



Національний університет
водного
та природокористування

МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ

Національний університет водного господарства

та природокористування

Кафедра розробки родовищ та видобування корисних копалин



02-06-23

МЕТОДИЧНІ ВКАЗІВКИ

до виконання практичних робіт
з навчальної дисципліни

**«Технологія переробки та використання корисних копалин
в народному господарстві»**

студентами напряму підготовки 6.050301 «Гірництво»
денної та заочної форм навчання

Рекомендовано науково-методичною
комісією за спеціальністю
184 «Гірництво»

Протокол № 1 від 13.09.2017 р.

Рівне – 2017



Національний університет

відкритого господарства

та підприємництва

Методичні вказівки до виконання практичних робіт з навчальної дисципліни “Технологія переробки та використання корисних копалин в народному господарстві” студентами напряму підготовки 6.050301 «Гірництво» денної та заочної форм навчання / В.О. Козяр.
– Рівне: НУВГП, 2017. - 27 с.

Упорядник: В.О. Козяр, кандидат технічних наук, доцент.

Відповідальний за випуск: В.В. Заєць, кандидат технічних наук, в.о. завідувача кафедри розробки родовищ та видобування корисних копалин.

ЗМІСТ

Передмова.....	3
Практична робота №1. Розрахунок продуктивності вібраційних грохотів з круговими вібраціями короба.....	4
Практична робота №2. Розрахунок щокової дробарки зі складним рухом щоки	8
Практична робота №3. Розрахунок основних конструктивних та технологічних характеристик двовалкових дробарок...	15
Практична робота №4. Розрахунок швидкісних режимів роботи млинів та критичної частоти обертання барабана.....	17
Додатки.....	19
Рекомендована література.....	27



ПЕРЕДМОВА

До процесів переробки відносяться процеси *дроблення і подрібнення*, при яких досягається розкриття мінералів в результаті руйнування зростків корисних мінералів з порожньою породою (або зростків одних корисних мінералів з іншими), з утворенням механічної суміші частинок і шматків різного мінерального складу, а також процеси *грохочення і класифікації*, що застосовуються для розділення за крупністю отриманих при дробленні і подрібненні механічних сумішей. Завданням даних процесів – доведення мінеральної сировини до крупності, необхідної для подальшого збагачення, а в деяких випадках, отримання кінцевого продукту заданого гранулометричного складу для безпосереднього використання в народному господарстві (сортування руд і вугілля).

Метою практичних робіт є застосування знань з дисципліни “Технологія переробки та використання корисних копалин в народному господарстві” для оволодіння навиками прийняття технічних рішень вибору раціонального обладнання та побудови економічно доцільної технологічної лінії, навчитися користуватися довідковою і нормативною літературою з технології переробки корисних копалини, а також застосовувати комп’ютерні програми для розрахунків та графічного зображення обладнання та устаткування.



ПРАКТИЧНА РОБОТА №1

РОЗРАХУНОК ПРОДУКТИВНОСТІ ВІБРАЦІЙНИХ ГРОХОТІВ З КРУГОВИМИ ВІБРАЦІЯМИ КОРОБА

При проектуванні установок з використанням грохотів їх параметри вибирають за орієнтовними усередненими показниками продуктивності.

В основу розрахунку приймають продуктивність грохота за вихідним матеріалом або під решітним продуктом в $\text{м}^3/\text{год}$ на 1 м^2 площини сита при заданому розмірі отворів. Конкретні умови грохочення враховуються введенням ряду коефіцієнтів, які залежать від характеристики крупності вихідного матеріалу, ефективності грохочення, форми зерен, способу грохочення (сухого чи мокрого) та інших умов.

Відомі три методи розрахунку вібраційних грохотів: для руд, вугілля та будівельних матеріалів. В даній практичній роботі розрахунок грохотів виконується для руд.

Приклад розрахунку. Умови роботи грохота наступні: грохочення на три фракції $+25$; $-25+10$; -10мм ; продуктивність за вихідним матеріалом $150 \text{ т}/\text{год}$; насипна густина руди $1,7 \text{ т}/\text{м}^3$; руда суха, грохочення сухе; необхідна ефективність грохочення за класами -25 і -10мм – 90% . Початкова крупність $0,04\text{м}$, крупність готового продукту $0,005\text{м}$. (рис. 1.1).

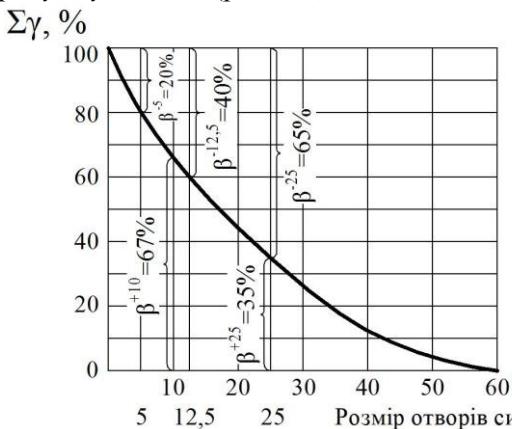


Рис. 1.1 – Характеристика крупності вихідної дробленої руди
(для прикладу розрахунку грохотів)



1.1. Масова продуктивність грохota за вихідним матеріалом визначається за емпіричною формулою:

$$Q = Fq\delta klmnop, \quad (1.1)$$

де F – робоча площа сита, m^2 ; q – середня продуктивність на $1 m^2$ поверхні сита, $m^3/\text{год}$ (дод. Б); δ – насипна густина матеріалу, що піддається грохоченню, t/m^3 ; k, l, m, n, o, p – поправочні коефіцієнти (дод. В).

1.2. Визначення площі верхнього сита.

З додатку Б вибираємо значення q відповідно до вихідних даних розміру отворів сита та з додатку В значення коефіцієнтів k, l, m, n, o, p .

$$q = 31 \frac{m^3}{m^2 \cdot \text{год}}$$

При вмісті класу $-12,5$ мм $\beta^{-12,5} = 40\%$, тоді $k=1$; при вмісті класу $+25$ мм $\beta^{+25} = 35\%$, тоді $l=1,06$; при ефективності грохочення $90\% m=1$; коефіцієнти n, o і p рівні 1.

Значення підставляємо у формулу 1.2 та виконуємо розрахунок площі верхнього сита:

$$F = \frac{Q}{q\delta klmnop} = \frac{150}{31 \cdot 1,7 \cdot 1 \cdot 1,06 \cdot 1 \cdot 1 \cdot 1} = 2,69 \text{ } m^2. \quad (1.2)$$

1.3. Визначення площі нижнього сита.

Для вибору коефіцієнтів k і l необхідно знати вміст класів -5 і $+10$ мм в матеріалі, що подається на нижнє сито, у відсотках по відношенню до його маси.

Вихід матеріалу, що подається на нижнє сито, при ефективності грохочення за класом -25 мм $\varepsilon=90\%$ складає:

$$\gamma^{-25} = \frac{\beta^{-25}\varepsilon}{100\%} = \frac{65 \cdot 90}{100} = 58,5\% \text{ вихідного.} \quad (1.3)$$

Ефективність грохочення за класами -10 і $+5$ мм на верхньому ситі можна прийняти рівною 100% , тоді, відповідно значення виходу матеріалу, що подається на нижнє сито, вміст класів $+10$ і -5 мм буде рівним:



$$\beta^{+10} = \frac{\gamma^{-25} - \beta^{-10}}{\gamma^{-25}} \cdot 100\% = \frac{58,5 - 33}{58,5} \cdot 100 = 43,6\%. \quad (1.4)$$

$$\beta^{-5} = \frac{\beta^{-5}}{\gamma^{-25}} \cdot 100\% = \frac{20}{58,5} \cdot 100 = 34,2\%. \quad (1.5)$$

Відповідно для нижнього сита:

$$q = 19 \frac{m^3}{m^2 \cdot год}$$

При $\beta^{-5} = 34,2 \approx 34\%$ $k = 0,88$; при $\beta^{+10} = 43,6 \approx 44\%$ $l = 1,13$;
значення коефіцієнтів m , n , o і p рівні 1.

Тоді ефективна робоча площа рівна:

$$F = \frac{\gamma^{-25} Q}{q \delta k l m n o p} = \frac{0,585 \cdot 150}{19 \cdot 1,7 \cdot 0,88 \cdot 1,13 \cdot 1 \cdot 1 \cdot 1} = 2,73 \text{ м}^2.$$

Для визначення розрахункової площини нижнього сита ефективну робочу площу слід збільшити з урахуванням коефіцієнту 0,7. Таким чином, розрахункова площа нижнього сита рівна:

$$F_{pozr} = \frac{F}{0,7} = \frac{2,73}{0,7} = 4 \text{ м}^2.$$

Грохот підбирається за найбільшою площею сита, яка рівна 4 м², з додатків Г, Д. Даний грохот ГІТ 32М.

1.4. Визначення швидкості коливання сит.

Важливу практичну роль відіграє здатність грохотів до самоочищення отворів сит. Здатність до самоочищення визначається інерційними силами, які прикладаються до застригших в отворах зерен.

Тому швидкість коливання сит визначаємо за формулою:

$$V_0 = 7,72\sqrt{h}, \quad (1.6)$$

де h – висота підкидання зерен над поверхнею сита, м.

Експериментально встановлено, що самоочищення відбувається, якщо виконується умова:



$$h \geq 0,4a, \quad (1.7)$$

де a – максимальний розмір фракції, м

$$h \geq 0,4 \cdot 0,04 = 0,016 \text{ м.}$$

Приймаємо $h = 0,02\text{м}$. Тоді:

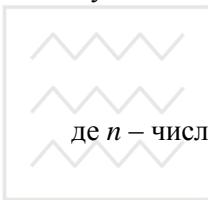
$$V_0 = 7,72\sqrt{0,02} = 1,1 \text{ м/с.}$$

1.5. Швидкість переміщення матеріалу визначається за формулою:

$$V = X_a \cdot \omega, \quad (1.8)$$

де X_a – амплітуда коливань, м; ω – кутова частота коливань, c^{-1} .

Кутова частота коливань визначається за формулою:



$$\omega = \frac{\pi n}{30}, \quad (1.9)$$

де n – число обертів вала віброзбудника, об/хв ($n=975$).

$$\omega = \frac{3,14 \cdot 975}{30} = 102,05 \text{ c}^{-1}.$$

Амплітуда коливань визначається наступним чином:

$$X_a = \frac{K_D \cdot g \cdot \cos \alpha}{\omega^2 \cdot \sin \beta}, \quad (1.10)$$

де K_D – динамічний коефіцієнт, що являє собою відношення сили тяжіння до площини, яка перпендикулярна ситам. Даний коефіцієнт враховує режим роботи грохota та навантаженість його конструкції. Для забезпечення прийнятної довговічності грохota приймається $K_D < 0,8$; α – кут нахилу сит до горизонту, град ($\alpha=15^\circ$); β – кут між площеиною сит і направленою дією інерційних сил, ($\beta=35\dots40^\circ$).

$$X_a = \frac{0,8 \cdot 9,81 \cdot \cos 15}{(105,02)^2 \cdot \sin 35} = 0,0012 \text{ м.}$$



При призначенні амплітуди коливань потрібно враховувати, що прискорення W , яке перевищує 80 м/с^2 приводить до швидкого виходу з ладу вузлів грохота та виникнення тріщин в коробі. Тому повинно виконуватись умова:

$$W = \omega^2 \cdot X_a \leq 80 \text{ м/с}^2 \quad (1.11)$$

$$W = (105,02)^2 \cdot 0,0012 = 13,24 \leq 80 \text{ м/с}^2.$$

$$V = 0,0012 \cdot 105,02 = 0,13 \text{ м/с.}$$

Встановлена швидкість переміщення $V=0,13 \text{ м/с.}$

ПРАКТИЧНА РОБОТА №2

РОЗРАХУНОК ЩОКОВОЇ ДРОБАРКИ ЗІ СКЛАДНИМ РУХОМ ЩОКИ

Щокові дробарки використовуються в складі дробильних комплексів на первинних, а в деяких випадках вторинних стадіях дроблення. В щоковій дробарці матеріал руйнується в робочій камері, що складається з рухомої та нерухомої щік. Рухома щока здійснює коливальні рухи, натискаючи на матеріал, що подається через завантажувальний отвір у робочу камеру. При зближенні рухомої з нерухомою плитою відбувається руйнування матеріалу. Поверхню плит зазвичай виконують рифленими, а на стінки робочої камери встановлюють захисні пластини з чавуну або зносостійкої сталі.

Приклад розрахунку. Виконати розрахунок щокової дробарки зі складним рухом щоки при наступних даних: максимальна крупність вихідної гірської породи – 1200 мм ; максимальна крупність продукту дроблення – 320 мм ; фізико-механічні властивості гірської породи: доломіт, $\sigma = 180 \text{ МПа}$, $E = (6\dots 7) \cdot 10^4 \text{ МПа}$.

2.1. Вибір типорозміру дробарки

Головними параметрами щокові дробарки, які визначають її типорозмір, є розмір приймального отвору і розмір вихідної щілини ($B \times L \times b$).

Ширина приймального отвору повинна забезпечити вільний прийом кусків максимальної крупності



$$B = \frac{D_{max}}{0,85}, \quad (2.1)$$

де D_{max} – максимальний розмір вихідного матеріалу.

$$B = \frac{1,2}{0,85} = 1,412 \text{ м.}$$

Приймаємо $B = 1420$ мм.

Довжина камери дроблення L знаходиться в залежності від B як:

$$L = (1,2...2,3)B = 1,25 \cdot 1420 = 1775 \text{ мм.}$$

Приймаємо $L = 1800$ мм.

Ширина b вихідної щілини при використанні стандартних дробильних плит пов'язана з максимальною крупністю кусків в готовому продукті залежністю

$$b = \frac{d_{max}}{K_{ok}}, \quad (2.2)$$

де K_{ok} – коефіцієнт відносної крупності продукту дроблення в щокових дробарках, $K_{ok} = 1,2...1,9$.

Розмір вихідної щілини становить 20...80 мм для дробарок дрібного дроблення, 40...120 мм – для середнього дроблення і 100...250 мм – для крупного. У нашому випадку дроблення – крупне. Приймаємо $b = 270$ мм.

2.2. Визначення розмірів механізму дробарки

Розміри основних елементів механізму щокової дробарки визначаються конструктивно. Висота камери дроблення:

$$H = \frac{B - b}{\operatorname{tg} \alpha}, \quad (2.3)$$

де α – кут захвату; $\alpha = 17^\circ$.

$$H = \frac{1420 - 270}{\operatorname{tg} 17} = 3759,6 \text{ мм.}$$

Приймаємо $H = 3760$ мм.



Решта розміри щокової дробарки (рис. 2.1) необхідно обчислити за співвідношеннями, наведеними у табл. 2.1.

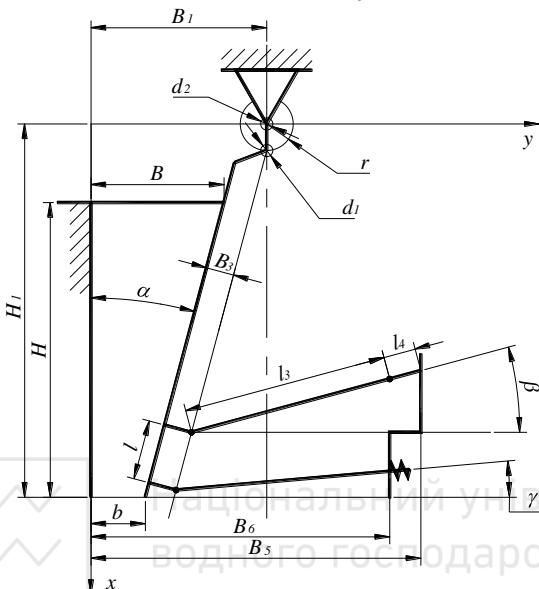


Рис. 2.1 – Схема механізму щокової дробарки

Таблиця 2.1

Розміри основних елементів щокової дробарки

Параметри	Залежність	Результати розрахунку
B_1	$(1,7\dots2,1) B$	2420
B_3	$(0,6\dots0,9) B$	860
B_5	$(2,5\dots5,0) B$	3550
B_6	$(2,0\dots3,0) B$	2840
H_1	$(2,2\dots3,5) B$	3900
l	$(0,16\dots0,32) B$	300
r	$(0,03\dots0,05) B$	35,5
l_3	$(0,8\dots1,4) B$	1600
l_4	$(0,6\dots1,0) B$	860
d_1	$(0,4\dots0,7) B$	700
d_2	$(0,35\dots0,65) B$	700
α , град	17\dots24	17
β , град	20\dots25	20
γ , град	5\dots12	8



2.3. Визначення маси деталей та вузлів дробарки

Маса основних деталей і складових одиниць дробарки визначається конструктивно. Для попередніх розрахунків скористаємося статистичними даними в залежності від загальної маси дробарки (табл. 2.2). Згідно з каталогами вітчизняних виробників дробарка з заданими характеристиками може мати масу $\approx 120\ldots 150$ т.

Приймаємо масу проектованої дробарки $m_{заг} = 120$ т.

Таблиця 2.2

Маса деталей і складових одиниць щокових дробарок
(в частках від загальної маси дробарки)

Назва деталі	Залежність	Результат
Станиця в зборі	$(0,32\ldots 0,4)m_{заг}$	38,4 т
Дробильна плита:		
рухома	$(0,035\ldots 0,05)m_{заг}$	4,2 т
нерухома	$(0,03\ldots 0,05)m_{заг}$	3,6 т
Бокова броня	$(0,01\ldots 0,02)m_{заг}$	1,2 т
Вал привідний (ексцентриковий)	$(0,035\ldots 0,06)m_{заг}$	5 т
Вал привідний в зборі (зі шківом, маховиком, шатуном і муфтами)	$(0,49\ldots 0,6)m_{заг}$	60 т
Щока рухома без дробильної плити	$(0,13\ldots 0,2)m_{заг}$	15,8 т
Плита розпірна:		
передня	$(0,01\ldots 0,016)m_{заг}$	1,8 т
задня		1,2 т
Шків	$(0,06\ldots 0,07)m_{заг}$	7,2 т
Маховик	$(0,06\ldots 0,08)m_{заг}$	7,2 т
Муфта фрикційна	$(0,005\ldots 0,007)m_{заг}$	0,6 т

2.4. Визначення конструктивних та технологічних параметрів дробарки

Хід рухомої щоки. Оптимальні значення ходу стиснення для щокових дробарок з різною кінематикою визначаються експериментально.

Для дробарок із складним рухом

Хід рухомої щоки вгорі



$$S_e = (0,06 \dots 0,03)B; \quad (2.4)$$

$$S_e = 0,05 \cdot 1420 = 71 \text{ мм.}$$

Хід рухомої щоки внизу

$$S_h = 7 + 0,10 \cdot b; \quad (2.5)$$

$$S_h = 7 + 0,10 \cdot 270 = 34 \text{ мм.}$$

Величина середнього ходу рухомої щоки дробарки

$$S_{cp} = \frac{S_e + S_h}{2}; \quad (2.6)$$

$$S_{cp} = \frac{71 + 34}{2} = 52,5 \text{ мм.}$$

2.5. Число обертів ексцентрикового валу дробарки
Визначимо число обертів ексцентрикового валу дробарки.
Число обертів ексцентрикового валу дробарки визначається за формuloю

$$n = 0,5 \cdot K_D \cdot K_{CT} \cdot \sqrt{\frac{g \cdot \operatorname{tg} \alpha}{2 \cdot S_h}}, \quad (2.7)$$

де K_D – коефіцієнт динамічності, для проектованої дробарки $K_D = 0,8$; K_{CT} – коефіцієнт, що враховує стиснене падіння матеріалу, що дробиться з камери дробарки, $K_{CT} = (0,9 \dots 0,95)$; α – кут захвату, град; S_h – хід рухомої щоки внизу камери дроблення, м.

$$n = 0,5 \cdot 0,8 \cdot 0,9 \cdot \sqrt{\frac{9,81 \cdot \operatorname{tg} 17}{2 \cdot 0,034}} = 2,39 \text{ об/с.}$$

Оптимальне число обертів вала повинне відповідати максимальній продуктивності дробарки.

2.6. Продуктивність щокової дробарки

Продуктивність щокових дробарок визначається за формулою



$$\Pi = \frac{K_k \cdot S_{cp} \cdot L \cdot b \cdot n \cdot (B + b)}{2 \cdot D_{ce} \cdot \operatorname{tg} \alpha}, \quad (2.8)$$

де K_k – коефіцієнт кінематики, для дробарок із складним рулем $K_k = 1$; S_{cp} – середній хід рухомої щоки, м; L – довжина приймального отвору, м; b – ширина вихідної щілини, м; n – частота обертів ексцентрикового валу дробарки, об/с; B – ширина приймального отвору, м; D_{ce} – середньозважений розмір шматків у вихідному матеріалі, м; α – кут захвату, град.

Для дробарок, що працюють на рядовий гірничій масі, переважно з шириною приймального отвору 900 мм і більше середньозважений розмір шматків D_{ce} можна визначити з виразу

$$D_{ce} = 0,31 \cdot B; \quad (2.9)$$

$$D_{ce} = 0,31 \cdot 1420 = 440,2 \text{ мм.}$$

$$\Pi = \frac{1 \cdot 0,0525 \cdot 1,8 \cdot 0,27 \cdot 2,39 \cdot (1,42 + 0,27)}{2 \cdot 0,4402 \cdot \operatorname{tg} 17} = 0,383 \text{ м}^3/\text{с.}$$

Середньозважений розмір дробленого продукту дорівнює

$$d_{ce} = 0,8 \cdot b; \quad (2.10)$$

$$d_{ce} = 0,8 \cdot 270 = 216 \text{ мм.}$$

2.7. Розрахунок потужності основного приводу

Потужність визначимо за формулою

$$N = \frac{K_{np} \cdot \sigma^2 \cdot \pi \cdot L \cdot n}{0,01224 \cdot E \cdot \eta} \cdot \left(D_{ce}^2 - d_{ce}^2 \right) \quad (2.11)$$

де K_{np} – коефіцієнт пропорційності, що враховує зміни міцності матеріалу зі зміною його розмірів, $K_{np} = 0,92$; σ – тимчасовий опір стисненню матеріалу, що дробиться, МПа; L – довжина приймального отвору дробарки, м; n – частота обертання ексцентрикового валу, с⁻¹; E – модуль пружності матеріалу, МПа; D_{ce} і d_{ce} – середньозважений розмір відповідно вихідного матеріалу і продукту дроблення, м; η – механічний ККД приводу, $\eta = 0,8...0,9$.



$$N = \frac{0,92 \cdot 180^2 \cdot 3,14 \cdot 1,8 \cdot 2,39}{0,01224 \cdot 60000 \cdot 0,9} \cdot (0,4402^2 - 0,216^2) = 89,63 \text{ кВт.}$$

Потужність електродвигунів для щокових дробарок досить близька до фактичної.

2.8. Визначення навантаження на елементи дробарки

Силовий розрахунок дробарки зосереджений на визначенні зовнішніх невідомих сил, що діють на ланки механізму, а також сил взаємодії ланок в місцях їх зіткнення, тобто реакцій в кінематичних опорах.

Зусилля, що припадає на дробильну плиту, тобто зусилля дроблення P , визначається за формулою

$$P = p \cdot F_{\text{дроб}}, \quad (2.12)$$

де $F_{\text{дроб}}$ – активна площа дробильної плити (робоча поверхня плити без скосів) м^2 , визначається з конструктивної схеми

$$F_{\text{дроб}} = H \cdot L = 6768000 \text{ мм}^2.$$

p – питоме зусилля дроблення, $\text{Н}/\text{м}^2$.

Значення p рекомендується визначати з виразу

$$p = \frac{\sigma}{300} \cdot \left(1,85 + \frac{0,25}{B} \right) \cdot K_\alpha, \quad (2.13)$$

де σ – межа міцності (тимчасовий опір стисненню) вихідної гірської породи на стиск, $\text{Н}/\text{м}^2$;

K_α – коефіцієнт, що враховує зміну p залежно від зміни кута захвату дробарки, при $\alpha = 17^\circ$, $K_\alpha = 1,14$.

$$p = \frac{180}{300} \cdot \left(1,85 + \frac{0,25}{1,42} \right) \cdot 1,14 = 1,386 \cdot 10^6, \text{ Н}/\text{м}^2.$$

$$P = 1,386 \cdot 10^6 \cdot 6,768 = 9,38 \text{ МН.}$$

Розрахункове (максимальне) значення зусилля дроблення приймається з урахуванням коефіцієнта запасу на випадок потраплення тіл, що не дробляться



$$P_{max} = K_{зап} \cdot P, \quad (2.14)$$

де $K_{зап}$ – коефіцієнт запасу, $K_{зап} = 1,4 \dots 1,5$ МН.

$$P_{max} = 1,4 \cdot 9,38 = 13,132 \text{ MN}.$$

Рівнодійна сила дроблення для дробарок із складним рухом щоки орієнтовно прикладається в точці, розташованій на відстані $(0,3 \dots 0,4)$ Н від низу камери дроблення, і спрямована перпендикулярно до бісектриси кута захвату.

ПРАКТИЧНА РОБОТА №3

РОЗРАХУНОК ОСНОВНИХ КОНСТРУКТИВНИХ ТА ТЕХНОЛОГІЧНИХ ХАРАКТЕРИСТИК ДВОВАЛКОВИХ ДРОБАРОК

Двовалкові дробарки застосовуються для дроблення крихких середньо-твірдих і твердих матеріалів і найчастіше використовуються для первинного дроблення матеріалу. Головними робочими елементами є два валка, що обертаються назустріч один одному. Валки можуть мати різну робочу поверхню залежно від властивостей вихідного матеріалу.

Дробарки з гладкими валками використовуються, як правило, для подрібнення будівельних матеріалів середньої і низької міцності – до 25 мПа. Для дроблення матеріалів середньої міцності (до 120 мПа), таких, як кам'яне вугілля, кокс, шлак, кам'яна сіль, мергель, гіпс - застосовуються дробарки з рифленими і зубчастими валками.

3.1. Вибір валкових дробарок

При виборі валкових дробарок з гладкими валками враховують, що діаметр валка повинен бути більше діаметра максимального куска в 20 раз.

$$D = 20 \cdot d_{max}, \quad (3.1)$$

де D – діаметр валка дробарки, мм; d_{max} – максимальний розмір куска породи, що дробиться, мм.



3.2. Визначення кута захвату валкової дробарки

Відношення між діаметром валків та діаметром максимального куска руди можна визначити за формулою:

$$2r = \frac{[2R \cdot (1 - \cos \alpha) + s]}{\cos \alpha}, \quad (3.2)$$

де s – відстань між валками, см; α – кут захвату валкової дробарки, град; r – радіус максимального куска вихідної породи, см; R – радіус валка, см.

При щільному розміщенні валків формула (3.2) приймає вигляд

$$2r = \frac{[2R \cdot (1 - \cos \alpha)]}{\cos \alpha}. \quad (3.3)$$

Тому, необхідно виконати перетворення формул (3.2) і (3.3) для визначення кута захвату α , який являється важливою технологічною характеристикою валкових дробарок з гладкими валками. Даний кут, утворений двома дотичними, проведеними до поверхні валків в точках дотику з куском, що дробиться. Кут захвату змінюється залежно від діаметра валка, розміру куска, що дробиться, та ширини щілини між валками.

3.3. Визначення кутової швидкості

Кутова швидкість гладких валків v м/с, визначається за формулою:

$$v = \frac{\pi D n}{60}, \quad (3.4)$$

де D – діаметр валка, м; n – частота обертання валків, об/хв.

Результати розрахунку за формулою (3.4) повинні відповісти діючим практичним рекомендаціям для валків діаметром менше 1000 мм ($v \leq 4,2+6,5 \text{ m/c}$).

3.4. Визначення теоретичної продуктивності валкової дробарки

Теоретична продуктивність валкової дробарки Q т/год, визначають за формулою:



$$Q = 60\pi \cdot n \cdot D \cdot L \cdot s \cdot \mu \cdot \delta, \quad (3.5)$$

де μ – коефіцієнт розріхлення руди; δ – насипна густина породи, $\text{т}/\text{м}^3$; L – довжина валків, м; D – діаметр валків, м; n – частота обертання валків, $\text{об}/\text{хв.}$; s – ширина щілини між валками, м.

Необхідно виконати розрахунки відповідно до вищевказаних пунктів та виконати ескіз з нанесенням розмірів.

ПРАКТИЧНА РОБОТА №4

РОЗРАХУНОК ШВИДКІСНИХ РЕЖИМІВ РОБОТИ МЛІНІВ ТА КРИТИЧНОЇ ЧАСТОТИ ОБЕРТАННЯ БАРАБАНА

Мліни – машини для подрібнення корисних копалин. Конструктивно являють собою циліндр, що обертається (барабан), завантажений подрібнюючими тілами. Торці барабана закриті кришками (завантажувальною і розвантажувальною). При обертанні подрібнюючі тіла під впливом відцентрової сили, а також тертя між собою і футеровкою барабана підіймаються на певну висоту, падають, розбиваючи і стираючи матеріал, що знаходиться в барабанних млинах.

Подрібнюючі тіла: сталеві кулі (кульові барабанні млини), стержні (стержневі барабанні млини), короткі трубки – цильпеси, а при само подрібненні – шматки руди.

Залежно від частоти обертання барабана млина розрізняють такі швидкісні режими руху подрібнювальних тіл: каскадний, водоспадний і змішаний. Критичною називається така частота обертання барабана, при якій подрібнювальні тіла притискаються відцентровою силою до внутрішньої поверхні барабана і обертаються разом з барабаном, не відригаючись.

4.1. Визначення критичної швидкості обертання барабану

Критична швидкість визначається за формулою:

$$n_{kp} = \frac{30}{\sqrt{R}}, \quad (4.1)$$

де – внутрішній радіус барабана млина при знятій футеров-



4.2. Визначення кута відриву кульок

Кут відриву кульок від внутрішнього шару α визначається за формуловою:

$$\cos \alpha = \psi^2; \\ \psi = \frac{n}{n_{kp}}. \quad (4.2)$$

Визначається, який відсоток від критичної складає частота обертання барабану.

4.3. Визначення маси дробильного навантаження

Визначення маси дробильного навантаження для кожного типу млина виконується за формулами:


$$M_{к.н.} = 3,61 \cdot \varphi \cdot D^2 \cdot L; \quad (4.3)$$

$$M_{c.н.} = 4,9 \cdot \varphi \cdot D^2 \cdot L; \quad (4.4)$$

$$M_{e.н.} = 1,53 \cdot \varphi \cdot D^2 \cdot L, \quad (4.5)$$

де $M_{к.н.}$, $M_{c.н.}$, $M_{e.н.}$ – маса кульового, стержневого, галькового навантаження, т; φ – ступінь заповнення кулями, стержнями або галькою об’єму млина, %; D , L – внутрішній діаметр і довжина барабана млина, м.



Додаток А

ВИХІДНІ ДАНІ ДЛЯ ВИКОНАННЯ РОЗРАХУНКІВ

Додаток А.1

Вихідні дані до практичної роботи №1

№ варіанта	Продуктивність за вихідним матеріалом $Q, m^3/год$	Насипна густина $\delta, m/m^3$	Тип руди	Вид грохочення	Класи грохочення, мм		Початкова крупність a, mm
					Ефективність грохочення $\varepsilon, \%$	Вихід «по мінусу» за класами грохочення $\gamma, \%$	
Суха	145	1,7	Сухе	90	+25; -25+16; -16	60; 40	35
	155	1,6		89	+30; -30+13; -13	65; 40	42
	160	1,65		92	+20; -20+13; -13	50; 35	38
	100	1,8		88	+40; -40+20; -20	65; 32	55
	110	1,4		86	+16; -16+6; -6	55; 25	24
	120	1,45		87	+20; -20+3; -3	65; 30	29
	135	1,87		91	+10; -10+6; -6	70; 40	18
	130	1,8		90	+50; -50+25; -25	73; 41	60
	105	1,6		85	+60; -60+20; -20	66; 36	74
	108	1,54		86	+25; -25+13; -13	65; 40	36
	96	1,55		88	+13; -13+6; -6	58; 32	22
	112	1,48		89	+40; -40+10; -10	68; 40	45
	132	1,95		91	+6; -6+2; -2	65; 35	14
	125	2,0		84	+60; -60+30; -30	55; 35	86
	152	1,42		85	+25; -25+10; -10	65; 25	42
	148	1,9		90	+50; -50+10; -10	55; 35	28
	154	1,75		87	+40; -40+13; -13	70; 30	55
	115	1,78		88	+10; -10+6; -6	70; 50	24
	118	1,83		86	+50; -50+25; -25	73; 41	70
	128	1,85		90	+60; -60+20; -20	72; 36	70
	141	2,1		91	+25; -25+13; -13	65; 40	34
	133	2,25		89	+25; -25+16; -16	62; 32	39
	136	2,2		92	+30; -30+13; -13	60; 40	44
	116	2,4		87	+20; -20+13; -13	65; 35	32
	102	2,35		84	+40; -40+20; -20	50; 25	53



Вихідні дані до практичної роботи №2

№ варіанта	Максимальна крупність вихідній гірської породи D_{max} , мм	Максимальна крупність продукту дроблення d_{max} , мм	Гірська порода	Тимчасовий опресування матеріалу, що дробиться σ , МПа	Модуль пружності матеріалу E , МПа
1.	1000	300	доломіт	170	$7 \cdot 10^4$
2.	1400	280	базальт	320	$10,6 \cdot 10^4$
3.	1200	250	граніт	340	$0,49 \cdot 10^5$
4.	1050	380	габро-діабаз	241	$12,7 \cdot 10^4$
5.	900	200	лабрадорит	78	0,807
6.	1800	320	мрамор	120	$0,56 \cdot 10^5$
7.	1650	240	туф	96	$7,1 \cdot 10^4$
8.	1420	200	сланець	86	$6,5 \cdot 10^4$
9.	860	180	пісковик	80	$6,5 \cdot 10^4$
10.	980	210	порфірит	96	$7,0 \cdot 10^4$
11.	900	200	гранодіорит	110	$5,3 \cdot 10^4$
12.	1250	260	базальт	140	$6,2 \cdot 10^4$
13.	1500	360	туф	92	$6,8 \cdot 10^4$
14.	1750	250	габро-діабаз	262	$12,7 \cdot 10^4$
15.	1600	340	гранодіорит	100	$5,2 \cdot 10^4$
16.	2000	400	доломіт	180	$6,8 \cdot 10^4$
17.	1400	320	мрамор	220	$0,59 \cdot 10^5$
18.	1200	280	граніт	240	$0,49 \cdot 10^5$
19.	1100	240	сланець	82	$6,3 \cdot 10^4$
20.	1800	350	пісковик	80	$6,5 \cdot 10^4$
21.	1150	220	порфірит	100	$6,9 \cdot 10^4$
22.	1380	380	базальт	200	$8,2 \cdot 10^4$
23.	1550	300	базальт	320	$9,9 \cdot 10^4$
24.	1600	240	габро-діабаз	256	$12,7 \cdot 10^4$
25.	1200	320	базальт	250	$9,5 \cdot 10^4$



Додаток А.3

Вихідні дані до практичної роботи №3

№ варіанта	Тип дробарки	Розмір валків $D \times L$, мм	Частота обертання валків n , об/хв.	Ширина щілинні між валками s , мм	Насипна густина руди δ , т/м ³	Коефіцієнт роз рихлення матеріалу при виході його з дробарки, μ
1.	ДГ	400x250	200	12	2,5	0,20
2.	ДГ	600x400	180	6	2,4	0,22
3.	ДДЗ	630x800	50	50	1,6	0,25
4.	ДДЗ	1000x1250	36	100	1,5	0,17
5.	ДГ	1500x600	83	20	1,8	0,30
6.	ДДЗ	1600x2000	41	200	1,6	0,15

водного господарства

Додаток А.4

Вихідні дані до практичної роботи №4

№ варіанта	Тип млина	$D \times L$, мм	Частота обертання барабана, об/хв.	Ступінь заповнення кульками, стержнями або галькою об'єму млина, %
1.	МШЦ	900x900	40,0	30
2.	МШР	2100x3000	24,4	35
3.	МШР	2700x2100	21,0	40
4.	МСЦ	4500x6000	12,5	35
5.	МГР	5500x7500	13,6	60
6.	МШЦ	1500x3100	30,0	35
7.	МГР	4000x7500	17,4	55



Середня продуктивність вібраційних грохотів на 1 м² поверхні сита

Отвори сита, мм	Середня продуктивність, м ³ /год	Отвори сита, мм	Середня продуктивність, м ³ /год
0,5	3,0	25	31
0,8	3,5	30	33,5
1	4,0	40	37
2	5,5	50	42
3	7,5	60	46
6	13	70	50
10	19	80	55
13	22	100	63
16	24,5	150	90
20	28	200	110

Поправочні коефіцієнти для розрахунку продуктивності вібраційних грохотів

Вміст у вих. мат-лі зерен розміром менше половини розміру отворів сита, %	0	10	20	30	40	50	60	70	80	90			
Коефіцієнт <i>k</i>	0,4	0,5	0,6	0,8	1,0	1,2	1,4	1,6	1,8	2,0			
Вміст у вих. мат-лі зерен розміром більше половини розміру отворів сита, %	10	20	25	30	40	50	60	70	80	90			
Коефіцієнт <i>l</i>	0,94	0,97	1,00	1,03	1,09	1,18	1,32	1,55	2,00	3,36			
Ефективність грохочення, %	40	50	60	70	80	90	92	94	—	—			
Коефіцієнт <i>m</i>	2,3	2,1	1,9	1,65	1,35	1,0	0,9	0,8	—	—			
Форма зерен	Дроблений матеріал рівний (крім вугілля)						Округлений (морська галька)	Вугілля					
Коефіцієнт <i>n</i>	1,0						1,25	1,5					
Вологість матеріалу	Для отворів сита менше 25 мм						Для отворів сита більше 25 мм	Для отворів сита більше 25 мм					
	Сухий	Мокрий	Комкуючий				В залежності від вологості						
Коефіцієнт <i>o</i>	1,0	0,75-0,85	0,2-0,6				0,9-1,0						
Грохочення сухе чи мокре	Для отворів сита менше 25 мм						Для отворів сита більше 25 мм	Для отворів сита більше 25 мм					
	Сухе	Мокре зі зрошенням					Любе						
Коефіцієнт <i>p</i>	1,0	1,25-1,40	—	—	1,0								



Основні параметри похилих інерційних грохотів з крутовими вібраціями

(Голова)

Ста

та

пра

доп

рот

у

ні

ві

т

а

н

и

з

а

н

о

н

а

н

и

н

а

н

и

н

а

н

и

н

а

н

и

н

а

н

и

н

а

н

и

н

а

н

и

н

а

н

и

н

а

н

и

н

а

н

и

н

а

н

и

н

а

н

и

н

а

н

и

н

а

н

и

н

а

н

и

н

а

н

и

н

а

н

и

н

а

н

и

н

а

н

и

н

а

н

и

н

а

н

и

н

а

н

и

н

а

н

и

н

а

н

и

н

а

н

и

н

а

н

и

н

а

н

и

н

а

н

и

н

а

н

и

н

а

н

и

н

а

н

и

н

а

н

и

н

а

н

и

н

а

н

и

н

а

н

и

н

а

н

и

н

а

н

и

н

а

н

и

н

а

н

и

н

а

н

и

н

а

н

и

н

а

н

и

н

а

н

и

н

а

н

и

н

а

н

и

н

а

н

и

н

а

н

и

н

а

н

и

н

а

н

и

н

а

н

и

н

а

н

и

н

а

н

и

н

а

н

и

н

а

н

и

н

а

н

и

н

а

н

и

н

а

н

и

н

а

н

и

н

а

н

и

н

а

н

и

н

а

н

и

н

а

н

и

н

а

н

и

н

а

н

и

н

а

н

и

н

а

н

и

н

а

н

и

н

а

н

и

н

а

н

и

н

а

н

и

н

а

н

и

н

а

н

и

н

а

н

и

н

а

н

и

н

а

н

и

н

а

н

и

н

а

н

и

н

а

н

и

н

а

н

и

н

а

н

и

н

а

н

и

н

а

н

и

н

а

н

и

н

а

н

и

н

а

н

и

н

а

н

и

н

а

н

и

н

а

н

и

н

а

н

и

н

а

н

и

н

а

н

и

н

а

н



Параметри	Важкого типу ($\rho < 2,8 \text{ т/м}^3$)						ГИТ 52М	ГИТ 71
	ГИТ 31	ГИТ 32М	ГИТ 41	ГИТ 42	ГИТ 42М	ГИТ 51		
Розміри поверхні просіювання, мм								
ширина	1250	1250	1500	1500	1500	1750	1750	1750
довжина	3000	3500	3000	3000	3600	3860	3860	5300
Площа одного сита, м ²	3,7	4,375	4,5	4,5	6,125	6,765	6,765	13,2
Розміри отворів сит (решіток), мм								
верхнього	16-20	20-40	50-250	20-80	80	50-300	8-100	8-100
нижнього	—	12-25	—	12-30	12	—	—	—
Допустима крупність вихідного матеріалу, мм	150	300	1000	200	200	400	400	800
Кут нахилу короба, град	15-25	15-30	10-30	25	10-30	10-30	10-30	15-30
Амплітуда коливань, мм	4-6	3-5	4	4	3-5	3-5	3-7	3-8
Частота обертання вала віброзбудника, хв. ⁻¹	970	730; 975	800	750	730; 975	735	730; 970	730
Орієнтовна продуктивність, т/год	350	300	450	400	850	300-700	1000	860-1000
Потужність електродвигуна, кВт	5,5	11	4,5	7	13	22	17	22
Маса прохода, кг	1400	3300	5486	4712	6000	6000-8000	800	1700
								1750



Додаток Д

Основні параметри самобалансових грохотів

Параметри	Легкого типу		Середнього типу		Важко-го типу	
	Стандартні позначення					
	ГСЛ 42	ГСЛ 62	ГСЛ 72	ГСС 22	ГСС 32	ГСТ 81
Заводська марка						
Розміри поверхні просіювання, мм						
ширина	1500	2000	2500	1000	1250	3000
довжина	5000	5000	6000	2500	3000	6000
Площа одного сита, м ²	7,5	10,0	15,0	2,5	3,75	18,0
Число сит	2	2	2	2	2	1
Розміри отворів сит (репіток), мм						
верхнього	круглі – 7; 12; 26; 30 квадратні – 6; 10; 13; 25; 32 цилиновидні – 0,5; 1; 1,6; 2; 10		5x20		11; 26	–
нижнього	круглі – 7; 15; 26 квадратні – 6; 13; 25		5x20		5x20	–
Допустима крупність кусків, мм	<300	<300	<300	<100	150	120
Кут нахилу короба, град.	0-8	0-8	0-8	35	–	–
Амплітуда коливань, мм	4,85	4,35	4,25	9,5	9	60
Частота коливань, хв. ⁻¹	840	840	820	740	760	700
Орієнтовна продуктивність, т/год	–	–	–	40	50	–
Потужність електродвигуна, кВт	17	17	13	5,5	5,5	–



Продовження дод. Д

Основні параметри горизонтальних грохочів важкого типу з самосинхронізуючими віброзбудниками

Параметри	Стандартні позначення					
	ГСТ 41	ГСТ 42	ГСТ 51	ГСТ 61	ГСТ 61	ГСТ 71
Заводська марка						
243Гр	ГСТ 42	ГСТ 51	ГСТ 61	259Гр	253Гр	ГСТ 62
Розміри поверхні просіювання, мм						
ширина	1500	1500	1750	2000	2000	2000
довжина	4000	3000	4500	5000	5000	5000
Площа одного сита, м ²	4,5	4,5	7,876	10,0	8,0	10,0
Число сит	1	2	1	1	1	1
Розміри отворів сит (решіток), мм						
верхнього	2-25	10x10	Перфорований лист 30, 8; 12 стінка 10x10	16: 20 8; 12	2-25	2-25
нижнього	—	4x4	—	—	—	Щілинні – 2; 5; 10; 15; 20; 30; 40; 50. Штампований лист 25; 40; 60
Допустима крупність кусків, мм	<100	40	<120	200	<100	<120
Кут нахилю короба, град	—	—	—	0	0	5



РЕКОМЕНДОВАНА ЛІТЕРАТУРА

1. Білецький В.С., Смирнов В.О. Переробка і якість корисних копалин. Донецьк: Східний видавничий дім, 2005.- 324.
2. Білецький В.С., Смирнов В.А. Технологія збагачення корисних копалин. Навч. посібник для вузів – Донецьк: Східний видавничий дім, 2003. – 272 с.
3. Смирнов В.О., Білецький В.С. Проектування збагачувальних фабрик. Навч. посібник для вузів. – Донецьк: Східний видавничий дім, 2002. – 296 с.
4. Самилін В.М., Білецький В.С. Спеціальні методи збагачення корисних копалин. – Донецьк: Східний видавничий дім, – 2003. – 116 с.



Національний університет
водного господарства
та природокористування