

МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ  
НАЦІОНАЛЬНИЙ ТЕХНІЧНИЙ УНІВЕРСИТЕТ  
«ХАРКІВСЬКИЙ ПОЛІТЕХНІЧНИЙ ІНСТИТУТ»

### **МЕТОДИЧНІ ВКАЗІВКИ**

до виконання практичних робіт з курсу  
«Механічне обладнання підприємств тугоплавких  
неметалевих і силікатних матеріалів»  
для студентів спеціальності 161 «Хімічні технології та інженерія»  
освітньої програми «Хімічні технології та інженерія»  
усіх форм навчання

Затверджено  
редакційно-видавничою  
радою університету,  
протокол № 1 від 16.02.2023 р.

Харків  
НТУ «ХПІ»  
2023

Методичні вказівки до виконання практичних робіт з курсу «Механічне обладнання підприємств тугоплавких неметалевих і силікатних матеріалів» для студентів спеціальності 161 «Хімічні технології та інженерія» освітньої програми «Хімічні технології та інженерія» усіх форм навчання / уклад. А. О. Нагорний. – Харків: НТУ «ХП», 2023.

Укладач А. О. Нагорний

Рецензент Л. П. Щукіна

Кафедра технології кераміки, вогнетривів, скла та емалей

## Вступ

Підприємства технології тугоплавких неметалевих і силікатних матеріалів (ТНСМ) являють собою єдину систему, в якій механічне обладнання працює разом з хіміко-технологічним. Для таких технологічних систем особливо важливим є ефективне проектування і експлуатація механічних агрегатів, оснащених сучасними технічними засобами автоматичного контролю і управління.

Виконання практичних робіт з дисципліни «Механічне обладнання підприємств тугоплавких неметалевих і силікатних матеріалів» покликане активізувати навчальний процес шляхом досягнення таких цілей:

- закріплення знань, що студенти одержують при вивченні дисципліни щодо основних конструктивних елементів механічного обладнання в технології ТНСМ;
- роз'яснення взаємозв'язку конструктивних особливостей обладнання з вимогами технології щодо властивостей ТНСМ;
- надання навичок щодо вибору механічного обладнання для організації технологічного процесу виробництва різних видів ТНСМ, проведення розрахунків обладнання з використанням сучасного програмного забезпечення;
- поглиблення розуміння студентами екологічних аспектів, сучасних шляхів забезпечення ощадливого використання матеріально-технічних та енергетичних ресурсів.

### 1. Основні відомості про подрібнення матеріалів

На сучасних підприємствах ТНСМ сировина, яка має бути використана у виробництві різноманітних матеріалів, потребує попереднього подрібнення. Процес подрібнення матеріалів є доволі складною операцією і залежить від їх густини, твердості, в'язкості, однорідності, вологості, форми кусків та інших параметрів. Сировинні матеріали потрапляють на підприємства у шматках різноманітної форми і розмірів, які можуть сягати 1000–1200 мм у поперечнику. Наприклад, глини, що їх застосовують у виробництві керамічних виробів, потребують попередньої обробки – дроблення. Мергелям та вапнякам – сировині для виробництва цементів, необхідне дроблення та тонкий помел.

В основу базових теорій подрібнення (поверхневої, об'ємної, узагальненої та ін.) покладено гіпотезу, згідно з якою робота  $A_s$  (Дж), що її витрачають на подрібнення тіла, є пропорційною величині нових отриманих поверхонь тіл  $S$  (м<sup>2</sup>), тобто:  $A_s = \delta \cdot S$ . Суттєвим недоліком цих теорій є відсутність науково обґрунтованих способів визначення коефіцієнта пропорційності  $\delta$ , що знижує їх практичну цінність. У свою чергу  $S$  безпосередньо залежить від розмірів шматків матеріалу до і після подрібнення, тобто від одного з основних техніко-економічних показників роботи подрібнювально-помольних машин – ступеня подрібнення.

Ступенем подрібнення  $i$  називають відношення розміру шматка матеріалу перед подрібненням до розміру частинки після подрібнення і виражають рівнянням (1.1):

$$i = \frac{D}{d}, \quad (1.1)$$

де  $D$  та  $d$  – розміри поперечників шматків або частинок матеріалу відповідно до та після подрібнення, м.

За великих ступенів подрібнення  $i_1$  і  $i_2$  відношення робіт може бути вираженим рівнянням  $A_1/A_2 = i_1/i_2$ , яке свідчить про те, що роботи витрачені на подрібнення є прямо пропорційними до ступенів подрібнення або новоутворених поверхонь. Отримане співвідношення є справедливим для визначеного ступеня подрібнення часток, що наближено відповідає розміру отворів стандартизованого сита № 006, тобто тонині помелу будівельних матеріалів.

В залежності від фізичних властивостей матеріалу, початкових розмірів шматків і ступеня подрібнення обирають способи подрібнення: удар, розчавлювання, стирання, вигин або їх комбінування.

Процес подрібнення залежно від розмірів шматків або часток кінцевого продукту поділяється на дроблення та помел, види яких наведені у табл. 1.1.

Таблиця 1.1 – Види дроблення та помелу матеріалів

<b>Дроблення</b>	Крупне	Середнє	Дрібне	Тонке
Розмір шматків після дроблення, мм, більше	100	30	3	0,5
<b>Помел</b>	Грубий		Тонкий	
Розмір часток, мм, менше	0,5		0,3	

Твердість матеріалів може бути визначена за шкалою твердості (шкала Мооса) і характеризується межею міцності на стиск. Для твердих (за шкалою Мооса) матеріалів: кварц, топаз, корунд, алмаз, межа міцності на стиск становить понад 50 МПа; для матеріалів середньої твердості: апатит, плавиковий та польовий шпати – 10–50 МПа; для м'яких матеріалів: тальк, гіпс, вапняний шпат – менше 10 МПа.

Вибір подрібнювально-помольних машин потребує урахування експлуатаційних витрат, питомої витрати енергії, ступеня подрібнення, властивостей матеріалів. Окремо, матеріали повинні мати найменший опір зусиллям, що виникають в машинах у вигляді удару, стирання, вигину або їх комбінування, показники яких наведені у табл. 1.2.

Таблиця 1.2 – Технічні характеристики деяких матеріалів

Матеріал	Густина, кг/м <sup>3</sup>	Межа міцності, МПа			
		На стиск	На вигін	При стиранні	При ударі
Антрацит	800–950	9	–	–	–
Граніт	2630	247,6	22,8	0,015	6,57
Діабаз	3080	350	30	0,029	36
Шамот і динас	1600–2500	7,5–30	–	–	–
Вапняки	2630	122,4	20	0,124	5,24
Глина ( $w \leq 25\%$ )	2000	0,2–0,6	–	–	–
Кварцити	2640	313	–	0,018	11,7
Пісковики	2280	44,7	–	0,3	1,3

Наведена класифікація матеріалів за твердістю дозволяє визначати величину зусиль, необхідних для подрібнення шматків матеріалу. Проте, цього зовсім недостатньо для оцінки здатності матеріалу подрібнюватись. Наприклад, можна підібрати два різних матеріали, міцність на стиск яких є однаковою, але в той же час один з них є крихким, а інший навпаки. Зрозуміло, що за однакових зусиль витрачених на подрібнення, перший матеріал подрібнюватиметься легко, а ступінь подрібнення другого буде меншим.

Тому, для оцінки здатності матеріалів подрібнюватись використовують показник, який називають коефіцієнтом розмолоздатності. У табл. 1.3, складеної на основі дослідної шкали НДІ Гіпроцемент (м. Харків), наведені коефіцієнти розмолоздатності різноманітних матеріалів, для яких вимірювачем (еталоном) розмолоздатності є цементний клінкер обертових печей середньої розмелюваності, значення коефіцієнта якого умовно дорівнює 1.

Таблиця 1.3 – Коефіцієнти розмолотдатності деяких матеріалів

Найменування матеріалів	Коефіцієнт розмолотдатності
Клінкери обертових печей середньої розмелюваності	1,0
Клінкери обертових печей підвищеної розмелюваності	1,1
Клінкери обертових печей зниженої розмелюваності	0,8–0,9
Клінкери автоматичних шахтних печей	1,15–1,25
Гранульовані доменні шлаки середньої розмелюваності	1,0
Гранульовані доменні шлаки підвищеної розмелюваності	1,1
Гранульовані доменні шлаки зниженої розмелюваності	0,8–0,9
Опоки	1,3–1,4
Пісок кварцовий	0,6–0,7
Вапняки середньої розмелюваності за сухого помелу	1,0
Вапняки підвищеної розмелюваності за сухого помелу	1,1
Вапняки зниженої розмелюваності за сухого помелу	0,8–0,9
Глина	1,51–2,03
Польовий шпат	0,8–0,9
Вапно	1,64
Магнезит	0,69–0,99
Тальк	1,04–2,02
Кам'яне вугілля	0,7–1,34

Аналізуючи практичні дані щодо розмельної здатності матеріалів, стає зрозумілим взаємозв'язок коефіцієнта розмолотдатності зі ступенем подрібнення конкретного матеріалу. Враховуючи вище наведену пряму залежність кількості витраченої на подрібнення роботи від величини нових отриманих після подрібнення поверхонь, логічною є подібна залежність іншого важливого техніко-економічного показника – продуктивності. У свою чергу, взаємообумовленість коефіцієнтів розмолотдатності та ступенів подрібнення матеріалів, дозволяє вивести рівняння (1.2), яке дає уявлення про пропорційність продуктивності подрібнювально-помольного обладнання до коефіцієнтів розмолотдатності матеріалів, що подрібнюються.

$$\frac{P_1}{P_2} = \frac{k_{pз1}}{k_{pз2}}, \quad (1.2)$$

де  $P_1$  та  $P_2$  – продуктивність конкретної помольної машини при дробленні або помелі двох різних матеріалів, кг або т/год;  $k_{pз1}$  та  $k_{pз2}$  – відповідно коефіцієнти розмолотдатності цих матеріалів.

Отже, якщо є відомою продуктивність помольної машини при подрібненні якогось матеріалу, користуючись коефіцієнтом розмолотдатності цього матеріалу, можна визначити продуктивність цієї машини при

подрібненні іншого матеріалу. Наприклад, продуктивність кульового млина для помелу вапняку 15 т/год. Якою буде продуктивність цього млина при помелі вапна?

Користуючись табл. 1.3, обирають середній для вапняків коефіцієнт розмолотості 1,0, а для вапна 1,64. Далі за допомогою рівняння (1.2) визначають продуктивність кульового млина при помелі вапна:

$$P_2 = \frac{15 \cdot 1,64}{1,0} = 24,6 \text{ т/год.}$$

### **Задачі для самостійної роботи**

1. Визначить, на скільки більше роботи потрібно буде витратити для дроблення куба граніту з ребром 2 см на кубики з ребром 0,05 см, чим на кубики з ребром 0,02 см?

2. Якою буде продуктивність шокової дробарки при дробленні польового шпату, якщо при дробленні глини вона становить 150 т/год?

3. На скільки зміниться продуктивність конусної дробарки, якщо під час дроблення кварцитів розмір шматків, що їдуть на дроблення збільшиться з 50 до 360 мм, а розміри подрібненого матеріалу відповідно з 5 до 60 мм?

4. На дроблення 1 см<sup>3</sup> діабазу витрачається 3,3 Дж роботи. Як зміниться ця величина, якщо ступінь подрібнення знизиться з 6 до 4?

5. Якою буде продуктивність валкової дробарки при дробленні гранульованого доменного шлаку, якщо при дробленні вапняків вона становить 100 т/год?

## **2. Основні розрахункові дані шокових дробарок**

Шокові дробарки у виробництві ТНСМ переважним чином застосовують для грубого (попереднього) та середнього дроблення сировини. Вони відрізняються простотою та надійністю конструкції і є нескладними в обслуговуванні.

З лекційних занять є відомими класифікаційні ознаки та основні конструкції шокових дробарок, що використовуються на підприємствах. Для більшості представників цього типу машин основними розрахунковими параметрами є: кут захоплення, число хитань рухомої щоки, продуктивність, конструктивні розміри завантажувального отвору, потужність двигуна.

1) Кут захоплення  $\alpha$  називають кут, що його утворюють щоки дробарки під час підходу рухомої щоки до нерухомої. Для визначення оптимального значення  $\alpha$ , за якого матеріал буде виштовхуватись з дробарки, прийнемо розташування обох щік під однаковим кутом  $\alpha/2$  до вертикальної площини (див. рис. 2.1, а).

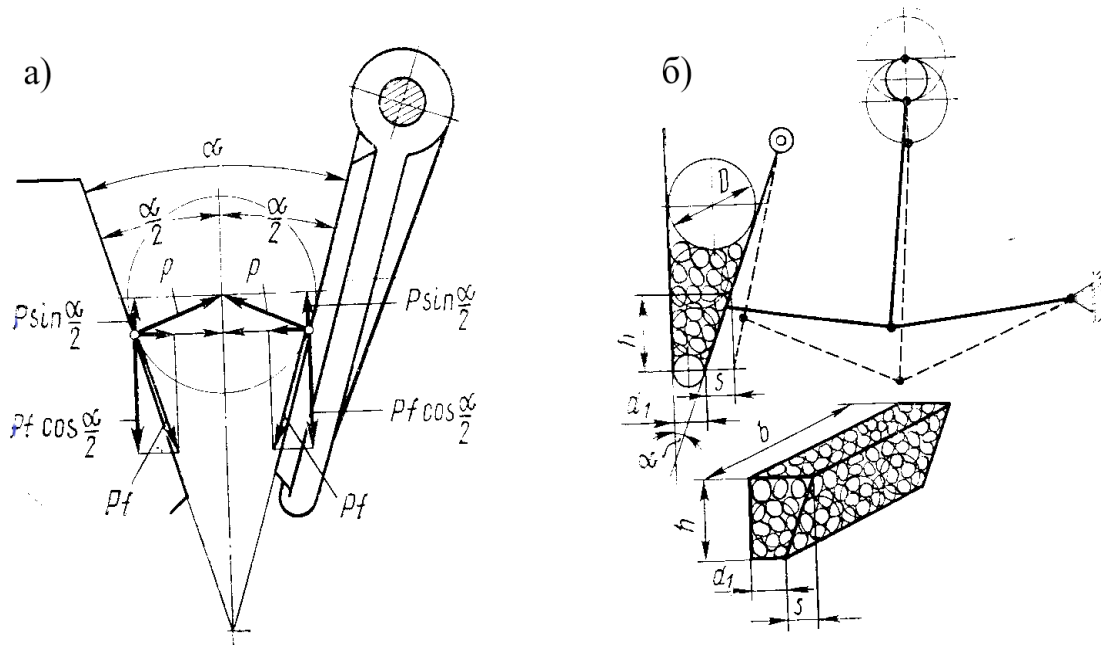


Рис. 2.1. Схеми для визначення:

а) – кута захоплення; б) – числа хитань рухомої щоки та продуктивності

При натисканні рухомої щоки на шматок матеріалу у точках, де він торкається поверхонь щік, виникають сили нормального тиску  $P$  і сили тертя  $P \cdot f$  ( $f$  – коефіцієнт тертя). Сили  $P$  розкладаються на складові – горизонтальні  $P \cdot \cos \alpha/2$  та вертикальні  $P \cdot \sin \alpha/2$ . Останні намагаються виштовхнути матеріал із завантажувального отвору дробарки. Складові  $P \cdot f \cdot \cos \alpha/2$  від сил тертя  $F = P \cdot f$  протидіють виштовхуванню матеріалу.

Для нормальної роботи щокової дробарки необхідно дотримуватись умови:

$$2 \cdot P \cdot \sin \alpha/2 \leq 2 \cdot P \cdot f \cdot \cos \alpha/2.$$

Розділивши обидві частини рівняння на  $2 \cdot P \cdot \cos \alpha/2$ , отримують:

$$\operatorname{tg} \alpha/2 \leq f. \tag{2.1}$$

З курсу механіки відомо, що  $f = \operatorname{tg} \varphi$ , де  $\varphi$  – кут тертя. Тоді, рівняння (2.1) можна записати у вигляді  $\alpha \leq 2 \cdot \varphi$ .

Отже, для нормальної роботи дробарки кут захоплення повинен дорівнювати подвійному куту тертя або бути меншим за нього. За рекомендованою мінімальною величиною коефіцієнта тертя  $f = 0,3$ ,  $\varphi = 16^\circ 40'$ ,  $\alpha = 33^\circ 20'$ . На практиці приймають  $\alpha = 15\text{--}25^\circ$ , при цьому ступень подрібнення становить 3–6, а глибина завантажувального отвору повинна бути у 2–2,5 рази більшою за його ширину. За нормального кута захоплення, коли одні шматки заклинюються іншим ( $\alpha > 2 \cdot \varphi$ ), шматок матеріалу можливо буде викинутий з дробарки.

2) Для визначення числа хитань рухомої щоки припускають, що найменша ширина випускного отвору становить  $d_1$  (рис. 2.1, б) і мінімальна величина відходу рухомої щоки  $s$ . Також вважають, що при відхиленні рухомої щоки від початкового у крайнє праве положення, подрібнений матеріал у вигляді призми трапецеїдального перерізу опуститься донизу під дією сили тяжіння.

У зв'язку з незначною величиною ходу щоки, приймають  $\alpha$  незмінним і визначають висоту призми як висоту трапеції, м:

$$h = \frac{s}{\operatorname{tg} \alpha}.$$

Найбільш раціональним буде число хитань рухомої щоки, за якого під час одного відходу щоки у крайнє положення, призма матеріалу заввишки  $h$  опуститься донизу. Тривалість опускання такої призми визначається часом  $t_1$  вільного падіння тіла, с:

$$t_1 = \sqrt{\frac{2 \cdot h}{g}},$$

де  $g$  – прискорення вільного падіння,  $g = 9,81 \text{ м/с}^2$ .

З іншого боку, з прийнятої умови час відходу щоки, тобто одного напівкачання, повинен відповідати часу опускання призми матеріалу. Під час одного обертання головного валу дробарки щока зазвичай робить два хитання (одне вправо і одне вліво). Таким чином, час відходу становитиме, с:

$$t = \frac{60}{2 \cdot n} = \frac{30}{n}.$$

де  $n$  – число обертів головного валу дробарки, хв.

Для безперешкодного опускання матеріалу необхідно, щоб  $t = t_1$ . Отже, можна записати:

$$\frac{30}{n} = \sqrt{\frac{2 \cdot h}{g}},$$

звідки отримують формулу (2.2) для визначення числа хитань рухомої щоки, об/хв:

$$n \cong 66 \cdot \sqrt{\frac{\text{tg } \alpha}{s}}. \quad (2.2)$$

За середнього (оптимального) значення  $\alpha = 20^\circ$ , формулу (2.2) можна записати у вигляді:  $n = 40/\sqrt{s}$ . Величина  $s$  становить 0,015–0,025 м.

В практичних розрахунках слід брати до уваги, що матеріал не вільно випадає з дробарки завдяки незначному гальмуванню, викликаному силою тертя об щоки. Таке гальмування враховують зменшенням значення  $n$  на 5–10 %.

3) Для визначення продуктивності щокової дробарки враховують, що під час відходу рухомої щоки на величину  $s$  (рис. 2.1, б) крізь розвантажувальну щілину дробарки довжиною  $b$ , випадає призма матеріалу з об'ємом, м<sup>3</sup>:

$$V = \frac{2 \cdot d_1 + s}{2} \cdot h \cdot b,$$

де  $h$  і  $b$  – висота і довжина призми, м.

Замінюючи у цьому рівнянні  $h = s/\text{tg } \alpha$ , отримують формулу (2.3) для визначення продуктивності дробарки за  $n$  повних хитань рухомої щоки, м<sup>3</sup>/год:

$$Q = \frac{2 \cdot d_1 + s}{2} \cdot \frac{s}{\text{tg } \alpha} \cdot n \cdot b \cdot \mu \cdot 60, \quad (2.3)$$

де  $\mu$  – коефіцієнт розпушування матеріалу,  $\mu = 0,25$ – $0,6$ .

На практиці припускають, що  $2 \cdot d_1 + s \cong 2 \cdot d$ , де  $d$  – розмір поперечника шматка матеріалу після дроблення, м. Для оптимального  $\alpha = 20^\circ$ ,

тангенс дорівнює 0,4. Отже, рівняння (2.3) можна записати у спрощеному вигляді для розрахунку продуктивності у м<sup>3</sup>/год:

$$Q = 150 \cdot d \cdot n \cdot s \cdot b \cdot \mu,$$

або для розрахунку продуктивності у т/год:

$$Q = 150 \cdot d \cdot n \cdot s \cdot b \cdot \mu \cdot \rho,$$

де  $\rho$  – густина матеріалу, кг/м<sup>3</sup> або т/м<sup>3</sup>.

На продуктивність щоклової дробарки суттєвий вплив чинить рівномірне та безперервне живлення, для здійснення якого застосовують різноманітні системи автоматичного регулювання. Найбільш успішною є блок-схема наведена на рис. 2.2. Система складається з електродвигуна *Д* постійного струму, що забезпечує регульований привід пластинчатому живильнику, регулятора продуктивності *РП* та регулятора рівня *РР*. Системою можна керувати в мануальному режимі або автоматично за допомогою програмного забезпечення (*БК* – блок керування).

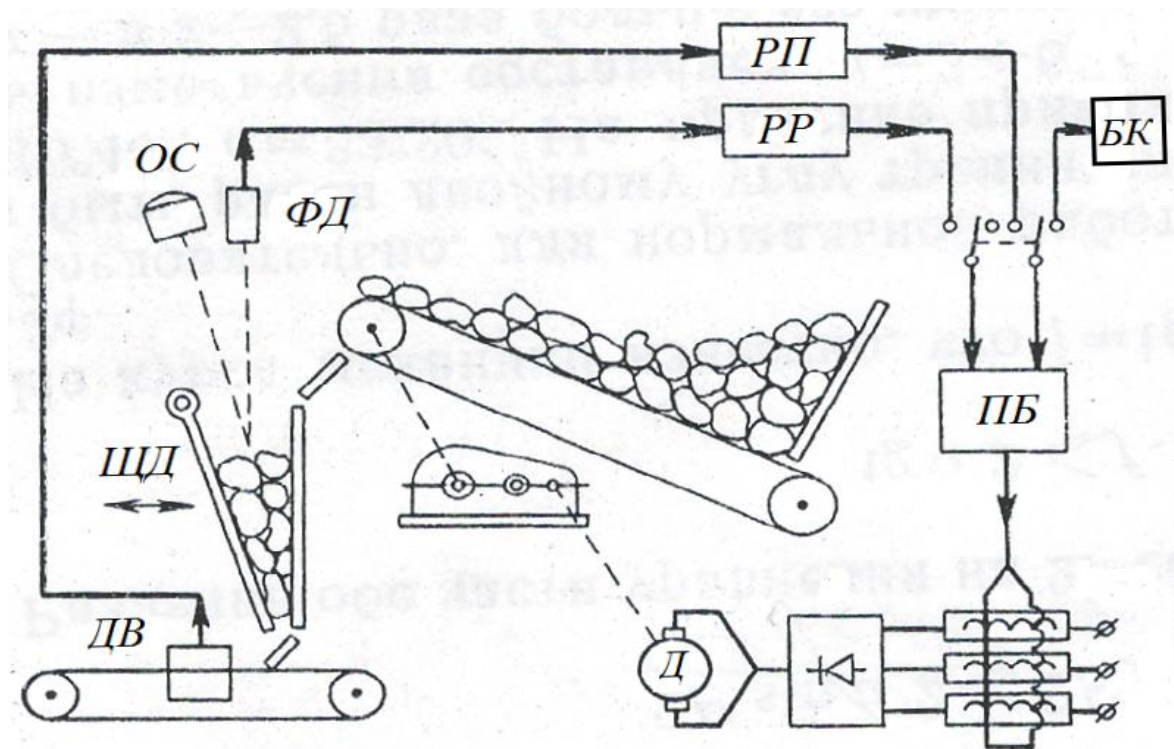


Рис. 2.2. Блок-схема автоматичного регулювання завантаження щоклової дробарки

В мануальному режимі оператор за допомогою оптичного маніпулятора збільшує або зменшує швидкість подачі матеріалу. За такого приводу можна підвищити продуктивність устаткування на 5–7 %.

За автоматичного керування в залежності від продуктивності та рівня матеріалу в камері дроблення, на вхід до проміжного блоку *ПБ* надходить сигнал від регулятора рівня *РР*. Останній отримує вхідний сигнал від фотодатчика *ФД*, розташованого поруч з освітлювачем *ОС*, та регулятора продуктивності *РП*, що отримує сигнал від датчика маси (ваги) *ДВ*. Система налаштована таким чином, що якщо рівень завантаження не перевищує 0,6 висоти камери дроблення, то регулювання відбувається лише за продуктивністю. Якщо рівень є меншим від 0,6 висоти камери, *РР* повільно підвищує швидкість живильника. За рівня більшого за 0,9 висоти, *РР* зупиняє живильник, а за значного зниження рівня матеріалу, швидкість живильника автоматично збільшується.

4) Конструктивними розмірами завантажувального отвору, які необхідно визначати є ширина, глибина та довжина.

Ширина завантажувального отвору  $a$  – це відстань між щоками, яка має бути на 20–60 мм більшою за розмір шматків матеріалу до подрібнення  $D$ , м:

$$a = D + (20 \div 60).$$

Глибина завантажувального отвору  $H$  визначається за допомогою рівняння, м:

$$H = \frac{a - d_1}{\operatorname{tg} \alpha}.$$

Як вже було зазначено, зазвичай глибина завантажувального отвору у 2–2,5 рази є більшою за його ширину, тобто:  $H = (2 \div 2,5) \cdot a$ .

Довжина завантажувального отвору (ширина щоки)  $b$  визначається за допомогою формули (2.3), м:

$$b = \frac{Q}{150 \cdot n \cdot d \cdot s \cdot \mu}.$$

Зазвичай  $b = (1,5 \div 3,5) \cdot a$ .

5) Визначення потужності двигуна щокової дробарки виконують орієнтовно за допомогою досвідних даних або каталогів з розрахунку, що

за ступеня подрібнення  $i = 4$ , на одиницю продуктивності шокової дробарки 1 т/год (0,28 кг/с) доводиться 0,46–0,55 кВт для м'яких порід, 0,75–0,92 кВт для порід середньої твердості та 0,92–1,1 кВт для твердих порід. За  $i \neq 4$  потужність змінюється приблизно пропорційно ступеню подрібнення.

На рис. 2.3 наведена залежність установчої потужності електродвигуна від площі завантажувального отвору дробарки, якою також можна скористатись для визначення потужності двигуна дробарки.

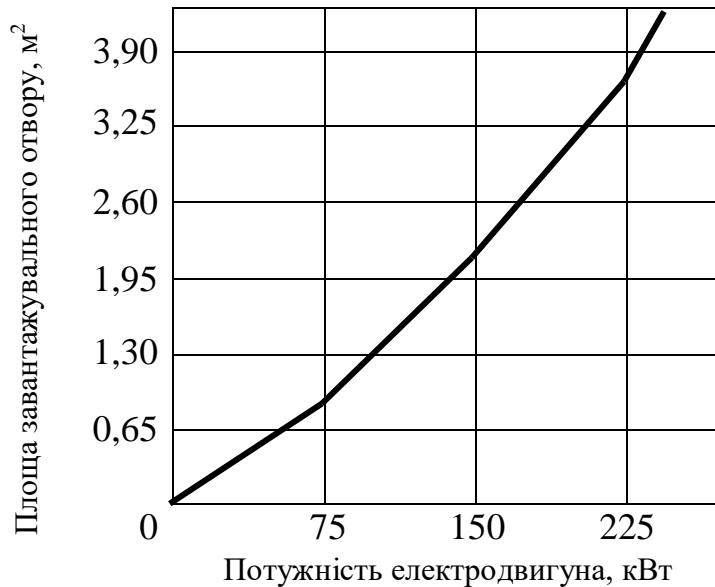


Рис. 2.3. Залежність установчої потужності електродвигуна від площі завантажувального отвору дробарки

Приклад. Виконати розрахунок шокової дробарки з простим хитанням рухомої щоки і шарнірно-важільним приводом для дроблення динасу густиною  $2500 \text{ кг/м}^3$ . Продуктивність дробарки  $20 \text{ м}^3/\text{год}$ ; розмір шматків матеріалу до подрібнення  $D = 450 \text{ мм}$ ; розмір шматків матеріалу після подрібнення  $d = 80 \text{ мм}$ ; величина відходу рухомої щоки  $s = 20 \text{ мм}$ ; коефіцієнт розпушування  $0,4$ .

Розрахунок починають з визначення кута захоплення, який, як зазначалось вище, повинен дорівнювати подвійному куту тертя або бути меншим за нього  $\alpha \leq 2 \cdot \varphi$  для запобігання викидання шматків матеріалу із завантажувального отвору дробарки. За рекомендованою мінімальною величиною коефіцієнта тертя  $f = 0,3$ ,  $\varphi = 16^\circ 40'$ ,  $\alpha = 33^\circ 20'$ . На практиці приймають  $\alpha = 15\text{--}25^\circ$ ; для розрахунку обирають  $\alpha = 20^\circ$ .

Далі за формулою (2.2) визначають число хитань рухомої щоки дробарки:

$$n = 40/\sqrt{s} = 40/\sqrt{0,02} = 283 \text{ об/хв.}$$

Враховуючи гальмування матеріалу силою тертя об щоки, зменшують значення  $n$  приблизно на 10 % і отримують 250 об/хв.

Після цього розраховують ширину завантажувального отвору:

$$a = D + (20 \div 60) = 450 + 50 = 500 \text{ мм} = 0,5 \text{ м.}$$

Глибина завантажувального отвору з урахуванням  $a$ , а також того, що за умовами задачі  $d_1 = d = 0,08$  м, становитиме:

$$H = \frac{a - d_1}{\text{tg } \alpha} = \frac{0,5 - 0,08}{0,36} = 1,166 \text{ м.}$$

Беручи до уваги, що глибина завантажувального отвору повинна у 2–2,5 рази бути більшою за його ширину, залишають отримане значення.

Довжину завантажувального отвору або ширину щоки розраховують за формулою (2.3):

$$b = \frac{Q}{150 \cdot n \cdot d \cdot s \cdot \mu} = \frac{20}{150 \cdot 250 \cdot 0,08 \cdot 0,02 \cdot 0,4} = 0,8 \text{ м.}$$

Потужність двигуна щокової дробарки визначають орієнтовно з урахуванням того, що динас відноситься до матеріалів середньої твердості для яких на одиницю продуктивності доводиться 0,75–0,92 кВт потужності. Отже, переводячи продуктивність дробарки у т/год, отримують:  $N = 50 \cdot 0,75 = 37,5$  кВт.

Також потужність двигуна щокової дробарки можна визначити за допомогою графіка (див. рис. 2.3), попередньо розрахувавши площу завантажувального отвору. Для цього визначають добуток ширини  $a = 0,5$  м та довжини  $b = 0,8$  м завантажувального отвору, який становитиме  $0,4 \text{ м}^2$ . Скориставшись графіком, отримують потужність електродвигуна орієнтовно 40 кВт.

### Задачі для самостійної роботи

1. Проведіть розрахунок щокової дробарки з простим качанням рухомої щоки і шарнірно-важільним приводом для дроблення граніту щільністю  $2630 \text{ кг/м}^3$ , якщо продуктивність дробарки  $7 \text{ кг/с}$ ; розмір шматків

граніту до подрібнення 200 мм, після подрібнення 40 мм; величина відходу рухомої щоки 20 мм; кут захоплення складає  $20^{\circ}$ ; коефіцієнт розпушування 0,5.

2. Проведіть розрахунок щокової дробарки з простим качанням рухомої щоки і шарнірно-важільним приводом для дроблення вапняку щільністю  $2600 \text{ кг/м}^3$ , якщо продуктивність дробарки 10 кг/с; розмір шматків вапняку до подрібнення 400 мм, після подрібнення 60 мм; величина відходу рухомої щоки 18 мм; кут захоплення складає  $25^{\circ}$ ; коефіцієнт розпушування 0,4.

3. Проведіть розрахунок щокової дробарки з простим качанням рухомої щоки і шарнірно-важільним приводом для дроблення пісковика щільністю  $2280 \text{ кг/м}^3$ , якщо продуктивність дробарки 12 кг/с; розмір шматків пісковика до подрібнення 300 мм, після подрібнення 50 мм; величина відходу рухомої щоки 18 мм; кут захоплення складає  $22^{\circ}$ ; коефіцієнт розпушування 0,4.

4. Проведіть розрахунок щокової дробарки з простим качанням рухомої щоки і шарнірно-важільним приводом для дроблення кварциту щільністю  $2640 \text{ кг/м}^3$ , якщо продуктивність дробарки 8 кг/с; розмір шматків кварциту до подрібнення 200 мм, після подрібнення 40 мм; величина відходу рухомої щоки 23 мм; кут захоплення складає  $18^{\circ}$ ; коефіцієнт розпушування 0,45.

5. Проведіть розрахунок щокової дробарки з простим качанням рухомої щоки і шарнірно-важільним приводом для дроблення шамоту щільністю  $2500 \text{ кг/м}^3$ , якщо продуктивність дробарки 14 кг/с; розмір шматків кварциту до подрібнення 450 мм, після подрібнення 100 мм; величина відходу рухомої щоки 25 мм; кут захоплення складає  $20^{\circ}$ ; коефіцієнт розпушування 0,5.

6. Проведіть розрахунок щокової дробарки з простим качанням рухомої щоки і шарнірно-важільним приводом для дроблення глини щільністю  $2000 \text{ кг/м}^3$ , якщо продуктивність дробарки 13 кг/с; розмір шматків глини до подрібнення 200 мм, після подрібнення 30 мм; величина відходу рухомої щоки 20 мм; кут захоплення складає  $15^{\circ}$ ; коефіцієнт розпушування 0,35.

### **3. Основні розрахункові дані валкових дробарок**

Валкові дробарки (вальці) широко застосовуються у промисловості будівельних матеріалів та кам'яно-керамічних виробів, особливо при подрібненні в'язких і вологих зернистих матеріалів. Валкові дробарки використовують також для вторинного подрібнення твердих порід (різноманітних руд, вапняків, пісковиків та ін.).

Класифікаційні ознаки та основні конструкції валкових дробарок в достатньому обсязі наведені в лекційному курсі. З нього є відомим, що ступень подрібнення в залежності від властивостей матеріалу, що подрібнюється, конструкції валка і принципу роботи дробарки, приймається для твердих порід  $i = 4$ , для м'яких в'язких порід  $i = 6-8$ . При подрібненні у зубчастих валках в'язких глинистих матеріалів величина  $i$  сягає 11-12 і більше. Продуктивність валкових дробарок в залежності від розмірів валків, числа їх обертів і виду матеріалу, що подрібнюється, коливається у межах 5-100 т/год і більше.

Основними розрахунковими параметрами валкових дробарок є: кут захоплення, співвідношення між діаметром валків і розміром шматків матеріалу, що надходить, а також продуктивність.

Основний принцип роботи валкових дробарок полягає у втягуванні тіла, що його належить подрібнити, у проміжок між двома валками. Серед умов, що забезпечують таке втягування, приймають, що матеріал, який надходить у дробарку, має кулеподібну форму. Також для спрощення розрахунків можна нехтувати дією сили ваги шматка матеріалу, через її незначущість у порівнянні з силою роздавлювання шматка валками.

1) Для валкових дробарок кутом захоплення  $\alpha$  вважається кут, що його утворюють дотичні, проведені через точки дотику шматка матеріалу з поверхнею валків. У момент захоплення шматка матеріалу діаметром  $d$  у точках його дотику з валками виникають сили нормального тиску  $P$ , що діють на матеріал під кутом  $\alpha/2$  (див. рис. 3.1).

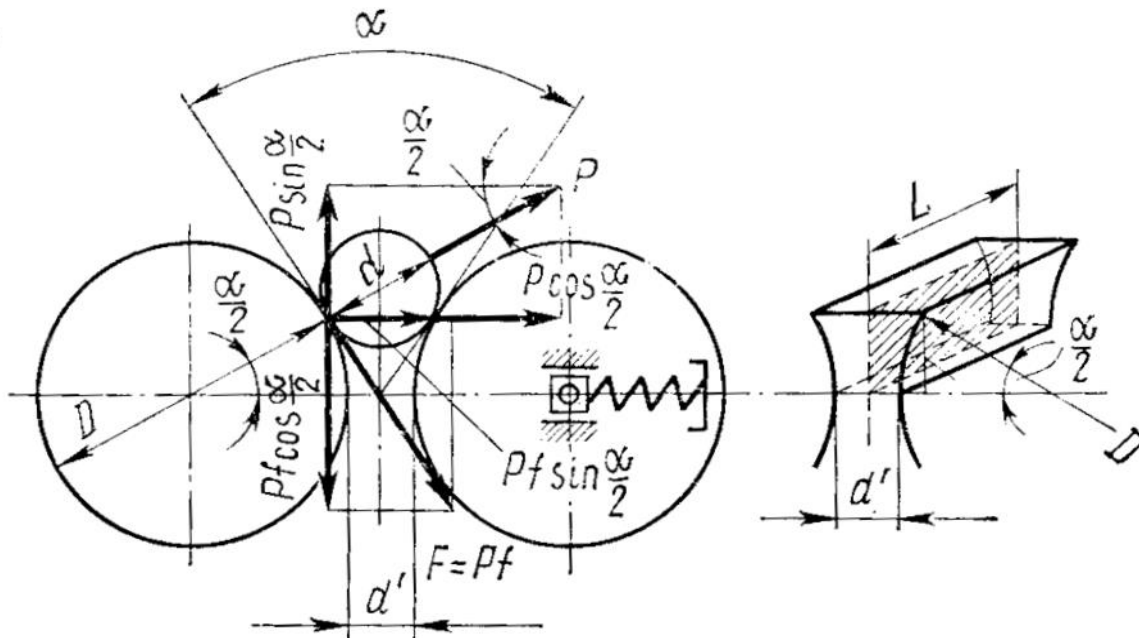


Рис. 3.1. Схема для визначення кута захоплення, відношення  $D/d$  та продуктивності валкової дробарки

Сили  $P$  розкладаються на складові –  $P \cdot \cos \alpha/2$  та  $P \cdot \sin \alpha/2$ , остання намагається виштовхнути матеріал. З іншого боку під прямим кутом до сили  $P$  діє сила тертя  $F = P \cdot f$ , що розкладається на силу  $P \cdot f \cdot \sin \alpha/2$  і силу, що втягує матеріал  $P \cdot f \cdot \cos \alpha/2$ .

Для нормальної роботи валкової дробарки необхідно дотримуватись умови:

$$2 \cdot P \cdot \sin \alpha/2 \leq 2 \cdot P \cdot f \cdot \cos \alpha/2.$$

Розділивши обидві частини рівняння на  $2 \cdot P \cdot \cos \alpha/2$ , отримують вже відоме з розділу 2 рівняння (2.1):  $\operatorname{tg} \alpha/2 \leq f$ . Пам'ятаючи, що  $f = \operatorname{tg} \varphi$  ( $\varphi$  – кут тертя), рівняння (2.1) записують у вигляді  $\alpha \leq 2 \cdot \varphi$ .

Отже, для нормальної роботи валкової дробарки, тобто втягування матеріалу валками, кут захоплення повинен бути меншим за подвійного кута тертя. На практиці у більшості випадків приймають  $\alpha = 32\text{--}48^\circ$ , що відповідає коефіцієнту тертя  $f = 0,3\text{--}0,45$ .

2) Для визначення співвідношення між діаметром валків і розміром шматків матеріалу, що надходить у дробарку, користуються схемою на рис. 3.1. Враховуючи, що  $D$  – діаметр валка,  $d$  – діаметр шматка матеріалу,  $d'$  – ширина вихідного отвору, шукане співвідношення можна виразити таким чином:

$$\frac{D}{2} + \frac{d'}{2} = \left( \frac{D}{2} + \frac{d}{2} \right) \cdot \cos \frac{\alpha}{2},$$

або

$$D + d' = (D + d) \cdot \cos \frac{\alpha}{2}.$$

Розділивши рівняння на  $d$  отримують:

$$\frac{D}{d} + \frac{d'}{d} = \left( \frac{D}{d} + 1 \right) \cdot \cos \frac{\alpha}{2}.$$

За практичними даними, за ступеня подрібнення  $i = 4$ , співвідношення між шириною вихідного отвору та діаметром шматка матеріалу становитиме:  $d'/d = 1/4$ . З урахуванням цього, попереднє рівняння набуде вигляду:

$$\frac{D}{d} \cdot \left( 1 - \cos \frac{\alpha}{2} \right) = \cos \frac{\alpha}{2} - \frac{1}{4}.$$

Звідки можна отримати формулу (3.1) для визначення співвідношення між діаметром валків і розміром шматків матеріалу, що надходить у дробарку:

$$\frac{D}{d} = \frac{\cos \frac{\alpha}{2} - \frac{1}{4}}{\left(1 - \cos \frac{\alpha}{2}\right)}. \quad (3.1)$$

Коефіцієнт тертя твердих порід (вапняку, пісковика, граніту та ін.) об поверхню сталевого валка в середньому дорівнює 0,3, що відповідає куту захоплення  $\alpha = 32^\circ$  і відповідно  $\alpha/2 = 16^\circ$ . Таким чином, співвідношення  $D/d$  для твердих порід за формулою (3.1) дорівнює:

$$\frac{D}{d} = \frac{\cos 16^\circ - 0,25}{(1 - \cos 16^\circ)} \cong 18.$$

Практично для забезпечення надійної роботи валкової дробарки необхідно збільшувати значення  $D/d$  на 10–20 %. Тому для твердих матеріалів приймають  $D = (18–22) \cdot d$ , а отже, для дробарок із гладкою поверхнею валків шматки матеріалу, що надходить у дробарку, повинні бути у 18–22 рази меншими за діаметр валків.

Коефіцієнт тертя глини кар'єрної вологості дорівнює 0,45, що відповідає куту захоплення  $\alpha = 48^\circ$  і відповідно  $\alpha/2 = 24^\circ$ , і у свою чергу, співвідношенню  $D/d \cong 8$ .

Таким чином, дробарки із гладкою поверхнею валків застосовують лише для середнього і дрібного дроблення, оскільки навіть за великих діаметрів валків (1500 мм), розмір шматків, що надходить у дробарку не перебільшує 75 мм за ступеня подрібнення 3–5.

Для валкових дробарок із зубчастими валками приймають  $D = (1,5–4,5) \cdot d$ , а для дробарок із рифленими валками  $D = (10–12) \cdot d$ . Довжина валків  $L = (0,3–0,7) \cdot D$ .

Враховуючи відстань між валками, тобто ширину вихідного отвору дробарки  $d'$ , можна визначити найбільший діаметр шматка матеріалу, що надходить у дробарку за допомогою формули (3.2), м:

$$d = \frac{D \cdot \left(1 - \cos \frac{\alpha}{2}\right) + d'}{\cos \frac{\alpha}{2}}. \quad (3.2)$$

3) Для визначення продуктивності валкової дробарки знову користуються схемою на рис. 3.1, з якої видно, що за довжини валка  $L$  (м) і

відстані між валками  $d'$  (м), площа перетину вихідної стрічки матеріалу дорівнює  $L \cdot d'$ . Якщо швидкість виходу стрічки матеріалу  $v$  (м/с), то об'єм матеріалу, що виходить з валків в одиницю часу становитиме, м<sup>3</sup>/с:

$$V = 3600 \cdot L \cdot d' \cdot v \cdot \mu, \quad (3.3)$$

де  $\mu$  – коефіцієнт, що враховує використання довжини валків та розпушування матеріалу; для твердих порід  $\mu = 0,2-0,3$ , для вологих в'язких матеріалів (глин)  $\mu = 0,5-0,6$ .

Приймають, що швидкість виходу подрібненого матеріалу наближено дорівнює обертовій швидкості валків, м/с:

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

де  $D$  – діаметр валка, м;  $n$  – число обертів валків за хв.

Тоді, формулу (3.3) можна записати у кінцевому вигляді для розрахунку продуктивності у м<sup>3</sup>/год:

$$V = 188,4 \cdot L \cdot d' \cdot D \cdot n \cdot \mu,$$

або для розрахунку продуктивності у т/год:

$$V = 188,4 \cdot L \cdot d' \cdot D \cdot n \cdot \mu \cdot \rho,$$

де  $\rho$  – густина матеріалу, т/м<sup>3</sup>.

Досвід експлуатації валкових дробарок доводить, що при дробленні твердих порід, під впливом опорів роздавлюванню і наявності пружин, валки дещо розсуваються, збільшуючи таким чином відстань  $d'$ . Тому, в практичних розрахунках таке збільшення приймають у межах 25 %, з подальшим внесенням відповідних поправок у формулу (3.3).

Приклад 1. Визначити найбільший розмір шматків матеріалу, що надходить до валкової дробарки з діаметром валків  $D = 800$  мм, якщо відстань між валками дорівнює  $d' = 10$  мм, а коефіцієнт тертя між валком та матеріалом  $f = 0,3$ .

Розрахунок починають з визначення кута захоплення, який для втягування матеріалу валками, повинен бути меншим за подвійного кута тертя. На практиці у більшості випадків приймають  $\alpha = 32-48^\circ$ , що відповідає коефіцієнту тертя  $f = 0,3-0,45$ . Отже, коефіцієнту тертя 0,3 відповідає кут захоплення  $\alpha = 32^\circ$  і відповідно  $\alpha/2 = 16^\circ$ .

Тоді, найбільший розмір шматків матеріалу, що надходить до валкової дробарки визначають за формулою (3.2):

$$d = \frac{D \cdot \left(1 - \cos \frac{\alpha}{2}\right) + d'}{\cos \frac{\alpha}{2}} = \frac{0,8 \cdot (1 - \cos 16^\circ) + 0,01}{\cos 16^\circ} = 0,044 \text{ м} = 44 \text{ мм.}$$

Приклад 2. Визначити продуктивність валкової дробарки для подрібнення матеріалу середньої твердості густиною  $1,6 \text{ т/м}^3$ , з валком діаметром  $D = 1000 \text{ мм}$  та довжиною  $L = 400 \text{ мм}$ , якщо відстань між валками  $d' = 2 \text{ мм}$ ; кількість обертів валу  $n = 100$  за хвилину, а коефіцієнт використання довжини валків та розпушування матеріалу  $\mu = 0,4$ .

Розрахунок продуктивності виконують за формулою (3.3):

$$V = 188,4 \cdot L \cdot d' \cdot D \cdot n \cdot \mu = 188,4 \cdot 0,4 \cdot 0,002 \cdot 1 \cdot 100 \cdot 0,4 = 6 \text{ м}^3/\text{год},$$

або у т/год:

$$V = 188,4 \cdot L \cdot d' \cdot D \cdot n \cdot \mu \cdot \rho = 188,4 \cdot 0,4 \cdot 0,002 \cdot 1 \cdot 100 \cdot 0,4 \cdot 1,6 = 9,6.$$

### Задачі для самостійної роботи

1. Визначити найбільший розмір шматків матеріалу, що йде до валкової дробарки з діаметром валків  $800 \text{ мм}$ , якщо відстань між валками дорівнює  $20 \text{ мм}$ , а коефіцієнт тертя між валком та матеріалом  $0,34$ .

2. Визначити продуктивність валкової дробарки для подрібнення глини густиною  $2000 \text{ кг/м}^3$ , з валком діаметром  $1000 \text{ мм}$  та довжиною  $500 \text{ мм}$ , якщо відстань між валками  $2,5 \text{ мм}$ ; кількість обертів валу  $75$  за хвилину; коефіцієнт використання довжини валків та розпушування матеріалу  $0,5$ .

3. Визначити найбільший розмір шматків матеріалу, що йде до валкової дробарки з діаметром валків  $1000 \text{ мм}$ , якщо відстань між валками дорівнює  $3 \text{ мм}$ , а коефіцієнт тертя між валком та матеріалом  $0,39$ .

4. Визначити продуктивність валкової дробарки для подрібнення шамоту густиною  $2300 \text{ кг/м}^3$ , з валком діаметром  $1200 \text{ мм}$  та довжиною  $700 \text{ мм}$ , якщо відстань між валками  $1,5 \text{ мм}$ ; кількість обертів валу  $160$  за хвилину; коефіцієнт використання довжини валків та розпушування матеріалу  $0,5$ .

5. Визначити найбільший розмір шматків матеріалу, що йде до валкової дробарки з діаметром валків  $1200 \text{ мм}$ , якщо відстань між валками дорівнює  $2 \text{ мм}$ , а коефіцієнт тертя між валком та матеріалом  $0,45$ .

6. Визначить продуктивність валкової дробарки для подрібнення вапняку густиною  $2600 \text{ кг/м}^3$ , з валком діаметром 1250 мм та довжиною 1000 мм, якщо відстань між валками 1 мм; кількість обертів валу 185 за хвилину; коефіцієнт використання довжини валків та розпушування матеріалу 0,5.

### Список літератури

1. Крупа А. А. Хімічна технологія керамічних матеріалів : навч. посіб. / А. А. Крупа, В. С. Городов. – Київ: Вища школа, 1990. – 399 с.
2. Сивко В. Й. Механічне устаткування підприємств будівельних виробів / В. Й. Сивко. – Київ: СДО, 1994. – 359 с.
3. Пащенко О. О. В'язучі матеріали / О. О. Пащенко, В. П. Сербін, О. О. Старчевська. – Київ: Вища школа, 1995. – 416 с.
4. Пермяков Ю. В. Обладнання для керамічних підприємств : Конспект лекцій. – Ч. 1. За ред. М. І. Рищенка. / Ю. В. Пермяков. – Харків: ХДПУ, 1999. – 75 с.
5. Савченко В. Д., Шевченко О. Ф. Механічне устаткування підприємств з виробництва силікатних матеріалів : навч. посіб. / В. Д. Савченко, О. Ф. Шевченко. – Дніпропетровськ: УДХТУ, 2006. – 308 с.
6. Механічне обладнання/ Електронний конспект лекцій [Електронний ресурс] – Режим доступу: <http://www.twirpx.com/files/mechanics/rigid>

## ЗМІСТ

Вступ.....	3
1. Основні відомості про подрібнення матеріалів.....	3
Задачі для самостійної роботи.....	7
2. Основні розрахункові дані щокочових дробарок.....	7
Задачі для самостійної роботи.....	14
3. Основні розрахункові дані валкових дробарок.....	15
Задачі для самостійної роботи.....	20
Список літератури.....	21

Навчальне видання

Методичні вказівки  
до виконання практичних робіт з курсу  
«Механічне обладнання підприємств тугоплавких  
неметалевих і силікатних матеріалів»  
для студентів спеціальності 161 «Хімічні технології та інженерія»  
освітньої програми «Хімічні технології та інженерія»  
усіх форм навчання

Укладач НАГОРНИЙ Андрій Олегович

Роботу до видання рекомендувала *проф. Федоренко О. Ю.*

Відповідальний за випуск *проф. Пітак Я. М.*

В авторській редакції

План 2023 р., поз. 128

Підп. до друку 01.03.2023 р. Формат 60 x 84<sup>1/16</sup>. Ум. друк. арк. 1,44.  
Гарнітура Times New Roman.

---

Видавничий центр НТУ «ХП»  
Свідоцтво про державну реєстрацію ДК № 5478 від 21.08.2017 р.  
61002, м. Харків, вул. Кирпичова, 2

---

Самостійне електронне видання

