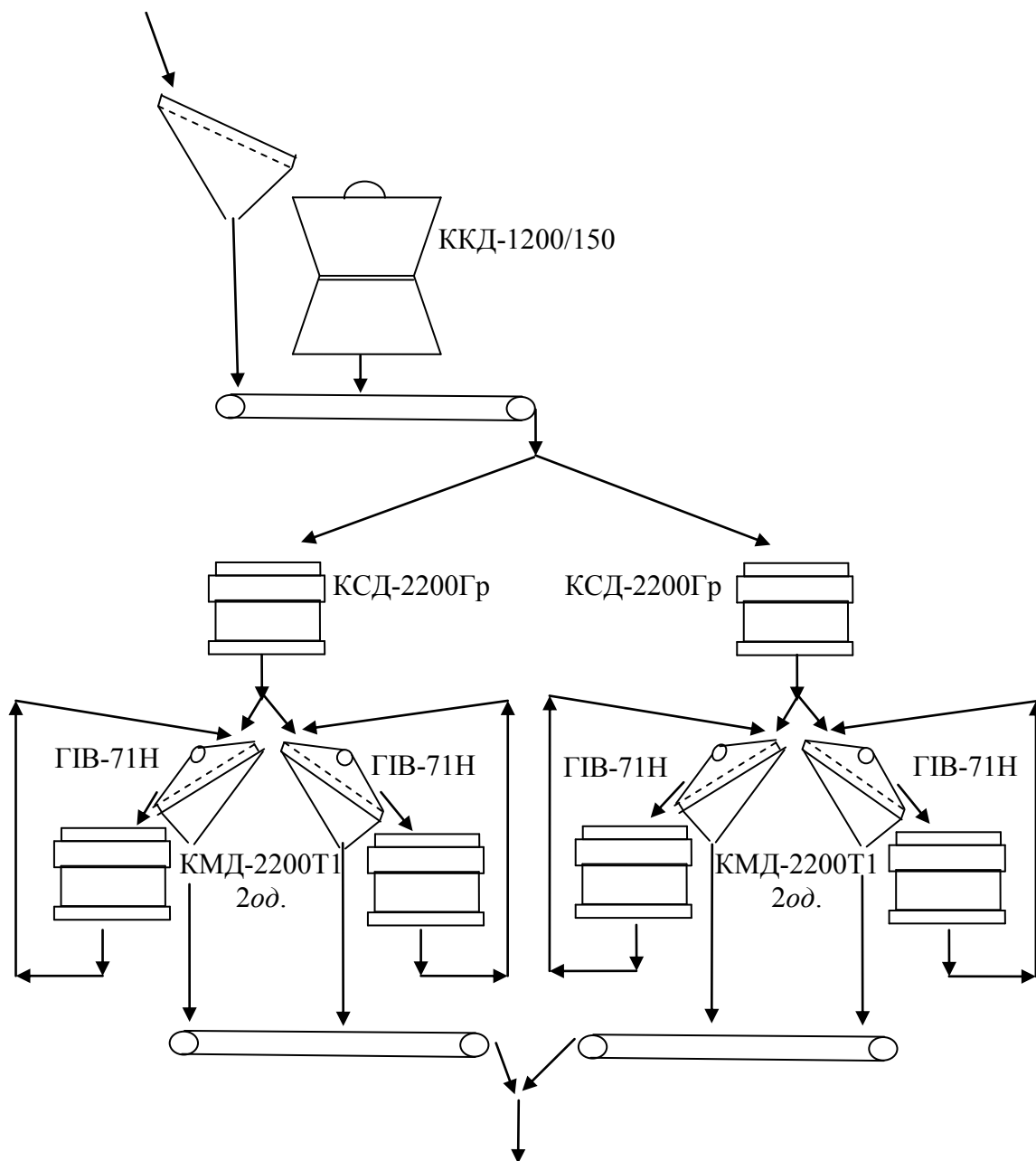


Рисунок 18. Схема ланцюгу апаратів схеми дроблення.

II – Розрахунок схеми подрібнення.

Розглянемо розрахунок схеми подрібнення, яка наведена на рис. 19.

Вихідні умови:

б) для схеми подрібнення:

- крупність живлення млинів I стадії, мм – менше 16;
- вміст корисного компонента в дробленому продукті (1), % – 36,0;
в продукті збагачення
 - I стадії (5), % – 44,7;
 - II стадії (10), % – 58,0;
 - III стадії (15), % – 64,5;
- в відходах
 - II стадії (11), % – 12,3;
 - III стадії (16), % – 12,9;
- вилучення коричневого компонента в концентрат, % – 80,0
- вміст класу –0,074 мм:
 - в зливні млина
 - I стадії, % – 30,0;
 - II стадії, % – 38,0;
 - III стадії, % – 78,0;
 - в зливні апарату для класифікації
 - I стадії, % – 58,0;
 - II стадії, % – 80,0;
 - III стадії, % – 95,0;
 - в пісках апарату для класифікації
 - I стадії, % – 10,0;
 - II стадії, % – 29,3;
 - III стадії, % – 74,0;
- коефіцієнт подрібнюваності руди $k_n = 0,95$.

Перед вибором устаткування для схеми подрібнення перше, що необхідно зробити це розрахувати якісно кількісні показники схеми збагачення.

18. Розрахунок якісно кількісних показників схеми збагачення.

При розрахунку показників схеми збагачення користуються основними рівняннями:

а) баланс маси продуктів збагачення: $\gamma_1 = \gamma_2 + \gamma_3$; де γ_1 – вихід продукту, який надходить на операцію збагачення, %; γ_2, γ_3 – виходи продуктів розподілу, %;

б) баланс маси корисної копалини: $\alpha\gamma_1 = \beta\gamma_2 + \nu\gamma_3$; де α – вміст корисної копалини в продукті живлення, %; β, ν – вміст корисної копалини, відповідно в збагаченому та збідненому продукті, %;

в) вилучення корисної копалини $\varepsilon_i = \frac{\gamma_i\beta_i}{\alpha}$; де ε_i – вилучення корисної ко-

палини в і-тий продукт, %; γ_i – вихід і-того продукту, %; β_i – вміст корисної копалини в і-тому продукті, %; α – вміст корисної копалини в початковому продукті, %.

В результаті розрахунку отримаємо наступні показники збагачення, які наведені на схемі рис. 20.

19. Вибір схеми подрібнення I стадії.

На рисунках 19, 20 зображено трьохстадійну схему подрібнення, але в залежності від продуктивності фабрики та міцності руди студент може запропонувати чотирьохстадійну схему. В цьому випадку в першій стадії подрібнення приймають стержневий млин, який буде працювати в відкритому циклі. Злив млина буде направлятися на другу стадію подрібнення, в якій млин працює в замкнутому циклі з класифікатором.

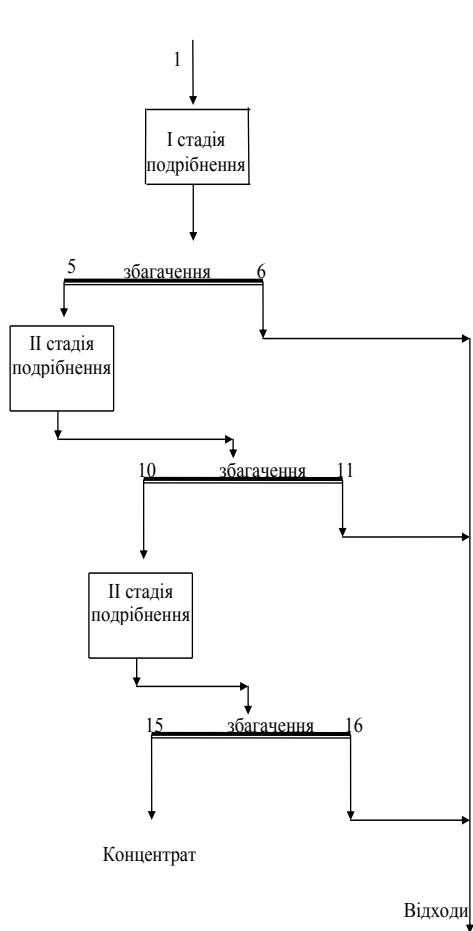


Рис. 19. Принципова схема збагачення корисної копалини

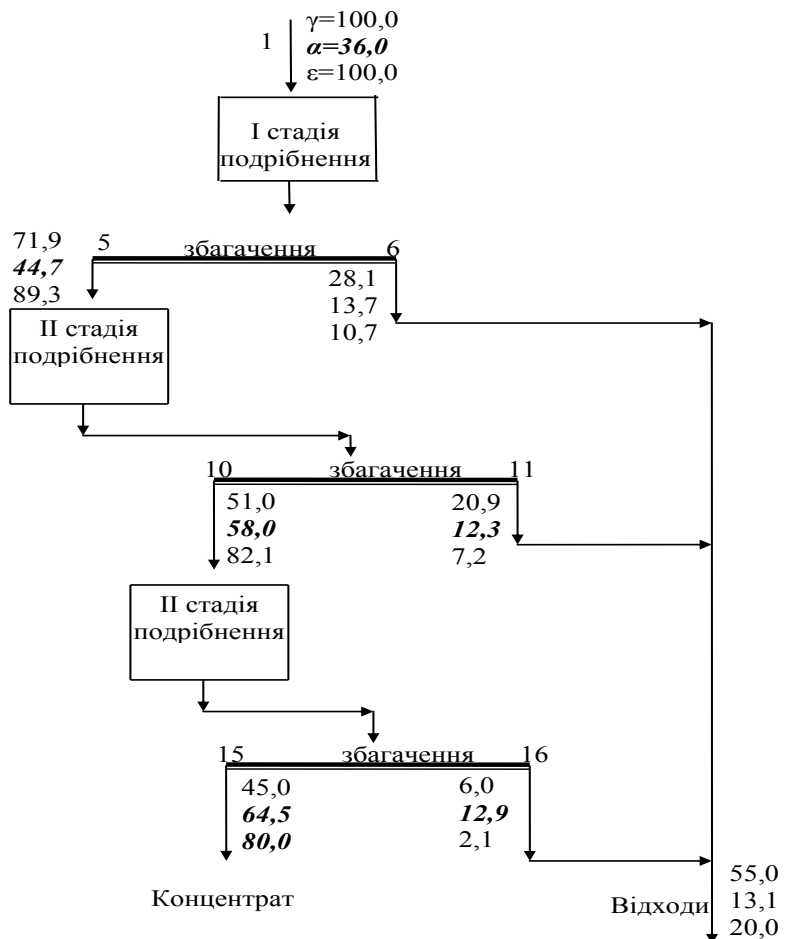


Рис. 20. Якісно-кількісна схема збагачення
*Курсивом показані вихідні дані для розрахунку схеми

В даному випадку річна продуктивність фабрики (9,0 млн. т./рік) відносно невелика і можливо прийняти трьохстадійну схему подрібнення.

Устаткування для класифікації та її вид (попередня або контрольна) залежать від максимального розміру частинок руди в живленні та вмісту в ньому готового класу. Руду в якій знаходяться частинки великі за розміром неможна завантажувати ні в механічні класифікатори, ні тим паче подавати в гідроциклон. Продукт, який має невелику кількість готового класу, також недоцільно подавати на попередню класифікацію.

Попередня класифікація перед I-ою стадією подрібнення використовується дуже рідко та лише в випадку, коли крупність руди не перевищує 6...8 мм і в ній знаходиться не менше 15% готового класу. В другій та наступних стадіях подрібнення зазвичай приймають схему з попередньою класифікацією.

Таким чином в I стадії подрібнення необхідно прийняти контрольну класифікацію на механічному класифікаторі, у якого непогружена спіраль (механічний класифікатор – в живленні знаходяться частинки з розміром 5...6 мм; непогружена спіраль – відносно грубий злив класифікатора). На рис. 21 зображена принципова схема I ст. подрібнення.

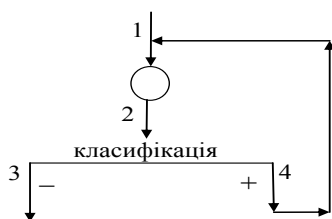


Рис. 21. Принципова схема I стадії подрібнення

20. Розрахунок циркуляційного навантаження в I стадії.

Згідно заданих умов: $\beta_2^{-0,074}=30,0\%$ (вміст класу $-0,074$ мм в зливні млина I стадії); $\beta_3^{-0,074}=58,0\%$ (вміст класу $-0,074$ мм в зливні класифікатора I стадії); $\beta_4^{-0,074}=10,0\%$ (вміст класу $-0,074$ мм в пісках класифікатора I стадії).

Основні рівняння збагачення для першої стадії подрібнення мають вигляд:

$$\begin{cases} \gamma_2 = \gamma_3 + \gamma_4 \\ \beta_2^{-0,074} \gamma_2 = \beta_3^{-0,074} \gamma_3 + \beta_4^{-0,074} \gamma_4 \end{cases};$$

де γ_2 – вихід зливу млина, %; γ_3 – вихід зливу класифікатора, %; γ_4 – вихід пісків класифікатора (циркуляційне навантаження), %.

Згідно схеми: $\gamma_2 = \gamma_4 + \gamma_1$; і в сталому режимі $\gamma_3 = \gamma_1$.

Зробивши відповідну заміну в рівнянні балансу готового класу, отримуємо наступне рівняння: $\beta_2^{-0,074} \gamma_1 + \beta_2^{-0,074} \gamma_4 = \beta_3^{-0,074} \gamma_1 + \beta_4^{-0,074} \gamma_4$.

Рішення відносно γ_4 має вигляд: $\gamma_4 = \gamma_1 \frac{\beta_3^{-0,074} - \beta_2^{-0,074}}{\beta_2^{-0,074} - \beta_4^{-0,074}}$.

Підставивши відповідні значення, отримуємо $\gamma_4 = 140\%$ ($c_l = 140\%$).

21. Розрахунок продуктивності млина.

Продуктивність барабанних млинів розраховується за методом подібності, тобто виходячи з практичних даних, щодо роботи млинів на збагачувальних фабриках в умовах близьких до оптимальних. При цьому враховується різниця в подрібнюваності руди, крупності початкового та вихідного продукту, розміру та способу розвантаження млина.

Розрахунок виконується за питомою продуктивністю, чи за ефективністю подрібнення.

Виконаємо розрахунок продуктивності млина за питомою продуктивністю, приймаючи за розрахунковий клас $-0,074$ мм.

а) Вибираємо еталонний млин з відомими даними, щодо його роботи та технологічних характеристик.

Із додатку Р вибираємо еталонний млин МШР – 3,6x4, що працює на Центральному ГЗК. Технологічні характеристики млина наступні: частота обертання млина 18,1 об/хв., що складає 78,5% від критичної; питома продуктивність за класом $-0,074$ мм – 1,6 т/м³·год; вміст класу $-0,074$ мм в продукті подрібнення – 58%; ступінь заповнення млина тілами – 44,0%, крупність живлення – 25...0 мм.

В І стадії подрібнення приймаємо до встановлення млин МШР – 4x5: частота обертання млина 17,4 об/хв., що складає 79,9% від критичної; вміст класу $-0,074$ мм в продукті подрібнення – 58%; ступінь заповнення млина тілами – 45,0%, крупність живлення – 16...0 мм.

б) Розраховуємо питому продуктивність млина, що проектується.

Питома продуктивність млина, який намічено застосувати, визначиться за рівнянням (16):

$$q = q_E \cdot k_n \cdot k_K \cdot k_T \cdot k_\phi \cdot k_\phi \cdot k_L \cdot k_D;$$

де q , q_E – питома продуктивність відповідно прийнятого та еталонного млина, т/(м³·год); k_n , k_K , k_T , k_ϕ , k_ϕ , k_L , k_D – поправочні коефіцієнти, які враховують відповідно показник подрібнюваності руди в порівнянні з еталонною (k_n визначається експериментально, а в нашому випадку береться із початкових умов); крупність руди, яка підлягає подрібненню; тип млина; частоту обертання млина; ступінь заповнення млина тілами для подрібнення; довжину та діаметр млина.

Згідно табл. 7 коефіцієнт $k_T = 1,0$.

Коефіцієнт крупності (k_K) визначається за виразом: $k_K = m / m_E$;

де m , m_E – відносна продуктивність відповідно прийнятого та еталонного млина, значення якого знаходиться із табл. 8, виходячи із крупності початкового матеріалу та продукту подрібнення. Згідно табл. 8, для еталонного млина $m_E = 0,9$; для прийнятого млина – $m = 0,963$ (при крупності початкового продукту: $-16,0$ мм, продукту подрібнення 58% класу $-0,074$ мм (злив класифікатора І стадії)). Звідси:

$$k_K = m / m_E = \frac{0,963}{0,9} = 1,07.$$

Коефіцієнт k_ϕ , який враховує різницю в ступені завантаження млина тілами для подрібнення, визначається за виразом (19):

$$k_{\phi} = \frac{\phi}{\phi_E} \cdot \frac{1,07 - \phi}{1,07 - \phi_E} = \frac{0,45}{0,44} \cdot \frac{1,07 - 0,45}{1,07 - 0,44} = 1,006.$$

Коефіцієнт k_{ϕ} , який враховує різницю в частоті обертання млина обчислюють за виразом (18): $k_{\phi} = \phi / \phi_E$; $k_{\phi} = 79,9 / 78,5 = 1,02$

Коефіцієнт k_L , який враховує різницю діаметру млина обчислюють за виразом (20):

$$k_L = \left(\frac{L}{L_E} \right)^{0,15}; \quad k_L = \left(\frac{5}{4} \right)^{0,15} = 1,03;$$

Коефіцієнт k_D обчислюють за виразом (21): $k_D = \sqrt{\frac{D - 2\delta}{D_E - 2\delta_E}}$; $k_D = \sqrt{\frac{4 - 2 \cdot 0,12}{3,6 - 2 \cdot 0,11}} = 1,055$

Тоді питома продуктивність млина становитиме:

$$q = 1,6 \cdot 0,95 \cdot 1,07 \cdot 1,0 \cdot 1,006 \cdot 1,02 \cdot 1,03 \cdot 1,055 = 1,81 \text{ (т/м}^3 \cdot \text{год.)}$$

в) визначаємо об'єм млина згідно виразу (23):

$$V = \pi \frac{(D - 2\delta)^2}{4} L; \quad V = 3,14 \frac{(4 - 2 \cdot 0,12)^2}{4} 5,0 = 55,49 \text{ (м}^3\text{)}.$$

г) обчислимо продуктивність млина:

$$Q_M = \frac{V \cdot q}{(\beta_K - \beta_{II})}; \quad Q_M = \frac{55,49 \cdot 1,81}{(0,58 - 0,08)} = 171,4 \text{ (т/год.)}$$

Приймаємо до установки млин МШР – 4х5. (зазвичай продуктивність секцій збагачення лежить в межах 100...250 т/год, а тому якщо отримали продуктивність млина менше 100 т/год потрібно взяти більший типорозмір та повторити розрахунок).

Обчислимо необхідну кількість млинів в I стадії подрібнення на фабриці збагачення.

$$n = \frac{Q_c}{Q_M} = \frac{1103}{170} = 6,5.$$

Кількість секцій на фабриці збагачення приймаємо рівній 7, а продуктивність кожної секції становитиме:

$$Q_c = \frac{Q_c}{n} = \frac{1103}{7} = 158 \text{ (т/год.)}$$

22. Вибір та розрахунок апарату для класифікації в I стадії подрібнення.

Приймаємо у вигляді класифікуючого апарату – класифікатор спіральний з непогруженою спіраллю. Обчислимо діаметр спіралі виходячи з виразу (26).

$$D = 1,765 \sqrt{\frac{Q}{4,55 m k_{\beta} k_{\delta} k_c k_{\alpha}}}.$$

Для чого спочатку знайдемо значення коефіцієнтів k_{β} , k_{δ} , k_{α} та k_c .

$k_{\beta} = 1,58$ (згідно табл. 9).

Щоб знайти k_c задаємося спочатку значенням вмісту твердого в пульпі, який нам необхідно отримати ($q_{m6} = 45\%$). Знаючи q_{m6} та $q_{2,7}$ (для наших умов 31,75%, див. табл. 9) з табл. 11 знаходимо k_c . Питому густину руди можливо обчислити користуючись рівнянням (29):

$$\delta_p = \frac{\delta_m \delta_n}{\delta_m - \alpha_m (\delta_m - \delta_n)},$$

де δ_p , δ_m , δ_n – питома густина, відповідно частинки руди, корисного мінералу та породи, кг/м³; α_m – вміст корисного мінералу, в д.о. (знаходиться із виразу $\alpha_m = \frac{\beta_{II}}{\beta_T}$, де β_{II} – вміст заліза в продукті збагачення; β_T – теоретичний вміст заліза в мінералі). При збагаченні магнетитової руди корисним мінералом являється магнетит з питомою густиною 5000 кг/м³.

При збагаченні магнетитової руди корисним мінералом являється магнетит з питомою густиною 5000 кг/м³.

$$\alpha_m = \frac{\beta_{II}}{\beta_T} = \frac{35,5}{72} = 0,5; \quad \delta_p = \frac{\delta_m \delta_n}{\delta_m - \alpha_m (\delta_m - \delta_n)} = \frac{5,0 \cdot 2,7}{5,0 - 0,5(5,0 - 2,7)} = 3,51 \left(\frac{m}{m^3} \right).$$

Тоді $k_c=1,55$; $k_s = \frac{5,0}{2,7} = 1,85$.

Приймаємо кут нахилу дна класифікатора 15° і згідно табл. 10 $k_a=1,1$.

Тепер отримаємо діаметр спіралі $D = 1,765 \sqrt{\frac{158}{4,55 \cdot 1,58 \cdot 1,85 \cdot 1,51 \cdot 1,1}} = 3,0$ (м).

Перевіримо класифікатор, щодо продуктивності за пісками, якщо частота обертання спіралей 2 об/хв: $Q_n = 5,45 m k_a D^3 n \left(\frac{\delta_{ms}}{2,7} \right) = 5,45 \cdot 1,1 \cdot 3^3 \cdot 2 \cdot \left(\frac{3,5}{2,7} \right) = 380$ (т/год).

Циркуляційне навантаження, згідно нашим розрахункам, в першій стадії становить $\gamma_4 = 140\%$. Таким чином $Q_4 = \gamma_4 \cdot Q_c = 1,4 \cdot 158 = 224 \left(\frac{m}{год} \right)$, $224 < 380$, а тому приймаємо до установки ІКСН–30.

23. На рис. 22 зображена принципова схема ІІ ст. подрібнення.

24. Розрахунок циркуляційного навантаження в ІІ стадії.

Згідно заданих умов: $\beta_1^{-0,074} = 58,0\%$ (вміст класу $-0,074$ мм в зливні класифікатору І стадії); $\beta_2^{-0,074} = 80,0\%$ (вміст класу $-0,074$ мм в зливні класифікатора ІІ стадії); $\beta_3^{-0,074} = 29,3\%$ (вміст класу $-0,074$ мм в пісках класифікатору ІІ стадії).

Основні рівняння збагачення для другої стадії подрібнення мають вигляд:

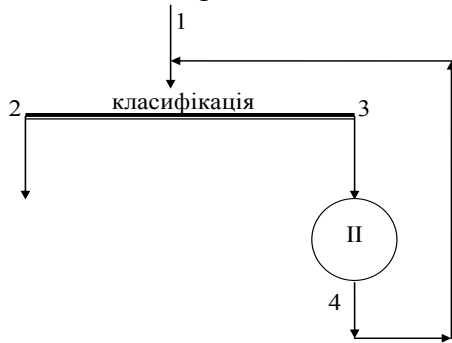


Рис. 22. Принципова схема ІІ стадії подрібнення

$$\begin{cases} \gamma_1 + \gamma_4 = \gamma_2 + \gamma_3 \\ \beta_1^{-0,074} \gamma_1 + \beta_4^{-0,074} \gamma_4 = \beta_3^{-0,074} \gamma_3 + \beta_2^{-0,074} \gamma_2 \end{cases};$$

Зробивши відповідну заміну в рівнянні балансу готового класу, отримаємо остаточне рівняння, рішення якого дає значення циркуляційного навантаження, для наших умов $\gamma_3 = 252,9\%$ ($c_2 = 252,9\%$).

25. Розрахунок млина для другої стадії виконується аналогічно, як і для першої, але за базовий беруть млин, який працює в другій стадії.

Візьмемо за базовий млин, той який працює на Південному ГЗК–1 МШЦ–3,6x4,0. Технологічні характеристики млина наступні: частота обертання млина 18,1 об/хв., що складає 78,5% від критичної; питома продуктивність за класом $-0,074$ мм – 0,84 т/м³·год; вміст класу $-0,074$ мм в продукті подрібнення – 81%; ступінь заповнення млина тілами для подрібнення – 41,0%.

Продуктивність млина в другій стадії повинна складати:

$$Q_M'' = Q_c \cdot \gamma_5 = 158 \cdot 0,72 = 113,8 \text{ (т/год)}.$$

Приймаємо до установки в ІІ стадії подрібнення млин МШЦ – 4,5x6; частота обертання млина 16,5 об/хв., що складає 80,4% від критичної; вміст класу $-0,074$ мм в продукті подрібнення – 80%; ступінь заповнення млина тілами – 42,0%, крупність живлення – 58% класу $-0,074$ мм, товщина футерівки – 120 мм.

Питома продуктивність млина визначається за тим же рівнянням (16). Значення коефіцієнтів для нього становитиме: $k_n = 0,95$; $k_T = 1,0$; $k_K = m/m_E = \frac{0,9}{0,9} = 1,0$; ($de m = 0,9$;

$m_E = 0,9$ – із табл. 8.); $k_\phi = 1,009$; $k_\phi = 1,024$; $k_L = 1,063$; $k_D = 1,123$.

Тоді $q'' = 0,84 \cdot 0,95 \cdot 1,0 \cdot 1,0 \cdot 1,009 \cdot 1,024 \cdot 1,063 \cdot 1,123 = 0,984$ (т/м³·год).

Об'єм млина ІІ стадії згідно виразу (23): $V'' = 3,14 \frac{(4,5 - 2 \cdot 0,12)^2}{4} 6,0 = 85,47$ (м³),

$$\text{а його продуктивність} \cdot Q_m'' = \frac{85,47 \cdot 0,984}{(0,80 - 0,58)} = 382 \text{ (т/год)}.$$

Як бачимо ця продуктивність набагато перевищує задану, а тому перерахуємо продуктивність на менший типорозмір.

Прийmemo млин МШЦ – 3,6x5,5; частота обертання млина 18,1 об/хв., що складає 78,7% від критичної; вміст класу –0,074 мм в продукті подрібнення – 80%; ступінь заповнення млина тілами – 42,0%, крупність живлення – 58% класу –0,074 мм, товщина футерівки – 110 мм.

Значення коефіцієнтів для нього становитиме:

$$k_n = 0,95; k_T = 1,0; k_K = 1,0; k_\phi = 1,009; k_\phi = 1,0; k_L = 1,05; k_D = 1,0.$$

$$\text{Тоді } q'' = 0,84 \cdot 0,95 \cdot 1,0 \cdot 1,0 \cdot 1,009 \cdot 1,0 \cdot 1,05 \cdot 1,0 = 0,845 \text{ (т/м}^3 \cdot \text{год)}.$$

$$\text{Об'єм млина II стадії} - V'' = 3,14 \frac{(3,6 - 2 \cdot 0,11)^2}{4} 5,5 = 49,32 \text{ (м}^3\text{)},$$

$$\text{його продуктивність} \cdot Q_m'' = \frac{49,32 \cdot 0,845}{(0,80 - 0,58)} = 189,43 \text{ (т/год)}.$$

Як бачимо ця продуктивність 1,65 раз перевищує задану, а тому перерахуємо продуктивність іще на менший типорозмір.

Прийmemo млин МШЦ – 3,2x4,5; частота обертання млина 19,8 об/хв., що складає 81,0% від критичної; вміст класу –0,074 мм в продукті подрібнення – 80%; ступінь заповнення млина тілами – 42,0%, крупність живлення – 58% класу –0,074 мм, товщина футерівки – 105 мм.

Значення коефіцієнтів для нього становитиме:

$$k_n = 0,95; k_T = 1,0; k_K = 1,0; k_\phi = 1,009; k_\phi = 1,03; k_L = 1,02; k_D = 0,94.$$

$$\text{Тоді } q'' = 0,84 \cdot 0,95 \cdot 1,0 \cdot 1,0 \cdot 1,009 \cdot 1,03 \cdot 1,02 \cdot 0,94 = 0,795 \text{ (т/м}^3 \cdot \text{год)}.$$

$$\text{Об'єм млина II стадії} - V'' = 3,14 \frac{(3,2 - 2 \cdot 0,105)^2}{4} 4,5 = 31,58 \text{ (м}^3\text{)},$$

$$\text{його продуктивність} \cdot Q_m'' = \frac{31,58 \cdot 0,795}{(0,80 - 0,58)} = 114,1 \text{ (т/год)}.$$

Як бачимо продуктивність млина МШЦ – 3,2x4,5 становитиме 114,1 т/год, що більше необхідної (113,8 т/год). А тому приймаємо до установки в II стадії подрібнення млин МШЦ – 3,2x4,5.

26. Розрахунок гідроциклону для другої стадії подрібнення.

Визначаємо номінальну крупність матеріалу злива d_n за таблицею 12 ($d_n = 0,14$ мм).

Згідно вказівок на стр. 27 вибираємо типорозмір гідроциклону ГЦ–100, як найбільш розповсюджений для другої стадії подрібнення.

Визначаємо приблизну максимальну продуктивність одного гідроциклону згідно його стандартних розмірів ($P_0 = 0,1$ МПа) за виразом (29):

$$V_n = 3k_\alpha k_D d_{жс} d \sqrt{P_0}$$

де k_α – коефіцієнт, який враховує кут конусності гідроциклону (приймаємо $\alpha = 20^\circ$, тоді $k_\alpha = 1,0$); $d_{жс}$ – діаметр (еквівалентний) живильного отвору, см (згідно табл. 13 $d_{жс} = 21$ см); d – діаметр зливного патрубку, см (згідно табл. 13 $d = 25$ см); P_0 – робочий тиск пульпи на вході в гідроциклон, МПа; k_D – поправочний коефіцієнт на діаметр гідроциклону, визначається за виразом(30):

$$k_D = 0,8 + \frac{1,2}{1 + 0,1D} = 0,8 + \frac{1,2}{1 + 0,1 \cdot 100} = 0,91$$

$$V_n = 3 \cdot 1,0 \cdot 0,91 \cdot 21 \cdot 25 \sqrt{0,1} = 453,2 \text{ (м}^3\text{/год)}.$$

Обчислюється продуктивність гідроциклону за твердим згідно розрахунку схеми збагачення: $Q_{ци} = Q_c \cdot \gamma_5 (1 + c_2) = 158 \cdot 0,72 \cdot (1 + 2,529) = 401,5 \text{ (т/год)}$.

Вміст твердого в пісках гідроциклону ($\beta_n^{m\epsilon}$) задається в залежності від крупності зливу ($\beta_3^{-0,074}$), згідно табл. 14 ($\beta_n^{m\epsilon}=71\%$).

Питома густина руди обчислюється за допомогою відомого рівняння:

$$\delta_p = \frac{\delta_m \delta_n}{\delta_m - \alpha_m (\delta_m - \delta_n)} = \frac{5,0 \cdot 2,7}{5,0 - 0,62 \cdot (5,0 - 2,7)} = 3,77 \left(\frac{m}{m^3} \right) \text{ (Пам'ятаємо, що } \alpha_m = \frac{\beta_{II}}{\beta_T} \text{)}.$$

Вміст твердого в живленні апаратів для гідравлічної класифікації зазвичай становить 30...50% [1]. Прийmemo вміст твердого в живленні гідроциклону ($\beta_{жс}^{m\epsilon}$) рівним 40%.

$$\text{Тоді об'єм води в живленні складатиме: } V_e = \frac{Q_{зц} (1 - \beta_{жс}^{m\epsilon})}{\Delta_e \beta_{жс}^{m\epsilon}},$$

де V_e – об'єм води, m^3 ; $Q_{зц}$ – продуктивність гідроциклону за твердим, т/год; Δ_e – питома густина води, $г/м^3$.

$$V_e = \frac{Q_{зц} (1 - \beta_{жс}^{m\epsilon})}{\Delta_e \beta_{жс}^{m\epsilon}} = \frac{401,5 \cdot (1 - 0,40)}{1,0 \cdot 0,40} = 602,25 \left(\frac{m^3}{год} \right).$$

$$\text{Продуктивність за пульпою складатиме: } V_n = V_e + \frac{Q_{зц}}{\delta_p} = 602,25 + \frac{401,5}{3,77} = 708,7 \left(\frac{m^3}{год} \right).$$

Так як у нас об'єм пульпи практично в два рази більше розрахованого за виразом (29), то необхідно прийняти до установки два гідроциклону ($n = 2$).

Визначаємо тиск пульпи на вході в гідроциклон:

$$P_0^o = \left(\frac{V}{3nk_\alpha k_D d_{жс} d} \right)^2 = \left(\frac{708,7}{3 \cdot 2 \cdot 1,0 \cdot 0,91 \cdot 21 \cdot 25} \right)^2 = 0,061 \text{ (МПа)}.$$

Перевіряється номінальна крупність зливу, яку може забезпечити вибраний гідроциклон:

$$d_n = 1,5 \sqrt{\frac{D d \beta_{жс}^{m\epsilon}}{\Delta k_D \sqrt{P_0^o} (\delta_p - \Delta_e)}} = 1,5 \sqrt{\frac{100 \cdot 25 \cdot 40,0}{25 \cdot 0,91 \cdot \sqrt{0,061} (3,77 - 1,0)}} = 120,2 \text{ (мкм)}$$

Отримана крупність менше, ніж задана ($d_n = 140$ мкм). Таким чином приймаємо в другій стадії подрібнення до установки у вигляді апарату для класифікації два гідроциклони ГЦ – 100.

Уточнюється діаметр піскової насадки, який повинен бути в межах від Δ_{min} до Δ_{max} (для ГЦ-100 $\Delta_{min} = 7,5$ см; $\Delta_{max} = 25$ см).

$$\Delta = \frac{2,25 D d \beta_{жс}^{m\epsilon}}{d_n^2 k_D \sqrt{P_0^o} (\delta_p - \Delta_e)} = \frac{2,25 \cdot 100 \cdot 25 \cdot 40}{140^2 \cdot 0,91 \cdot \sqrt{0,061} (3,77 - 1)} = 18,4 \text{ (см)}.$$

27. Принципова схема подрібнення в III стадії аналогічна, як і в II стадії (див. рис. 22.). Виконаємо розрахунок циркуляційного навантаження в III стадії.

Згідно заданих умов: $\beta_1^{-0,074} = 80,0\%$ (вміст класу $-0,074$ мм в зливів гідроциклону II стадії подрібнення); $\beta_2^{-0,074} = 95,0\%$ (вміст класу $-0,074$ мм в зливів гідроциклону III стадії); $\beta_3^{-0,074} = 74,0\%$ (вміст класу $-0,074$ мм в пісках гідроциклону III стадії).

Основні рівняння збагачення для третьої стадії подрібнення мають вигляд:

$$\begin{cases} \gamma_1 + \gamma_4 = \gamma_2 + \gamma_3 \\ \beta_1^{-0,074} \gamma_1 + \beta_4^{-0,074} \gamma_4 = \beta_3^{-0,074} \gamma_3 + \beta_2^{-0,074} \gamma_2 \end{cases};$$

Зробивши відповідну заміну в рівнянні балансу готового класу, отримаємо остаточне рівняння, рішення якого дає значення циркуляційного навантаження, для наших умов $\gamma_3 = 375,0\%$ ($c_3 = 375,0\%$).

28. Розрахунок млина для третьої стадії виконується аналогічно наведеним вище.

Візьmemo за базовий млин, той який працює на Південному ГЗК-1 МШЦ-3,6x4,0. Технологічні характеристики млина наступні: частота обертання млина 18,1 об/хв., що

складає 78,5% від критичної; питома продуктивність за класом $-0,074$ мм – $0,28$ т/м³·год; вміст класу $-0,074$ мм в продукті подрібнення – 95%; ступінь заповнення млина тілами для подрібнення – 40,0%.

Продуктивність млина в третій стадії повинна складати:

$$Q_M^{II} = Q_c \cdot \gamma_5 = 158 \cdot 0,51 = 80,6 \text{ (т/год)}.$$

Приймаємо до установки в III стадії подрібнення млин МШЦ – 4,5х6; частота обертання млина 16,5 об/хв., що складає 80,4% від критичної; вміст класу $-0,074$ мм в продукті подрібнення – 95%; ступінь заповнення млина тілами – 42,0%, крупність живлення – 80,0% класу $-0,074$ мм, товщина футерівки – 120 мм.

Питома продуктивність млина визначається за тим же рівнянням (16). Значення коефіцієнтів для нього становитиме: $k_n = 0,95$; $k_T = 1,0$; $k_K = m/m_E = \frac{0,92}{0,92} = 1,0$;

(де $m=0,92$; $m_E=0,92$ – із табл. 8.); $k_\phi = 1,009$; $k_\phi = 1,024$; $k_L = 1,063$; $k_D = 1,123$.

$$\text{Тоді } q^{III} = 0,28 \cdot 0,95 \cdot 1,0 \cdot 1,0 \cdot 1,009 \cdot 1,024 \cdot 1,063 \cdot 1,123 = 0,328 \text{ (т/м}^3 \cdot \text{год)}.$$

$$\text{Об'єм млина II стадії згідно виразу (23): } V^{III} = 3,14 \frac{(4,5 - 2 \cdot 0,12)^2}{4} 6,0 = 85,47 \text{ (м}^3\text{)}, \text{ а}$$

$$\text{його продуктивність } Q_M^{III} = \frac{85,47 \cdot 0,984}{(0,95 - 0,8)} = 186,9 \text{ (т/год)}.$$

Як бачимо ця продуктивність набагато перевищує задану, а тому повторимо розрахунок на менший типорозмір.

Прийmemo млин МШЦ – 3,6х5,5; частота обертання млина 18,1 об/хв., що складає 78,7% від критичної; вміст класу $-0,074$ мм в продукті подрібнення – 80%; ступінь заповнення млина тілами – 42,0%, крупність живлення – 58% класу $-0,074$ мм, товщина футерівки – 110 мм.

Значення коефіцієнтів для нього становитиме:

$$k_n = 0,95; k_T = 1,0; k_K = 1,0; k_\phi = 1,009; k_\phi = 1,0; k_L = 1,05; k_D = 1,0.$$

$$\text{Тоді } q^{III} = 0,28 \cdot 0,95 \cdot 1,0 \cdot 1,0 \cdot 1,009 \cdot 1,0 \cdot 1,05 \cdot 1,0 = 0,282 \text{ (т/м}^3 \cdot \text{год)}.$$

$$\text{Об'єм млина II стадії } - V^{III} = 3,14 \frac{(3,6 - 2 \cdot 0,11)^2}{4} 5,5 = 49,32 \text{ (м}^3\text{)},$$

$$\text{його продуктивність } Q_M^{III} = \frac{49,32 \cdot 0,282}{(0,95 - 0,8)} = 92,7 \text{ (т/год)}.$$

Як бачимо, ця продуктивність не набагато перевищує задану, але для повної впевненості перерахуємо продуктивність іще на менший типорозмір.

Прийmemo млин МШЦ – 3,2х4,5; частота обертання млина 19,8 об/хв., що складає 81,0% від критичної; вміст класу $-0,074$ мм в продукті подрібнення – 80%; ступінь заповнення млина тілами – 42,0%, крупність живлення – 58% класу $-0,074$ мм, товщина футерівки – 105 мм.

Значення коефіцієнтів для нього становитиме:

$$k_n = 0,95; k_T = 1,0; k_K = 1,0; k_\phi = 1,009; k_\phi = 1,03; k_L = 1,02; k_D = 0,94.$$

$$\text{Тоді } q^{III} = 0,28 \cdot 0,95 \cdot 1,0 \cdot 1,0 \cdot 1,009 \cdot 1,03 \cdot 1,02 \cdot 0,94 = 0,265 \text{ (т/м}^3 \cdot \text{год)}.$$

$$\text{Об'єм млина II стадії } - V^{III} = 3,14 \frac{(3,2 - 2 \cdot 0,105)^2}{4} 4,5 = 31,58 \text{ (м}^3\text{)},$$

$$\text{його продуктивність } Q_M^{III} = \frac{31,58 \cdot 0,282}{(0,95 - 0,8)} = 55,8 \text{ (т/год)}.$$

Продуктивність млина МШЦ – 3,2х4,5 становитиме 55,8 т/год, що набагато менше необхідної – 80,6 т/год., а тому приймаємо до установки в III стадії подрібнення млин МШЦ – 3,6х5,5.

29. Розрахунок гідроциклону для третьої стадії подрібнення.

Визначаємо номінальну крупність матеріалу злива d_n за табл. 12 ($d_n = 0,074$ мм).

Згідно вказівок на стр. 27 вибираємо гідроциклон ГЦ-50.

Визначаємо приблизну максимальну продуктивність одного гідроциклону згідно його стандартних розмірів ($P_0 = 0,1$ МПа) за виразом (29): $V_n = 3k_\alpha k_D d_{жс} d \sqrt{P_0}$

де k_α – коефіцієнт, який враховує кут конусності гідроциклону (приймаємо $\alpha = 20^\circ$, тоді $k_\alpha = 1,0$); $d_{жс}$ – діаметр (еквівалентний) живильного отвору, см (згідно табл. 13 $d_{жс} = 13$ см); d – діаметр зливного патрубку, см (згідно табл. 13 $d = 16$ см); P_0 – робочий тиск пульпи на вході в гідроциклон, МПа; k_D – поправочний коефіцієнт на діаметр гідроциклону, визначається за виразом (30):

$$k_D = 0,8 + \frac{1,2}{1 + 0,1D} = 0,8 + \frac{1,2}{1 + 0,1 \cdot 50} = 1,0$$

$$V_n = 3 \cdot 1,0 \cdot 1,0 \cdot 13 \cdot 16 \sqrt{0,1} = 197,3 \text{ (м}^3/\text{год)}.$$

Обчислюється продуктивність гідроциклону за твердим згідно розрахунку схеми збагачення: $Q_{цц} = Q_c \cdot \gamma_{10} (1 + c_3) = 158 \cdot 0,51 \cdot (1 + 3,75) = 382,8$ (т/год).

Вміст твердого в пісках гідроциклону (β_n^{m6}) задається в залежності від крупності зливу (β_3^{-74}), згідно табл. 14 ($\beta_n^{m6} = 67\%$).

Питома густина руди обчислюється за допомогою відомого рівняння:

$$\delta_p = \frac{\delta_m \delta_n}{\delta_m - \alpha_m (\delta_m - \delta_n)} = \frac{5,0 \cdot 2,7}{5,0 - 0,806 \cdot (5,0 - 2,7)} = 4,23 \left(\frac{m}{m^3} \right)$$

Прийемо вміст твердого в живленні гідроциклону ($\beta_{жс}^{m6}$) рівним 37%.

$$\text{Тоді об'єм води в живленні складатиме: } V_в = \frac{Q_{цц} (1 - \beta_{жс}^{m6})}{\Delta_в \beta_{жс}^{m6}},$$

де $V_в$ – об'єм води, м³; $Q_{цц}$ – продуктивність гідроциклону за твердим, т/год; $\Delta_в$ – питома густина води, т/м³.

$$V_в = \frac{Q_{цц} (1 - \beta_{жс}^{m6})}{\Delta_в \beta_{жс}^{m6}} = \frac{405,5 \cdot (1 - 0,37)}{1,0 \cdot 0,37} = 651,7 \left(\frac{m^3}{год} \right).$$

$$\text{Продуктивність за пульпою складатиме: } V_n = V_в + \frac{Q_{цц}}{\delta_p} = 651,7 + \frac{382,8}{4,23} = 740,9 \left(\frac{m^3}{год} \right)$$

Так як у нас об'єм пульпи практично в чотири рази більше розрахованого за виразом (29), то необхідно прийняти до установки чотири гідроциклони ($n = 4$).

Визначаємо тиск пульпи на вході в гідроциклон:

$$P_0^o = \left(\frac{V}{3nk_\alpha k_D d_{жс} d} \right)^2 = \left(\frac{740,9}{3 \cdot 4 \cdot 1,0 \cdot 1,0 \cdot 13 \cdot 16} \right)^2 = 0,088 \text{ (МПа)}.$$

Перевіряється номінальна крупність зливу, яку може забезпечити вибраний гідроциклон:

$$d_n = 1,5 \sqrt{\frac{D d \beta_{жс}^{m6}}{\Delta k_D \sqrt{P_0^o} (\delta_p - \Delta_в)}} = 1,5 \sqrt{\frac{50 \cdot 16 \cdot 37,0}{15 \cdot 0,91 \cdot \sqrt{0,088} (4,23 - 1,0)}} = 68,05 \text{ (мкм)}$$

Отримана крупність менше, ніж задана ($d_n = 74$ мкм). Таким чином приймаємо в третій стадії подрібнення до установки у вигляді апарату для класифікації чотири гідроциклони ГЦ – 50.

Уточнюється діаметр піскової насадки, який повинен бути в межах від Δ_{min} до Δ_{max} (для ГЦ-50 $\Delta_{min} = 4,8$ см; $\Delta_{max} = 15$ см).

$$\Delta = \frac{2,25 D d \beta_{жс}^{m6}}{d_n^2 k_D \sqrt{P_0^o} (\delta_p - \Delta_в)} = \frac{2,25 \cdot 50 \cdot 16 \cdot 37}{74^2 \cdot 0,91 \cdot \sqrt{0,088} (4,23 - 1,0)} = 13,9 \text{ (см)}.$$

30. Зводимо все вибране устаткування для дроблення, подрібнення та класифікації в таблиці.

Таблиця 15

Технічні дані дробарок

Стадія дроблення	Ступінь дроблення.	Тип дробарки	Ширина розвантажувального отвору, мм	Продуктивність, т/год.
I	4,1	ККД-1200/150	140	1103
II	3,2	КСД-2200Гр	30	830
III	5,37	КМД-2200Т1	8	364,5

Таблиця 16

Технічні дані грохотів

Стадія дроблення	Вид грохочення	Тип грохоту	Розмір решета В x L, м	Розмір отвору решета, мм	Продуктивність, т/год.
I	попереднє	колосниковий	2,5 x 5,0	140	4200
III	комбіноване (попереднє + контрольне)	ГІВ-71Н	2,5 x 5	16	1230

Таблиця 17

Технічні дані млинів

Стадія подрібнення	Тип млина	Частота обертання, хв. ⁻¹	Товщина футерівки, мм	Ступінь заповнення тілами, %	Продуктивність, т/год.
I	МШР-4x5	17,4	120	45	171,4
II	МШЦ-3,2x4,5	19,8	105	42	114,1
III	МШЦ-3,6x5,5	18,1	110	42	92,7

Таблиця 18

Технічні дані устаткування для класифікації

Стадія подрібнення	Тип устаткування для класифікації	Діаметр спіралі або гідроциклону, мм	Номінальна крупність зливу d_n , мкм	Тиск на вході гідроциклону, МПа	Діаметр піскової насадочки Δ , см	кількість, од.
I	ІКСН-30	3000	350	-	-	1
II	ГЦ-100	1000	140	0,061	18,4	2
III	ГЦ-50	500	74	0,088	13,9	4

Література.

1. **Серго Е.Е.** Дробление, измельчение и грохочение полезных ископаемых: Учебник для вузов. – М.: Недра, 1985. – 385 с.
2. **Разумов К.А., Перов В.А.** Проектирование обогатительных фабрик: Учебник для вузов. – 4-е изд., перераб. и доп. – М.: Недра, 1982. – 518 с.
3. **Перов В.А., Андреев Е.Е., Биленко Л.Ф.** Дробление, измельчение и грохочение полезных ископаемых: Учеб. пособие для вузов. – 4-е изд., перераб. и доп. – М.: Недра, 1990. – 301с.
4. Справочник по обогащению руд. Под. ред. О.С. Богданова. Т. 1 Подготовительные процессы. – М.: Недра, 1982. – 478 с.

Додаток А

ВИХІДНІ ДАНІ ДЛЯ РОЗРАХУНКУ КУРСОВОЇ РОБОТИ

"ВИБІР УСТАТКУВАННЯ ТА РОЗРАХУНОК СХЕМИ ДРОБЛЕННЯ І ПОДРІБНЕННЯ КОРИСНИХ КОПАЛИН"

Таблиця 1

Гранулометричний склад руди, яка поступає з рудника на фабрику дроблення

Клас крупності, мм	Номер характеристики крупності руди												
	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	
	вихід класів, %												
-1200	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100	–	–	–
-900	90	95	96	97	96	95	95	96	98	100	100	100	100
-700	60	85	92	90	85	80	80	85	92	92	96	95	95
-500	35	65	80	77	68	55	52	65	78	65	85	80	80
-300	15	35	60	55	45	20	20	40	55	32	60	45	45
-150	5	15	35	30	18	10	8	20	30	8	30	20	20

Таблиця 2

Вихідні дані для розрахунку схеми дроблення (ГТЯ)

№ п/п	Продуктивність фабрики дроблення, млн. т/рік	Розмір максимального куска в початковій руді, мм	Номер характеристики крупності початкової руди	Коефіцієнт міцності породи за Протод'яконовим	Крупність живлення млинів, мм
1	4	1000	7	13	12
2	5	1100	4	15	15
3	6	900	10	17	12
4	7	1000	8	19	18
5	8	1100	5	14	20
6	4,5	900	12	16	13
7	14	1200	1	18	22
8	9	1100	6	20	18
9	10	1200	2	13	16
10	6	900	11	15	14
11	8	1000	9	17	18
12	11	1200	1	19	18
13	12	900	11	12	16
14	13	1000	7	14	22
15	14	1100	4	16	20
16	15	1200	3	18	24
17	16	1000	8	20	13
18	18	1200	2	19	18
19	5	900	12	17	10
20	24	1200	2	15	22
21	30	1200	3	18	25
22	20	1200	1	15	20
23	25	1200	3	20	18
24	6	1000	7	16	16
25	5	900	10	12	15

Вихідні дані для розрахунку схеми дроблення (ГТЗ)

№ п/п	Продуктивність фабрики дроблення, млн. т/рік	Розмір максимального куска в початковій руді, мм	Номер характеристики крупності початкової руди	Коефіцієнт міцності породи за Протод'яконовим	Крупність живлення млинів, мм
1	28	1200	3	14	25
2	12	1200	1	16	18
3	7	900	11	18	14
4	9	1000	9	20	12
5	10	1100	4	17	14
6	11	1200	2	15	16
7	13	1100	5	16	20
8	16	1200	2	19	22
9	15	1000	8	13	15
10	19	1200	1	15	18
11	8	900	12	12	12
12	25	1200	3	17	18
13	5	900	10	19	16
14	21	1200	3	14	14
15	6	1000	7	20	20
16	20	1200	2	18	22
17	12	1100	6	16	20
18	11	1200	1	12	20
19	9	1000	7	14	15
20	17	1100	6	16	12
21	15	900	11	18	13
22	14	1200	2	20	18
23	10	900	12	19	16
24	19	1000	9	15	14
25	23	1200	3	14	12

Таблиця 3.

Вихідні дані для розрахунку схеми збагачення

№ п/п	Вміст корисної копалини, %						Вилучення корисної копалини в концентрат
	в початковому продукті	в прмпродукті I ст. збагачення	в прмпродукті II ст. збагачення	в кінцевому концентраті	в відходах II ст. збагачення	в відходах III ст. збагачення	
1	36	44,5	58	64	12,3	12,5	80
2	30	45	58,4	64,5	12,2	12,7	78
3	35	44,3	58,6	67	12,5	12,9	76
4	38	42	58,9	66	11	12,1	81
5	41	42	58,6	65,5	12,5	13,3	74
6	35	45,5	58,6	66,5	12,3	13,7	77
7	27	43,2	58,3	64	10,5	12,1	80
8	32	43,2	58,3	64	11,1	12,9	80
9	37	38,7	56,8	64,5	10,5	12,6	72
10	40	45,2	58,7	65	12,8	12,8	78
11	33	46,2	57,5	64,2	10,5	12,9	80
12	29	43,2	57,9	64,8	10,9	12,8	77
13	34	40,5	58	65,2	11,1	12,5	75
14	37	37,3	58,4	66,2	10,2	12,7	72
15	35	44,8	58,6	64,4	10,7	12,9	80
16	41	43,8	58,9	64,8	11,1	13,1	78
17	32	41,5	59,1	65,5	10,6	13,1	76
18	31	39,8	56,8	64,3	10,1	12,1	72
19	36	44,5	58,6	64,9	12,4	13,7	79
20	40	45	58,3	65,3	12,1	13,1	77
21	38	40,3	58,5	65,9	11,6	12,2	75
22	28	37	58,7	64,1	9,1	11,2	78
23	33	38,6	57,5	65,8	9,9	12,4	73
24	37	43,2	57,9	66,7	12,7	13,2	78
25	38	44,5	57,7	64,2	11,2	12,8	79

Таблиця 4

Вихідні дані для розрахунку циркуляційного навантаження щодо схем подрібнення

№ п/п	Вміст класу –0,074 мм в продуктах, %								
	в зливні млина			в зливні устаткування для класифікації			в пісках устаткування для класифікації		
	I ст	II ст	III ст	I ст	II ст	III ст	I ст	II ст	III ст
1	30	38	78	58	80	94	10	29,3	74
2	31	44	77,7	56	82	96	12	31	72
3	33	46	79,2	54	84	98	14	33	74
4	28	48	79,5	52	86	96	9	35	76
5	31	46	84	54	79	97	12	37	78
6	32	50	85	57	81	98	15	39	80
7	31	52	74	55	83	93	12	41	71
8	29	56	76	53	85	93	13	43	73
9	32	44	81	51	78	94	17	30	75
10	35	42	82,3	59	80	95	14	32	77
11	31	47	83	54	82	93	13	34	79
12	30	49	77	52	84	94	15	36	74
13	32	51	74,6	53	86	95	14	38	72
14	34	50	78,8	57	79	96	12	40	74
15	33	45	80,4	55	81	92	15	31	76
16	29	51	81,7	53	83	93	9	33	78
17	27	52	83,4	51	85	95	11	35	80
18	31	45	76,2	60	78	94	12	37	71
19	33	49	77,5	56	80	95	14	39	73
20	32	52	79	55	82	96	15	41	75
21	33	56	81,6	57	84	95	15	43	77
22	29	45	82	52	86	94	14	30	79
23	28	42	79,7	54	79	95	9	32	74
24	32	47	81	57	81	97	11	34	76
25	29	50	81	55	83	94	14	36	78

Додаток Б.

Технічна характеристика щоківих дробарок

Показники	Дробарки з складним ходом щоки				Дробарки з простим ходом щоки				
	ЩДС І- 2,5×4	ЩДС І- 2,5×9	ЩДС І- 4×9	ЩДС ІІ- 6×9	ЩДП - 6×9	ЩДП - 9×12	ЩДП - 12×15	ЩДП - 15×21	ЩДП - 21×25
Розмір завантажувального отвору, мм:									
ширина В	250	250	400	600	600	900	1200	1500	2100
довжина L	400	900	900	900	900	1200	1500	2100	2500
Ширина розвантажувального зазору, номінальна, мм	40	40	65	100	120	130	155	180	250
Діапазон регулювання розвантажувального зазору, мм	±20	±20	±25	±25	±40	±35	±40	±45	±60
Частота обертання головного валу, об ⁻¹	275	280	290	250	–	200	150 (170)	125 (140)	–
Продуктивність, м ³ /год	10	18	30	60	70	180	280 (310)	550 (600)	750
Потужність електродвигуна, кВт	17	37	45	75	75	90	160	250	500
Вага без електроустаткування, кг	2500	8000	12000	20000	24300	69500	140700	250000	500000

Додаток В.

Технічна характеристика конусних дробарок для крупного дроблення

Показники	Дробарки з гідравлічним регулюванням зазору					Дробарки редуційні з гідравлічним регулюванням зазору	
	ККД–500/75	ККД–900/140	ККД–1200/150	ККД–1500/160–250	ККД–1500/180	КРД–500/75	КРД–900/100
Діаметр основи конуса дроблення, мм	1200	1700	1900	2900	2520	2040	2340
Ширина завантажувального отвору, мм:	500	900	1200	1500	1500	700	900
Ширина розвантажувального зазору, номінальна, мм	75	140	150	200	180	75	100
Діапазон регулювання розвантажувального зазору, мм	±15	110 – 160	±30	160 – 250	160 – 200	±15	±20
Продуктивність, м ³ /год	200	420	680	1850	1450	400	680
Потужність електродвигуна, кВт	110	250	320	2×320	400	250	400
Вага без електроустаткування, кг	41250	148340	240000	520700	403200	137500	254100

Додаток Д.

Технічна характеристика конусних дробарок для середнього дроблення

Показники	КСД-600Гр	КСД-900Гр	КСД-1200Гр	КСД-1200Т	КСД-1750Гр	КСД-1750Т	КСД-2200Гр	КСД-2200Т	КСД-3000Т
Діаметр основи конуса дроблення, мм	600	900	1200	1200	1750	1750	2200	2200	3000
Ширина завантажувального отвору, мм:	75	130	185	125	250	200	350	275	475
Ширина розвантажувального зазору, мм	12 – 25	15 – 40	20 – 50	10 – 25	25 – 60	15 – 30	30 – 60	15 – 30	25 – 50
Довжина паралельної зони, мм	50	70	110	–	130	180	150	250	–
Найбільший розмір кусків в живленні, мм	65	110	160	110	220	180	310	250	425
Продуктивність, м ³ /год	19 – 40	30 – 70	77 – 115	42 – 95	170 – 320	100 – 190	360 – 610	180 – 360	425 – 850
Потужність електродвигуна, кВт	30	55	75	75	160	160	250	250	400
Вага без електроустаткування, кг	4300	11220	23200	23330	48050	40100	86800	87700	208100

Додаток К.

Технічна характеристика конусних дробарок для мілкового дроблення

Показники	КМД-1200Гр	КМД-1200Г	КМД-1750Гр	КМД-1750Г	КМД-2200Гр	КМД-2200Г1	КМД-2200Г2	КМД-2500Г	КМД-3000Г
Діаметр основи конуса дроблення, мм	1200	1200	1750	1750	2200	2200	2200	2500	3000
Ширина завантажувального отвору, мм:	100	50	130	80	140	100	85	140	120
Ширина розвантажувального зазору, мм	5 – 15	3 – 12	9 – 20	5 – 15	10 – 20	5 – 15	7 – 15	7 – 20	6 – 20
Найбільший розмір кусків в живленні, мм	80	40	100	70	110	85	75	110	100
Продуктивність, м ³ /год	45 – 60	27 – 50	95 – 130	85 – 110	220 – 260	160 – 220	120 – 150	95 – 250	300 – 400
Потужність електродвигуна, кВт	75	75	160	160	250	250	320	320	400
Вага без електроустаткування, кг	23500	23500	47500	47600	90500	87400	87600	145900	212000

Додаток Л.

Технічна характеристика нахилених інерційних грохотів важкого типу

Показники	ГІВ-31Н	ГІВ-32Н	ГІВ-41Н	ГІВ-42Н	ГІВ-51Н	ГІВ-52Н	ГІВ-61Н	ГІВ-71Н
Розмір поверхні сита, мм ширина довжина	1250 2500	1250 2500	1500 3000	1500 3000	1750 3500	1750 3500	2000 4000	2500 5000
Кількість сит	1	2	1	2	1	2	1	1
Розмір отворів сит, мм верхнього нижнього	12 – 200	12 – 200 12 – 25	12 – 200	12 – 200 12 – 30	12 – 200	12 – 200 12 – 30	12 – 200	12 – 200 12 – 30
Максимальна крупність продукту живлення, мм	300	300	800	300	400	400	300	800
Кут нахилу короба, градус	15 – 25	15 – 30	10 – 30	15 – 30	10 – 30	15 – 30	10 – 30	10 – 30
Амплітуда вібрацій, мм	4 – 6	3 – 5	3 – 5	3 – 5	3 – 7	3 – 8	5 – 8	4 – 8
Частота вібрацій короба, хв ⁻¹	700 – 1000	700 – 1000	700 – 1000	700 – 1000	600 – 750	600 – 750	520 – 650	520 – 750
Потужність електродвигуна, кВт	5,5	11	7	13	17	22	22	30
Вага грохота, кг		5100	5500	6000	6000	7300	10000	15600

Додаток М.

Поправочні коефіцієнти для визначення продуктивності інерційних та вібраційних грохотів

Показники	Умови грохочення та числові значення коефіцієнтів									
Вміст в початковому матеріалі зерен: розміром менше половини розміру отворів сита (для визначення коефіцієнта k); розміром більше розміру сита (для визначення коефіцієнта l)	0	10	20	30	40	50	60	70	80	90
Коефіцієнт k	0,4	0,5	0,6	0,8	1,0	1,2	1,4	1,6	1,8	2,0
Коефіцієнт l	–	0,94	0,97	1,03	1,09	1,18	1,32	1,55	2,0	3,36
Ефективність грохочення, %	40	50	60	70	80	90	92	94	96	98
Коефіцієнт m	2,3	2,1	1,9	1,65	1,35	1,0	0,9	0,8	0,7	0,45
Форма зерен	дроблений матеріал (крім вугілля)			округлена (напр. морська галя)				вугілля		
Коефіцієнт n	1,0			1,25				1,5		
Вологість матеріалу	для отворів сита менше 25 мм						для отворів сита більше 25 мм			
	сухий		вологий		комкуючийся		в залежності від вологості ма- теріалу			
Коефіцієнт o	1,0		0,75 – 0,85		0,2 – 0,6		0,9 – 1,0			
Вид грохочення	для отворів сита менше 25 мм						для отворів сита більше 25 мм			
	сухе			мокре			не має значення			
Коефіцієнт p	1,0			1,25 – 1,4				1,0		

Додаток Н.

Параметри сит із рифленого дроту

Тип сита	Номінальний розмір отвору на світло, мм	Діаметр дроту, мм		Тип сита	Номінальний розмір отвору на світло, мм	Діаметр дроту, мм	
		основи	вутка			основи	вутка
Частково рифлені	10	3,0	3,0	рифлені	20	5,0	5,6
	12	3,0	3,0		25	5,0	6,0
	13	3,0	3,0	Складно рифлені	32	5,0	5,0
	16	3,6	3,6		35	5,0	5,0
	18	3,6	4,0		37	5,0	6,0
	20	3,6	4,0		40	5,6	6,0
	22	3,6	4,0		45	5,6	6,0
	25	3,6	4,5		50	6,0	8,0
рифлені	8	3,0	3,0	55	6,0	10,0	
	10	3,0	3,6	60	6,0; 8,0	8,0; 10,0	
	13	3,0	4,0	65	8,0	10,0	
	14	3,6	4,0	70	8,0	10,0	
	15	3,6	4,0	75	10,0	10,0	
	16	4,0	5,0	80	10,0	10,0	
	18	5,0	5,6	100	10,0	10,0	

Листові решета з квадратними та круглими отворами мають стандартний ряд.

Розмір квадратних отворів листових сит: 5; 6; 10; 13; 14; 16; 20; 25; 32; 35; 37; 40; 42; 50; 60; 65; 70; 75; 80; 100; 150.

Діаметр круглих отворів сит: 7; 12; 15; 18; 20; 24; 26; 30; 32; 47; 50; 60; 75; 82; 90; 95.

Додаток П.

Порівняльна подрібнюваність руд в шарових млинах з розвантаженням через решітку

Параметри	магнетитові кварцити	
	Південного ГЗК – 1	ГЗК концерну Криво-ріжсталь (НКГЗК – 2), після стержневого млина
Розмір млина, мм	3200х 3100	3600х 4000
Робочий об'єм, м ³	22,5	36,0
Товщина футерівки, мм	100	100
Частота обертання млина, об/хв.	18,0	18,1
% від критичної	74,0	78,0
Потужність, кВт	650	1100
Вміст води в дробленій руді, %	3,0	–
Номінальна крупність дробленої руди, мм	50	10
Питома продуктивність за класом $-\beta^{-74}$, т/м ³ ·год	1,63	1,9
Вміст класу $-0,074$ мм в продукті живлення	4	16
подрібнення, %	64	50
Ступінь заповнення млина тілами φ , %	46	46

Додаток Р.

Показники роботи млинів деяких залізорудних збагачувальних фабрик

Параметри	Південний ГЗК – 1			Південний ГЗК – 2			ГЗК концерну Криворіжсталь (НКГЗК – 2)			ГЗК концерну криворіжсталь (НКГЗК – 1)				
	Стадія дроблення													
	тип млина													
	I МШЦ	II МШЦ	III МШЦ	I МСЦ	II МШЦ	III МШЦ	I МШР	II МШЦ	III МШЦ	I МСЦ	II МШР	III МШЦ	IV МШЦ	
Розмір млина, мм	3600х 4000	3600х 4000	3600х 4000	3600х 4500	3600х 5350	3600х 5350	4500х 5000	4500 6000	4500 6000	3600х 4500	3600х 4500	3600х 5350	3600х 5350	
Робочий об'єм, м ³	36,0	36,0	36,0	41	48	48	71	82	82	41	41	48	48	
Частота обертання млина, об/хв.	18,1	18,1	18,1	13,8	18,1	18,1	16,5	16,5	16,5	13,7	18,1	18,1	18,1	
% від критичної	78,5	78,5	78,5	60,0	78,5	78,5	80,4	80,4	80,4	59,3	78,5	78,5	78,5	
Потужність, кВт	1100	1100	1100	1250	1250	1250	2500	2500	2500	1100	1250	1250	1250	
Вміст вологи в дробленій руді, %	3,0	–	–	3,0	–	–	2,5			2,5				
Крупність дробленої руди, мм	25 – 0	–	–	25 – 0	–	–	20 – 0			25 – 0				
Питома продуктивність за класом $-\beta^{74}$, т/м ³ ·год	1,1	0,84	0,28	1,05	2,05	0,52	1,47	0,9	0,29	1,38	0,98	0,29		
Вміст класу $-0,074$ мм в зливні класифікатора, %	60	81	95	20	47	84	56	85	97	57	83	95		
Ступінь заповнення млина тілами ϕ , %	46	41	40	37	44	42	44	41	40	34	45	43	42	

Додаток Р (продовження)

Параметри	Північний ГЗК			Центральний ГЗК			Полтавський ГЗК – 2			Полтавський ГЗК – 1			
	Стадія дроблення												
	тип млина												
	I МШР	II МШЦ	III МШЦ	I МШР	II МШЦ	III МШЦ	I МШЦ	II МШЦ	III МШЦ	I МСЦ	II МШЦ	III МШЦ	IV МШЦ
Розмір млина, мм	4000х 5000	3600х 5500	3600х 5500	3600х 4000	3600х 5350	3600х 5350	4500х 6000	4500х 6000	4500х 6000	3600х 5500	4000х 5000	4000х 5500	4000х 5500
Робочий об'єм, м ³	55	49	49	40,0	40,0	40,0	82	82	82	49	55	61	61
Частота обертання млина, об/хв.	17,4	18,1	18,1	18,1	18,1	18,1	16,5	16,5	16,5	13,8	17,4	17,4	17,4
% від критичної	79,9	78,5	78,5	78,5	78,5	78,5	80,4	80,4	80,4	60,0	79,9	79,9	79,9
Потужність, кВт	2000	1250	1250	1250	1250	1250	2500	2500	2500	1250	2000	2000	2000
Вміст вологи в дроб- леній руді, %	2,5			3,0	–	–	3,0			3,0			
Крупність дробленої руди, мм	25 – 0			25 – 0	–	–	20 – 0			20 – 0			
Питома продуктив- ність за класом $-\beta^{-74}$, т/м ³ ·год	1,97	0,91	0,33	1,60	0,95	0,40	1,2	0,77	0,3	1,23		0,77	0,39
Вміст класу $-0,074$ мм в зливні класифікато- ра, %	68	90	98	58	85	97	68	88	97	58		89	97
Ступінь заповнення млина тілами ϕ , %	45	42	41	44	41	40	40,5	42	41	36	41,5	42	40

Додаток С.

Технічні характеристики кульових мокрих млинів з центральним розвантаженням

Показники	МШЦ– 900 х 1800	МШЦ– 1500 х 3100	МШЦ– 2100 х 2200	МШЦ– 2100 х 3000	МШЦ– 2700 х 3600	МШЦ– 3200 х 3100	МШЦ– 3200 х 4500	МШЦ– 3600 х 5000	МШЦ– 3600 х 5500
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
Внутрішні розміри барабана (без футерівки), мм діаметр довжина	900 1800	1500 3100	2100 2200	2100 3000	2700 3600	3200 3100	3200 4500	3600 5000	3600 5500
Товщина футерівки, мм	60	70	80	80	95	105	105	110	110
Частота обертання барабана, хв ⁻¹ % критичної	40,0 83,7	30,0 82,9	24,4 83,3	24,4 80,3	21,0 78,9	19,8 81,0	19,8 81,0	18,1 79,8	18,1 78,7
Потужність електродвигуна, кВт	22	110	160	200	400	600	900	1250	1250
Вага млина без електродвигуна та куль, т	5,2	23	40	46,5	77	90	140	150	160

подовження табл.

Показники	МШЦ– 4000 х 5500	МШЦ– 4500 х 6000	МШЦ– 4500 х 8000	МШЦ– 5500 х 6000	МШЦ– 5500 х 6500	МШЦ– 5000 х 10500	МШЦ– 5500 х 10500	МШЦ– 6000 х 8000	МШЦ– 8500 х 8500
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
Внутрішні розміри барабана (без футерівки), мм діаметр довжина	4000 5500	4500 6000	4500 8000	5500 6000	5500 6500	5000 10500	5500 10500	6000 8000	8500 8500
Товщина футерівки, мм	120	120	120	120	120	120	120	120	120
Частота обертання барабана, хв ⁻¹ % критичної	17,4 79,9	16,5 80,4	16,5 80,4	13,6 74,0	13,6 74,0	15,3 79,6	13,6 74,0	13,2 75,4	13,2 90,0
Потужність електродвигуна, кВт	2000	2500	3150	4000	4000	–	–	–	–
Вага млина без електродвигуна та куль, т	250	350	450	570	700	–	–	–	–

Додаток Г.

Технічні характеристики кульових мокрих млинів з розвантаженням через решітку

Показники	МШР– 900 х 1000	МШР– 1200 х 1300	МШР– 1500 х 1600	МШР– 2100 х 1500	МШР– 2100 х 2200	МШР– 2100 х 3000	МШР– 2700 х 2100	МШР– 2700 х 2700	МШР– 2700 х 3600
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
Внутрішні розміри барабана (без футерівки), мм діаметр довжина	900 1000	1200 1300	1500 1600	2100 1500	2100 2200	2100 3000	2700 2100	2700 2700	2700 3600
Товщина футерівки, мм	60	65	70	80	80	80	95	95	95
Частота обертання барабана, хв ⁻¹ % критичної	40,0 83,7	35,0 85,6	30,0 82,9	24,4 80,3	24,4 80,3	24,4 80,3	21,0 78,9	21,0 78,9	21,0 78,9
Потужність електродвигуна, кВт	13	30	55	132	200	200	400	400	400
Вага млина без електродвигуна та куль, т	5,3	10,5	16,5	34,5	40,1	44,9	65,0	71,0	77,0

подовження табл.

Показники	МШР– 3200 х 3100	МШР– 3200 х 3800	МШР– 3200 х 4500	МШР– 3600 х 4000	МШР– 3600 х 5000	МШР– 4000 х 5000	МШР– 4500 х 5000	МШР– 4500 х 6000	МШР– 5500 х 6500
1	2	3	3	4	5	6	7	8	9
Внутрішні розміри барабана (без футерівки), мм діаметр довжина	4000 5500	4500 6000	4500 6000	4500 8000	5500 6000	5500 6500	5000 10500	5500 10500	6000 8000
Товщина футерівки, мм	105	105	105	110	110	120	120	120	120
Частота обертання барабана, хв ⁻¹ % критичної	19,8 81,0	19,8 81,0	19,8 81,0	18,1 78,7	18,1 78,7	17,4 79,9	16,5 80,4	16,5 80,4	13,6 74,4
Потужність електродвигуна, кВт	630	800	900	1000	1250	2000	2500	2500	–
Вага млина без електродвигуна та куль, т	92,6	–	140,0	162,0	165,0	258,0	300,0	–	–

Пілов Петро Іванович
Левченко Костянтин Анатолійович
Младецький Ігор Костянтинович
Горобець Лариса Жанівна
Березняк Олександр Олександрович
Мостика Юрій Сергійович

Методичні вказівки
до виконання курсової роботи з дисципліни
"Підготовчі процеси при збагаченні корисних копалин"
для студентів спеціальності
"Збагачення корисних копалин"

Редактор

Підписано до друку Формат
Папір офсет. Ризографія. Ум. друк. арк.
Обл.-вид. арк. Тираж 100 прим. Зам. №

Підготовлено до друку та надруковано
у Національному гірничому університеті.
Свідоцтво до внесення до державного реєстру ДК №1842
49005, м. Дніпропетровськ, просп. К. Маркса, 19