

**Міністерство освіти і науки України
Державний вищий навчальний заклад
“Український державний хіміко-технологічний університет”**

О.О. Тертишний, С.О. Опарін, П.В. Рябін

МЕХАНІЧНІ ПРОЦЕСИ В ХІМІЧНІЙ ТЕХНОЛОГІЇ

Дніпропетровськ 2015

УДК 66.02:621.926

ББК 35.11

Т

Рецензенти: *Бурдо О. Г.*, д.т.н., проф. ОНАХТ;

Васильєв Л.М. д.т.н., проф. ІГТМ ім. Полякова Н. С. НАН України;

Салей А.А., д.т.н., проф.. ДВНЗ УДХТУ

Гриф наданий Міністерством освіти і науки України.

Лист № 1/11-12203 від 30.07.13.

ISBN

Тертишний О.О., Опарін С.О., Рябік П.В.

Т Механічні процеси в хімічній технології. – Дніпропетровськ: ДВНЗ УДХТУ, 2015. – 215 с.

Викладено систематизований матеріал відносно механіки твердих середовищ в процесах хімічної технології. Розглядаються проблеми теорії і практики, явища, прийоми і методи механічного оброблення твердих матеріалів, які охоплюють визначення та оцінювання їх дисперсного складу, способи подрібнення, класифікації, сортування, зберігання, дозування, живлення і транспортування. Наводяться характеристики обладнання та розглядаються методи визначення основних технологічних і конструктивних параметрів.

Посібник призначений для студентів, які навчаються за напрямками: хімічна технологія і інженерія; екологія; біотехнологія; харчова технологія і інженерія; інженерна механіка.

УДК 66.02:621.926

ББК 35.11

ISBN

© Тертишний О.О., Опарін С.О., Рябік П.В., 2015

Навчальне видання

Тертишний Олег Олександрович
Опарін Сергій Олександрович
Рябік Павло Васильович

МЕХАНІЧНІ ПРОЦЕСИ В ХІМІЧНІЙ ТЕХНОЛОГІЇ

Авторська редакція
Комп'ютерна верстка
Технічне редагування

С.О. Опарін
Т.М. Кіжло
Л.М. Тонкошкур

Оригінал-макет виготовлений ВПК ІнКомЦентру ДВНЗ УДХТУ

Підписано до друку 18.11.2014. Формат 60х×84 1/16. Папір офсетний №1.
Друк різнограф. Умов.-друк. арк. 5,83. Облік.-вид. арк. 6,0.
Тираж 300 прим. Зам. № 17.

Видавничо-поліграфічний комплекс ДВНЗ УДХТУ, 49005, Дніпропетровськ-5, пр. Гагаріна, 8
Свідоцтво суб'єкта видавничої справи ДК №303 від 27.12.2000 р.

ЗМІСТ

ВСТУП.....	6
 Розділ I ОСНОВИ МЕХАНІКИ СИПКИХ МАТЕРІАЛІВ	
Умовні позначення та одиниці вимірювання.....	8
1. Способи визначення основних технологічних характеристик сипких матеріалів.....	9
2. Ситовий аналіз.....	10
2.1. Методика проведення аналізу.....	11
2.2. Сита з мікрівічками.....	16
3. Дисперсний склад і фізико-механічні характеристики сипких матеріалів.....	17
4. Тиск на стінки ємностей (посудин).....	26
5. Витікання сипких матеріалів із отворів ємностей.....	28
6. Гідродинаміка дисперсних систем.....	32
6.1. Рух твердих часток в рідинах.....	32
6.2. Псевдозрідження.....	37
Тести для самоконтролю до розділу I.....	40
Контрольні питання до розділу I.....	43
Приклади до розділу I.....	44
Задачі до розділу I.....	78
Список літератури до розділу I.....	81
 Розділ II ПОДРІБНЕННЯ ТВЕРДИХ МАТЕРІАЛІВ	
Умовні позначення та одиниці вимірювання.....	82
1. Загальні відомості.....	83
2. Способи подрібнення.....	84
3. Фізико-механічні основи подрібнення. Витрата енергії.....	87
4. Стадії та схеми подрібнення.....	93
5. Класифікація подрібнювачів.....	94
6. Порівняння та вибір подрібнювачів.....	94
7. Шляхи інтенсифікації роботи подрібнювачів.....	98
8. Подрібнювачі.....	100
8.1. Подрібнювачі розколюючої та розламуючої дії.....	100
Щокові дробарки.....	100
Конусні дробарки.....	106
Зубовалкові дробарки.....	112
8.2. Подрібнювачі роздавлюючої дії.....	115
Гладковалкові дробарки.....	115
Ролико-кільцеві млини.....	117
8.3. Подрібнювачі стираюче-роздавлюючої дії.....	120
Бігуни.....	120

Жорнова.....	123
Катково-тарілчасті млини.....	124
Куле-кільцеві млини.....	125
8.4. Подрібнювачі ударної дії.....	126
Молоткові дробарки.....	127
Ударно-відцентрові дробарки.....	129
Роторні дробарки.....	130
Відцентрово-кулеві млини.....	132
Дезінтегратори та дисмембратори.....	135
Барабанні млини.....	136
Струминні млини.....	140
8.5. Подрібнювачі ударно-стираючої дії.....	141
Ударно-відцентрові млини.....	141
Вібраційні млини.....	149
Планетарні млини.....	150
Гіроскопічні млини.....	150
Бісерні млини.....	151
8.6. Подрібнювачі ріжучої дії.....	151
Ножеві млини.....	151
8.7. Колоїдні млини.....	153
Конусні млини.....	153
Бильні млини.....	154
Колоїдні млини з решітчастим ротором.....	154
Віб्रोкавітаційні млини.....	155
8.8. Спеціальні види подрібнення.....	155
Ультразвукове диспергування.....	155
Криогенне подрібнення.....	156
9. Промислові схеми подрібнення.....	156
9.1. Подрібнення рослинних матеріалів.....	156
9.2. Подрібнення залізоокисного пігменту.....	159
9.3. Подрібнення гумотехнічних матеріалів.....	161
9.4. Подрібнення сірчаної руди.....	162
9.5. Подрібнення вапна у виробництві преципітату.....	163
Тести для самоконтролю до розділу II.....	164
Контрольні питання до розділу II.....	167
Приклади до розділу II.....	168
Задачі до розділу II.....	172
Список літератури до розділу II.....	173

Розділ III ОБЛАДНАННЯ ДЛЯ ПЕРЕРОБКИ СИПКИХ МАТЕРІАЛІВ

Умовні позначення та одиниці вимірювання.....	174
1. Сита.....	175
2. Грохоти.....	176
3. Пневмо- і гідрокласифікатори.....	181

4. Дозатори.....	184
4.1. Бункери та затвори до них.....	186
4.2. Дозатори та живильники.....	190
5. Пристрої для змішування.....	193
6. Механічні транспортні пристрої для вертикального та змішаного переміщення.....	197
7. Механічні транспортні пристрої для горизонтального переміщення.....	199
8. Пневмо- та гідротранспорт.....	200
9. Розрахунок продуктивності та витрати енергії транспортних пристроїв	204
Тести для самоконтролю до розділу III	208
Контрольні питання до розділу III.....	209
Приклади до розділу III.....	211
Задачі до розділу III.....	212
 Список літератури до розділу III.....	 213
 Предметний покажчик.....	 214

ВСТУП

На відміну від гомогенних сумішей, де складові компоненти перемішані на молекулярному рівні, гетерогенні, або багатофазові суміші характеризуються наявністю макроскопічних неоднорідностей або включень. Особливе місце серед гетерогенних систем займають тверді дисперсні суміші, в яких окремі частки утворюють по контактних поверхнях єдиний скелет.

Тверді частки в гетерогенній суміші називають дисперсними частками або дисперсною фазою, а оточуюче середовище-дисперсійною фазою. В більшості процесів хімічної технології використовують переважно створені із застосовуванням спеціального обладнання тверді дисперсні суміші, які мають зернисту структуру. Подібна структура забезпечує рухомість сумішей у вільному насипному стані під дією гравітаційних сил. Тому подібну суміш ще називають сипким матеріалом. Природно, що в умовах реального виробництва сипкі матеріали складають полідисперсні системи твердих часток.

Сипким матеріалом може бути продукція багатьох хімічних і суміжних виробництв. Це мінеральні добрива, будівельні матеріали, наповнювачі, фарбники, миючі засоби, металеві порошки, тверді природні палива, сільськогосподарські і харчові продукти та інше.

В сипкому стані використовуються вихідні сировинні матеріали, напівфабрикати, каталізатори. Сипкі середовища одержують в основному механічним подрібнюванням твердих матеріалів. Подрібнення відкриває цільові речовини, що знаходяться в твердій породі, збільшує поверхню фазового контакту діючих мас в гетерогенному середовищі, що впливає на інтенсивність фізичних і хімічних процесів з участю твердої фази.

Матеріали, що подрібнюються, можуть бути твердими, м'якими, крихкими, в'язкими, липкими, термічно нестійкими, нейтральними, хімічно активними, вогне- і вибухонебезпечними, шкідливими і нешкідливими для оточення.

В залежності від фізико-механічних властивостей, ступені подрібнення матеріалу вибирають відповідний спосіб руйнування та тип дробарки чи млина.

В технологіях застосовуються всі види подрібнення від самого крупного, коли розмір окремих кусків матеріалу перевищує сотні міліметрів, до колоїдного, коли розмір часток вимірюється мікронами. Різноманітність типів і розмірів подрібнювачів диктується масштабами і характером виробництв. В залежності від крупності вихідної сировини і вимог до кінцевого продукту, подрібнення матеріалу проводять в один або в кілька прийомів.

Крім процесу подрібнення в технологічних схемах перероблення твердих дисперсних систем, при необхідності, передбачають обладнання та засоби для їх класифікації, сортування, дозування змішування, транспортування та зберігання.

З розвитком сучасного виробництва, збільшенням об'ємів мінеральної сировини, напівфабрикатів і товарної продукції в твердому стані зростає

необхідність у високопродуктивному обладнанні для процесів, які пов'язані з переробленням твердих матеріалів.

В посібнику розглядаються фізико-механічні властивості твердих дисперсних матеріалів в сипкому стані, способи експериментального визначення їх фракційного складу та методики математичної обробки одержаних результатів, теоретичні основи механіки сипких середовищ при витіканні із ємкостей і бункерів, переміщенні в транспортних системах.

Наводяться детальні характеристики обладнання та методи визначення їх основних технологічних характеристик, рівень енергоспоживання, способи інтенсифікації процесів.

Приклади промислових технологічних схем подрібнення деяких специфічних матеріалів знайомлять з принципами комплексної організації процесу та взаємодії основного та допоміжного обладнання.

Навчальний посібник складається із трьох розділів, які логічно пов'язані між собою загальною проблемою механіки твердих дисперсних систем. В той же час кожний розділ за своїм змістом і структурою становить цілісний навчальний матеріал, яким можна користуватися і вивчати незалежно від інших.

Для засвоєння матеріалу посібник містить приклади типових задач, контрольні питання та тести для самоконтролю.

При підготовці навчального посібника були використані результати наукових досліджень, які здійснюються на кафедрі процесів та апаратів хімічної технології Українського державного хіміко-технологічного університету.

Розділ І

ОСНОВИ МЕХАНІКИ СИПКИХ МАТЕРІАЛІВ

Умовні позначення та одиниці вимірювання

Величина, термін	Умовне позначення	Одиниці вимірювання
Висота шару сипкого матеріалу	H	мм, м
Вологовміст матеріалу	ω^c	%
Густина матеріалу	ρ_m	кг/м ³
Густина насипна	ρ_n	кг/м ³
Діаметр	d	мкм, мм, м
Діаметр еквівалентний	$d_{екв}$	мкм, мм, м
Залишок	R	мг, г, кг
Коефіцієнт бокового тиску	ζ	-
Коефіцієнт витікання вільного	λ_u	-
Коефіцієнт витікання примусового	K_u	-
Коефіцієнт динамічної в'язкості	μ	Па·с
Коефіцієнт механічного тертя	f	-
Коефіцієнт опору середовища	ξ	-
Коефіцієнт форми частки	φ_ϕ	-
Критерій (число) Рейнольдса	Re	-
Критерій Архімеда	Ar	-
Критерій Лещенка	Ly	-
Кут внутрішнього тертя ефективний	φ	град
Кут внутрішнього тертя статичний	φ_τ	град
Кут зовнішнього тертя покою	φ_n	град
Кут зовнішнього тертя руху	φ_p	град
Кут нахилу твірної днища до вертикалі	θ	град
Кут природного відкосу	φ_v	град
Маса матеріалу	M	кг
Маса частки	m_χ	мг, г, кг
Навантаження нормальне на бокові стінки	σ_3	Па
Навантаження руйнування	σ_p	Па
Навантаження ущільнююче	σ_v	Па
Об'єм шару сипкого матеріалу	V	м ³
Об'єм частки	v_χ	м ³
Площа проекції частки	S	м ²
Поверхня питома	$F_{пит}$	м ² /м ³
Порозність	ε	-
Прохід	D	мг, г, кг
Розмір геометричний	a, b, l	мкм, мм, м
Фактор розділення	F_p	-
Фактор форми	Φ	-
Функція розподілення диференційна	$f(d)$	-
Функція розподілення залишку за діаметром	$R(d)$	-
Функція розподілення проходу за діаметром	$D(d)$	-
Час	τ	с, хв., год, доба
Швидкість витання	$w_{вит}$	м/с
Швидкість середня, фіктивна	w_ϕ	м/с

1. Способи визначення основних технологічних характеристик сипких матеріалів

Сипкий матеріал являє собою систему (масив) полідисперсних твердих часток різних розмірів і форми. *Дисперсний аналіз* сипких матеріалів виконують різними методами, які можна об'єднати в групи на основі принципів, на яких вони базуються. Крім того, їх можна розділити в залежності від дисперсності матеріалу, що досліджується і класифікувати наступним чином [1]:

1. За масою фракцій:

а) механічне розділення часток;

- просіювання;
- фільтрування;

б) седиментометрія:

- відмучування;
- визначення густини стовпа суспензії;
- пофракційне осадження;
- накопичення осаду;
- відбір масових проб;
- електрофотоседиментометрія;

в) сепарація в потоці (гідродинамічні методи):

- у вертикальних апаратах;
- у відцентрових апаратах з ротором;
- у циклончиках;
- у струминних апаратах – вловлювачах;
- у електричному полі.

2. За числом часток у фракціях:

а) перелік і вимірювання розмірів часток:

- оптичним мікроскопом;
- електронним мікроскопом;

б) перелік часток з розподіленням їх згідно з розмірами на основі:

- побічних показників;
- ультрамікроскопії;
- вимірювання електричних зарядів часток;
- вимірювання розсіювання світла фотоімпульсним способом та згідно з

характеристиками світлорозсіювання;

- кондуктометрія.

3. За умовними показниками:

а) визначення питомої поверхні;

- вимірювання газопроникності шару дисперсного матеріалу при атмосферному тиску або при розрідженні;
- вимірювання адсорбції газів;
- визначення швидкості розчинення;
- розрахунки згідно з функцією розподілення, яка знайдена масовими методами.

б) розрахунок умовних пересічних розмірів часток.

Більшість названих методів застосовують для аналізу дисперсного складу порошків і грубих дисперсних систем.

Детальний огляд усіх наведених методів аналізу виходить за межі даного посібника. Доцільно розглянути лише ситовий аналіз сипких і порошкових матеріалів.

2. Ситовий аналіз

Ситовий аналіз подрібнених матеріалів базується на механічному розділенні часток за крупністю (розмірами). Матеріал завантажується на сито з вічками відомого розміру і шляхом струшування, постукування, вібрації або іншими способами розділяється на дві частини – залишок і прохід.

Якщо просіювати матеріал через кілька різних сит, можна розділити пробу на кілька фракцій. Розміри часток цих фракцій обмежені розмірами отворів в ситах, що використовувалися при виконанні аналізу.

Під *розміром отвору* сита звичайно мають на увазі довжину сторони квадратного вічка. Нижня межа розмірів вічок сит в нормах і стандартах багатьох країн знаходиться біля 40 мкм. Менші за розміром стандартні сита використовуються тільки для аналізів порошків з хорошою сипкістю. На практиці виготовляють сита з розмірами вічок менше 40 мкм, але вони не придатні для ручного чи звичайного механічного просіювання.

Відношення розміру вічок сита до розміру (ширини) отвору наступного більш дрібного сита являється постійною величиною і називається *модулем набору сит*.

Розміри вічок сучасних наборів сит вибираються згідно з рекомендованими рядами чисел. Кожен із цих рядів являє собою десятичний ряд геометричної прогресії з яким-небудь знаменником. Модуль набору сит – це знаменник ряду математичної прогресії. Міжнародною організацією стандартизації (ISO) прийнята рекомендація стосовно порядку визначення основних рядів чисел, яким віддається перевага. Серед них ряди з наступними знаменниками:

$$\begin{aligned}\text{для рядів} \quad R\ 5 \quad \sqrt[5]{10} &= 1,5849 \approx 1,6; \\ R\ 10 \quad \sqrt[10]{10} &= 1,2589 \approx 1,25; \\ R\ 20 \quad \sqrt[20]{10} &= 1,1220 \approx 1,12; \\ R\ 40 \quad \sqrt[40]{10} &= 1,0593 \approx 1,06.\end{aligned}$$

У відповідності з рекомендаціями ISO дозволяється застосовувати похідні ряди чисел, які одержують шляхом відбору в основних рядах кожного другого, третього або n -го члена ряду. У позначення похідних рядів, крім основного ряду, входить число, яке вказує із скількох членів основного ряду вони утворені.

Наприклад:

$$R20/3 = 1,41 \approx \sqrt{2};$$

$$R40/4 = 1,19 \approx \sqrt[4]{2}.$$

В табл. 1.1 наведена характеристика сучасних стандартизованих наборів сит. Крім того, в США і Великобританії збереглась нумерація сит за числом отворів на відстані одного дюйма (25,4 мм). Це число, або номер сита, який має назву «меш», яке часто застосовується при позначенні сит. Наприклад сито № 200 (або 200 меш) має 200 отворів на одному дюймі.

На практиці для аналізу пилу зустрічаються сита, які характеризуються числом отворів на 1 см, або кількістю отворів на 1 см². Наприклад на обичайці сита № 100 (100 отворів на лінійний сантиметр) гравірується число 10000, яке показує скільки отворів знаходиться на 1 см² сита. Ширина отворів в такому ситі $a = 60$ мкм, а товщина волокна (дроту) $b = 40$ мкм.

Полотно сита - це сітка із термічно обробленого дроту із сплавів кольорових металів. Середній арифметичний розмір сторони – вічка сита на просвіт визначається за формулою[1]

$$a = l/n - b, \quad (1.1)$$

де b – фактичний діаметр дроту, мм;

n – число відрахованих вічок на ділянці l ;

l – довжина ділянки, мм.

Ситова тканина натягується на круглу або квадратну обичайку. Кругле сито має діаметр 20 см і висоту борту 5 см. Квадратні сита мають розміри 22х22 см з висотою борту 9 см. Під час аналізу сито насаджується на піддон, висота якого складає біля 3,5 см. Зверху сито накривається кришкою, за виключенням тих випадків, коли розсіювання виконується за допомогою щітки або при промиванні водою.

2.1. Методика проведення аналізу

Повний ситовий аналіз для визначення ступеня дисперсності подрібненого матеріалу можна виконувати двома шляхами. Перший, який застосовують в основному при *машинному розсіюванні* полягає в тому, що проба матеріалу завантажується на сито з найбільшими отворами у взятому наборі. Прохід із першого сита падає на наступне – тонше, і так до останнього найтоншого. Така послідовність дозволяє сита всього набору поставити одне на одне і розділити пробу на фракції за одну робочу операцію.

Інший спосіб полягає в тому, що пробу засипають на саме тонке сито, а одержаний залишок переміщують на наступне крупніше сито.

Перевага такої послідовності полягає в тому, що грубе зерно поліпшує процес просіювання на тонких ситах. Тому при *ручному розсіюванні* доцільно користуватися цим способом. Взагалі існує багато методів розсіювання порошкових матеріалів.

Таблиця 1.1.

Нормовані розміри отворів сит, які використовуються в різних країнах

№ п/п	ISO-565		ГОСТ 3584-73 (СНГ)	DIN 4178 (Німеччина)	ASTM British Standard	British Standard	ASTM E 11-70 США
	R 20/3	R 20					
	Розмір отворів						
	мкм		мм	мкм		Число отворів на дюйм, (меш)	
1	2	3	4	5	6	7	8
1		20		20			
2		25		25			
3		28		28			
4	32	32		32			
5		36		36			
6		40	0,040	40	38	400	400
7	45	45	0,045	45	45	350	325
8		50	0,050	53	53	300	270
9		56	0,056				
10	63	63	0,063	63	63	240	230
11		71	0,071	71	75	200	200
12		80	0,080	80			
13	90	90	0,090	90	90	170	170
14		100	0,100	100	106		
15		112		112			
16	125	125	0,125	125	125	120	120
17		140		140	150	100	100
18		160	0,160	160			
19	180	180		180	180	85	85
20		200	0,200	200	212	70	80
21		224		224			
22	250	250	0,250	250	250	60	60
23		280		280	300	52	50
24		315	0,315	315			
25	355	355		355	355	44	45
26		400	0,400	400	425	36	40
27		450		450			
28	500	500	0,50	500	500	30	35
29		560		560	600	25	30
30		630	0,63	630			
31	710	710		710	710	22	25
32		800	0,80	800	850	18	20
33		900		900			
34	1000	1000	1,00	1000	1000	16	18
	І так далі до						
	125 мм	125 мм		125мм	125 мм		

1. Ручне розсіювання:
 - струшенням і простукуванням;
 - за допомогою щіточок (застосовують для тонкого пилу, який схильний до злипання);
 - промиванням (для пилу, який схильний до стирання чи злипання під дією електростатичних сил).
2. Механічне розсіювання (сита з отворами більше 40 мкм) за допомогою машин, які створюють:
 - обертальний і коливальний рух сит в горизонтальній площині;
 - коливання площини сит;
 - вібрацію;
 - постукування сит;
 - рух сит по складній траєкторії в результаті двох або кількох механічних дій.
3. Аеродинамічне розсіювання на повітряно–струменевих ситах з отворами більше 15 мкм.
4. Ультразвукове розсіювання на печатних ситах з вічками більше 5 мкм.
5. Мокре просіювання з вібрацією під вакуумом на печатних ситах з отворами більше 2 мкм.

Ручне розсіювання застосовують для важливих виробничих процесів, в дослідних роботах та при арбітражних аналізах. При ручному розсіюванні на круглих ситах, сито з піддоном і кришкою беруть однією рукою з нахилом до горизонтальної площини на $10-20^{\circ}$ вгору від руки і постукують другою рукою приблизно 120 разів за хвилину. Кожні 15 секунд сито розташовують горизонтально і сильно б'ють по обичайці. У випадку, коли матеріал просіюється погано то при використанні тонких сит рекомендується через кожні 5 хвилин очищати м'якою щіточкою нижню поверхню сита. Частки, що відпадають від поверхні сита додають до проходу.

Квадратне сито беруть двома руками і зі зміною нахилу до 20° рухають вперед і назад та час від часу ударяють долонею. Число коливань, повороти, постукування, очищення щіточкою аналогічні круглим ситам. Проба порошку при сухому розсіюванні повинна бути повітряно-сухою. Якщо під час розсіювання можлива зміна вологості проби, то необхідно результати перерахувати на сухий матеріал. Кількість матеріалу, який насипають залежить від площі сита, яку не рекомендується перевантажувати. Визначальним фактором є об'єм порошку. Тому пробу відбирають не по масі, а по об'єму. Для нормальних сит діаметром 20 см рекомендується брати пробу об'ємом 100 см^3 і визначати її масу з точністю до 0,01 г. При розсіюванні тонких порошоків, які містять частки схильні до злипання, сита можуть забиватися. Частки з розмірами рівними розмірам вічок можуть застрягати в них і виключати з роботи значну площу сита. Для запобігання злипання разом з пробой в сита поміщають латунні штифти довжиною 10 мм (біля 30 г на кожне сито). Штифти забезпечують руйнування агломератів, що утворюються в процесі злипання.

При розсіювання порошку, який схильний до стирання, в якості допоміжних засобів рекомендують застосувати гумові кубики з гладкою поверхнею.

Порошки, які можуть електризуватися, просіюють мокрим способом. Аналогічно розсівають і вологий пил, який після попереднього оброблення не розпадається на первинні частки.

При ручному і машинному промиванні рідина не повинна впливати на матеріал. Рідину на сито необхідно подавати обережно, рівномірно, під невеликим тиском. При ручному розсіюванні промиванням пробу поміщають на початку аналізу на саме грубе сито, а потім її послідовно промивають через сита з меншими вічками. Після промивання сита з залишками сушать, а самі залишки зважують.

На рис. 1.1 наведено прилад 029 М для визначення зернового складу сипкого матеріалу.

Технічна характеристика приладу 029 М:

- число сит в комплекті 11;
- розміри вічок сит 25; 16; 1,0; 0,63; 0,40; 0,315; 0,2; 0,16; 0,1; 0,063; 0,050;
- число сит при одночасній установці 11;
- частота обертань вала, хв^{-1} 300;
- число ударів важеля, хв^{-1} 180;
- потужність електродвигуна, кВт 0,5;
- габаритні розміри, мм 635х335х645;
- маса, кг 90.

Швидкість механічного розсіювання залежить від інтенсивності кругового руху, коливання, вібрації і постукування, а також від допоміжних засобів – гумових кубиків, штифтів та ін.

Механічне розсіювання потребує значно меншого часу і виключає індивідуальні помилки. В той же час на тонких ситах умови розсіювання ускладнюються внаслідок відсутності в пробах грубих часток. Тому машинне розсіювання придатне, в основному, для поточних виробничих аналізів. При цьому для кожного нового виду сипучого матеріалу рекомендується порівнювати результати машинного і ручного розсіювання.

Сухе механічне і ручне розсіювання можна вважати закінченим, якщо через сито проходить мала кількість матеріалу. Розсіювання закінчують, якщо залишок на ситі зменшується не більше, ніж на 0,2% протягом 2 хвилин.

Розсіювання, як і будь-який процес розділення порошку на фракції не дає ідеальної кривої ступеня розділення. Через допуски у розмірах отворів сита в проході з'являється деякий відсоток часток з розмірами більшими від номінального розміру вічок (*надзерно*). Деякий відсоток *підзерна* знаходиться в залишку над ситом, з причини прилипання тонких зерен до більш крупних часток.

Час чистого просіювання залежить від густини матеріалу, розмірів і форми зерна, від об'єму проби, інтенсивності просіювання, розмірів отворів сита, площі закупорених вічок і вологості повітря.

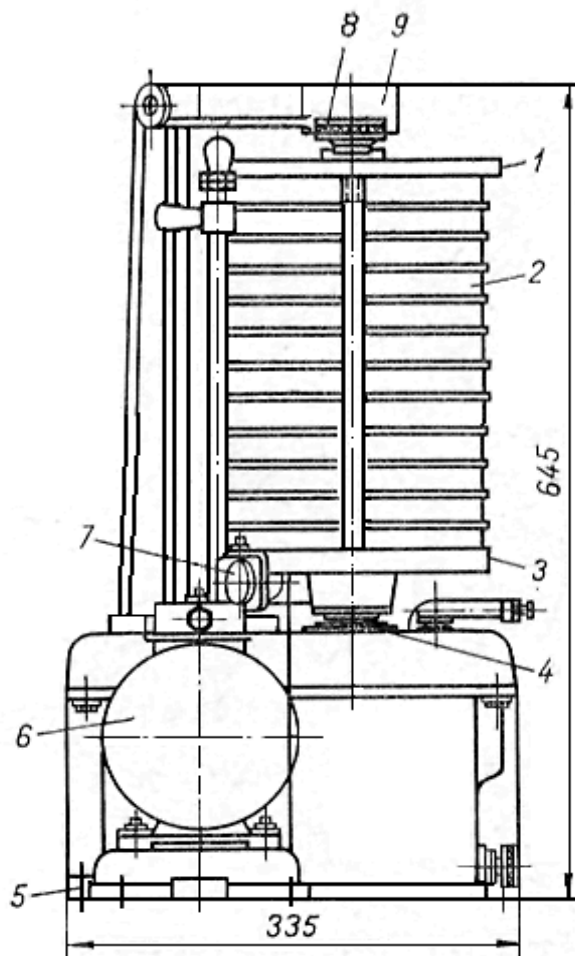


Рис.1.1. Схема приладу моделі 029 М для механічного розсіювання:
 1– кришка; 2– набір сит; 3 – столик; 4– вал привода; 5 – станина;
 6 – електродвигун; 7–куліса; 8 –гвинт кріплення; 9–ударний важіль

На основі практичних даних при механічному розсіюванні час чистого просіювання для сипкого матеріалу має наступні орієнтовні значення:

Розмір отворів, мкм	Тривалість просіювання, хв
40-63	20-30
71-160	10-20
більше 160	5-10

Після закінчення ситового аналізу кожна фракція зважується з точністю до 0,01 г. Сумарна маса всіх фракцій не повинна відхилятися від маси вихідної проби більше ніж на 2%. Втрати рекомендується рознести по всіх фракціях пропорційно до їх мас. Для достовірності зазвичай виконують два аналізи. Маси відповідних фракцій не повинні відрізнятися більше ніж на 1% від маси всієї проби. При точних дослідженнях необхідно виконувати декілька аналізів і визначати середнє арифметичне значення маси кожної фракції. Приклад обробки результатів ситового аналізу наведено в таблиці 1.2.

Для рядових аналізів при побудові *кривої розподілення* значення *проходів* або *залишків* в процентах можна відкладати як ординати безпосередньо над розмірами вічок сит. При точних аналізах на графіках слід нанести значення залишків або проходів над межами фракцій, яка визначається за середніми розмірами зерна за допомогою мікроскопа.

Таблиця 1.2

Приклад обробки результатів ситового аналізу порошку

Розмір вічок сита, мкм	Межові розміри часток фракції, мкм	Маса фракцій			Залишок R, %
		без урахування втрат при розсіюванні		з урахуванням втрат при розсіюванні, $\Delta R, \%$	
		$\Delta m, g$	$\Delta R, \%$		
	>250	0,42	0,36	0,36	0,36
250					
	250-200	1,84	1,59	1,60	
200					1,96
	200-160	3,26	2,82	2,84	
160					4,80
	160-125	5,74	4,95	4,99	
125					9,79
	125-100	8,22	7,12	7,19	
100					16,98
	100-80	9,00	7,78	7,86	
80					24,84
	80-63	11,14	9,65	9,75	
63					34,59
	63-40	18,10	15,65	15,81	
40					0,40
	40-0	56,84	49,10	49,60	
Втрати при розсіюванні		1,14	0,980		
Проба		115,70	100,0	100,0	100,0

2.2. Сита з мікровічками

На практиці в ситовому аналізі користуються стандартизованими ситами з вічками від 40 мкм і більше. А для аналізів порошкових матеріалів в підситовій області, як правило користуються седиментометричними або аеродинамічними методами. В той же час застосування ситового аналізу для часток менше 40 мкм стає досить актуальним.

Для сит з вічками менше 40 мкм *ткані (плетені) полотна* непридатні, тому, що форма і розміри вічок не дуже точні. Сита з мікровічками виготовляють способом *друкування*. Товщина смужок, які розділяють проходи вічок, складає $\approx 2,5$ мкм. Для міцності вони посилюються опорними сітками. На рис. 1.2 можна бачити перевагу *друкованих сит* в порівнянні з тканими. Крім того, слід мати на увазі, що розміри проходів вічок в тканих ситах залежать і

від площини в якій здійснюється вимірювання (по товщині тканини сита). В печатних ситах розміри проходів вічок сита по товщині залишаються постійними. Для ведення аналізів на ситах з мікровічками застосовують мокрий спосіб просіювання. Для промивання використовують дистильовану воду, бензин, або інші вуглеводні. Приведення проби в рух здійснюється за рахунок швидкої зміни тиску або розрідження під ситом.

У випадку використання сит з вічками 10 мкм і менше при внутрішньому діаметрі обичайки 70 мм, проба не повинна перевищувати 500 мг, а при вічках в 2 мкм вона повинна зменшитися до 100 мг. Хороша якість просіювання досягається, коли над поверхнею сита лежить шар товщиною в одну частку. Змочена проба порошку зливається із посудини на сито, під яким підтримується розрідження 200-300 мм вод. ст. Промивання проби порошку на ситі продовжується до заповнення прийомної ємності під ситом об'ємом близько одного літра. Потім ємність міняють і пробу промивають ще раз. Якщо промивна рідина прозора, то останнє промивання виконують ацетоном для швидкого висушування залишку.

Зважування проб і одержаних фракцій виконують за допомогою аналітичних ваг після висушування матеріалу до повітряно-сухого стану.

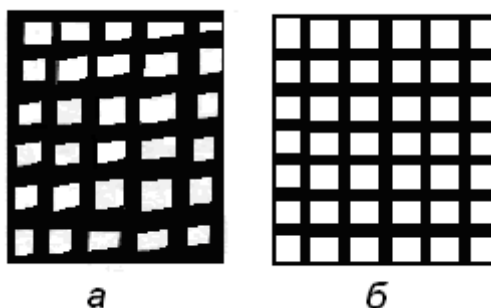


Рис. 1.2. Вид полотен сит під мікроскопом [1]:
а – плетене; б – друковане.

3. Дисперсний склад і фізико-механічні характеристики сипких матеріалів

Промислові сипкі матеріали та продукти подрібнення складаються із часток, які мають в більшості випадків довільну геометричну форму і, звичайно, є полідисперсними системами.

Для оцінки ступеня дисперсності таких матеріалів можуть використовуватися різні характеристики, наприклад, найменший і найбільший розмір часток, різниця між найбільшим і найменшим розмірами, середній розмір часток, питома поверхня та ін. Але більш повно *дисперсність* характеризується *дисперсним (гранулометричним, зерновим) складом*. На основі цієї характеристики можуть визначатися не тільки названі вище параметри, а і відсоток часток кожного розміру. Сипкі матеріали, як системи, що складаються із значного числа часток, які відрізняються формою і розміром, являють собою статистичні генеральні сукупності. Вони можуть бути одно- і

багатокомпонентними, якщо одержані із одної речовини різними способами (наприклад, помелом і конденсацією).

Довільна геометрична форма ускладнює визначення розмірів часток шляхом вимірювання. Для спільної характеристики розміру і форми часток введено поняття *еквівалентного і седиментаційного діаметра* $d_{\text{екв}}$ і $d_{\text{сед}}$.

Властивості сипкого матеріалу зручно описувати *функцією розподілення* $D(d)$ маси матеріалу за діаметрами часток або *функцією* $R(d)$, які зв'язані між собою. Характеристики зернового складу сипких і порошкових матеріалів спочатку визначалися за результатами ситового аналізу. Історично склалося, що позначення функцій $D(d)$ і $R(d)$ відповідали початковим літерам німецьких термінів *Durchgang* (*прохід*) і *Rückstand* (*залишок*). Функція $D(d)$ дорівнює масовій частці (відсотку) всіх часток від загальної маси матеріалу, у яких діаметр менший d . Функція $R(d)$ відповідає масовій частці (відсотку) всіх часток від загальної маси матеріалу, у яких діаметр більший d . Очевидно, що справедливе співвідношення [1, 2]

$$\begin{aligned} D(d) + R(d) &= 100\%; \\ D(d_{\min}) &= 0; D(d_{\max}) = 100\%; \\ R(d_{\min}) &= 100\%; R(d_{\max}) = 0, \end{aligned} \quad (1.2)$$

де $d_{\min}$, $d_{\max}$ – мінімальний і максимальний діаметри часток, які зустрічаються в зразку матеріалу.

Інколи використовують функції розподілення $D_n(d)$ і $R_n(d)$ – число часток за їх діаметрами і функції розподілення $D_s(d)$ і $R_s(d)$ – поверхні часток за діаметрами, а також інші аналогічні функції. Всі вони визначаються таким же методом, як і функції $D(d)$ і $R(d)$, але з заміною слова «маса» словами «число часток», «поверхня часток» та ін.

Поряд з функціями розподілення за діаметрами застосовують функції розподілення маси, а також числа часток за швидкістю витання. Ці функції позначають відповідно $\tilde{D}(w)$, $\tilde{D}_n(w_{\text{вум}})$ і $\tilde{R}(w_{\text{вум}})$, $\tilde{R}_n(w_{\text{вум}})$, де $w_{\text{вум}}$ *швидкість витання*. Вони відрізняються тим, що у визначені функції розподілення слово «діаметр» замінюють словами «швидкість витання» і відповідно справедливі рівності $D(d) = \tilde{D}[w_{\text{вум}}(d)]$; $R(d) = \tilde{R}[w_{\text{вум}}(d)]$, де $w_{\text{вум}}(d)$ – швидкість витання, як функція діаметра. Графічно функції розподілення зображуються у вигляді *кривих розподілення*. Для цього по осі абсцис відкладають у масштабі (рівномірному або нерівномірному) значення діаметра d часток, або якої-небудь його функції, а по осі ординат – процентний вміст всіх часток, діаметр яких менший чи більший від d , тобто значення функцій $D(d)$ або $R(d)$. Загальний вигляд кривих розподілення для однокомпонентних порошків зображено на рис. 1.3. В силу того, що $D(d) + R(d) = 100\%$, криві пересікаються в точці, де $D(d) = R(d) = 50\%$. Функція розподілення $D(d)$ являється безперервною монотонною функцією величини $f(d)$ і має

безперервну похідну. Це значить, що існує функція, яка може бути одержана шляхом диференціювання функції розподілення $D(d)$ і яка буде безперервна в інтервалі $d_{\min} - d_{\max}$.

$$\int_{d_{\min}}^{d_{\max}} f(d) \cdot d(d) = D(d_{\max}) - D(d_{\min}); \quad (1.3)$$

$$f(d) = \frac{dD(d)}{d(d)} = -\frac{dR(d)}{d(d)}.$$

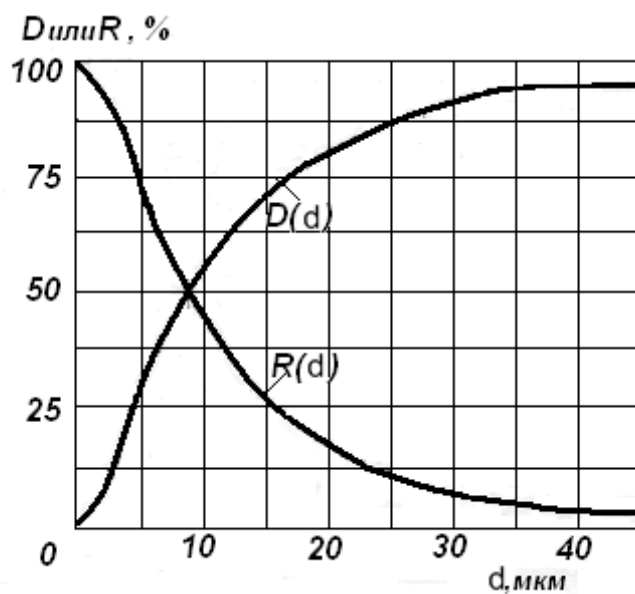


Рис. 1.3. Криві розподілення сипкого матеріалу

Функція $f(d)$ називається *нормованою на 100% щільністю розподілення* маси матеріалу за діаметрами часток або *нормованою на 100% диференційною функцією розподілення*. У відповідності з формулою (1.3), функція розподілення $D(d)$ називається також *інтегральною функцією розподілення, нормованою на 100%* і її ординати в точках d_i дорівнюють площам, які обмежені кривою $f(d)$ і віссю абсцис в інтервалі $d_i - d_{\min}$ (у випадку, якщо по осі абсцис прийнято рівномірний масштаб). Аналогічно визначаються нормована на 100% щільність розподілення числа часток за діаметрами $f_n(d)$ і поверхнею часток за діаметрами $f_s(d)$. При цьому $f_s(d) = \frac{dD_s(d)}{d(d)}$, $f_n(d) = \frac{dD_n(d)}{d(d)}$.

З точки зору того, що криві розподілення D і R можна одержати шляхом послідовного складання накопичених відсотків вмісту часток різних розмірів, їх називають інколи *кумулятивними кривими*.

Відсоток окремих фракцій, який одержують в результаті аналізу дисперсного складу, зручно зображати у вигляді *ступінчастого графіка (гістограми)*. По осі абсцис відкладають у відповідному масштабі розміри

часток, а по осі ординат – відносний вміст фракцій, тобто відсоток кожної фракції за відношенням до маси всього матеріалу.

При побудові гістограм необхідно враховувати, що діапазони окремих фракцій звичайно не однакові. Це викликано, як технічними умовами виконання аналізу, так і тим, що для більш повноцінної характеристики сипких матеріалів діапазони фракцій доцільно збільшувати зі зростанням розмірів часток. Дійсно, поверхня часток діаметром 1 мкм в чотири рази менша поверхні часток діаметром 2 мкм. В той же час для часток діаметром 10 і 11 мкм поверхні відрізняються лише на 20%, а для часток діаметром 100 і 101 мкм – всього на 2%. Тому, якщо матеріал фракцій 1-2 або 1-3 мкм, 2-4 або 3-6 мкм суттєво розрізняється за властивостями, які пов'язані з крупністю часток, то в інтервалах 10 або 100 мкм різниця в 1-2 мкм мало впливає на властивості матеріалу і тут розділення на вузькі діапазони недоцільне. Щоб відмінності властивостей часток, які пов'язані з їх крупністю, були однакові у всіх фракціях, діапазони фракцій повинні зі збільшенням розмірів часток розширюватися в геометричній прогресії.

З погляду того, що діапазони окремих фракцій звичайно приймаються неоднаковими, відносний вміст фракцій, які відкладають по осі ординат, розраховують шляхом ділення процентного масового вмісту кожної фракції на її діапазон (різницю граничних розмірів фракції).

Гістограма дає наочну картину про дисперсний склад сипкого матеріалу, але вигляд ступінчатого графіка залежить від прийнятого діапазону фракцій (рис. 1.4). *Криву щільності розподілення* одержують шляхом диференціювання по d *кривої розподілення* $D(d)$, яка зображена на рис. 1.3 і являє собою істинну щільність розподілення.

Та обставина, що криві зернового розподілення продуктів подрібнення і щільність розподілення цих матеріалів завжди плавні то існує закономірний зв'язок між розмірами часток і їх масовим вмістом.

Вигляд кривих розподілення може бути різним в залежності від фізико-хімічної природи і способу одержання дисперсного матеріалу, в тому числі і від типу обладнання на якому виконано подрібнення.

Істинне зернове розподілення подрібненого матеріалу залежить тільки від умов його утворення. В той же час експериментальні результати розподілення одного і того матеріалу розрізняються в залежності від вибраного методу дисперсного аналізу. При цьому, як правило, крива розподілення і крива щільності розподілення, які побудовані за результатами аналізу, який виконано одним методом, відрізняється від кривих, які одержані іншими методами. Це пояснюється наявністю в кожному методі своїх систематичних відхилень (помилки), які викликані припущеннями, що лежать в основі методу.

Іншими словами, розподілення, які одержують в результаті аналізів, являються функціями не тільки закономірностей способу утворення сипкого матеріалу, з яким пов'язане істинне його розподілення, а і від закономірностей викривлень, які вносяться систематичними помилками методу аналізу.

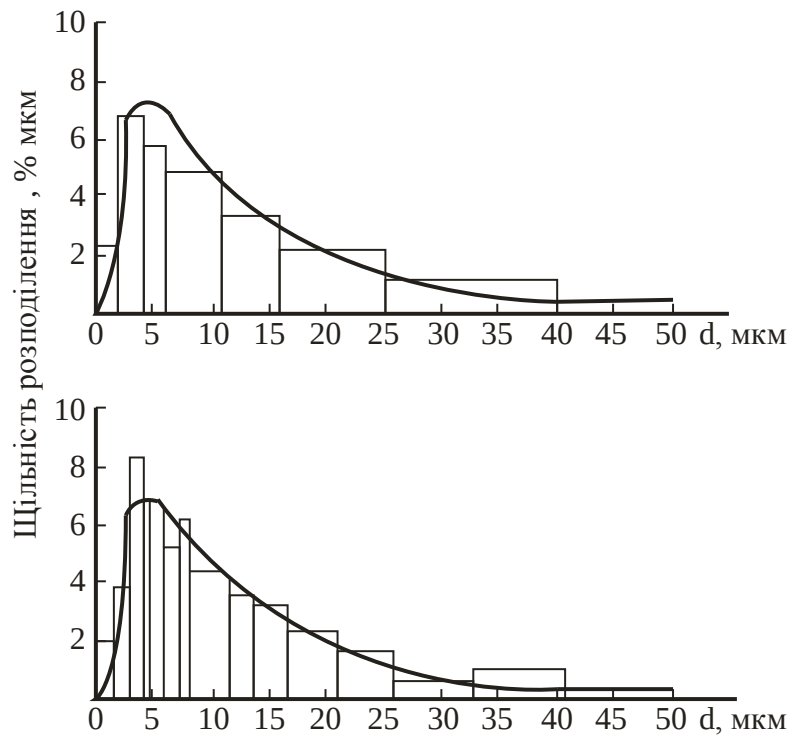


Рис. 1.4. Гістограми одного зразка порошку для різних діапазонів фракцій і крива щільності розподілення

Для аналітичного опису функцій розподілення часток використовують різні рівняння. Досить широке розповсюдження одержало рівняння Розіна-Раммлера [2]

$$R(d) = \exp(-b \cdot d^n), \quad (1.4)$$

де b і n – емпіричні константи.

Дисперсний склад матеріалу після подрібнення в кульовому млині можна описати за більш спрощеною формулою [3]

$$R(d) = \exp(-3 \cdot d / d_{ном}), \quad (1.5)$$

де d – довільний розмір часток, який змінюється від 0 до $d_{ном}$;

$d_{ном}$ – номінальний розмір частки, яка відповідає умові $R(d_{ном})=0,05$.

На практиці за $d_{ном}$ приймають максимальний розмір частки $d_{к max}$ на виході із млина.

За відомою функцією $R(d)$ можна знайти середній діаметр часток – $d_{сер}$ та питому поверхню – F_{num} , $м^2/м^3$ [3]

$$d_{сер} = \int_0^{d_{max}} d \cdot dR(d), \quad (1.6)$$

$$F_{num} = \int_0^{d_{max}} \frac{6}{d} \cdot dR(d). \quad (1.7)$$

При розрахунках за рівнянням (1.6) вважають, що частки менше $1 \cdot 10^{-6}$ м відсутні. Питома поверхня дисперсного матеріалу характеризується відношенням поверхні часток до одиниці маси або об'єму матеріалу. Питома поверхня $F_{\text{пнт}}$, $\text{м}^2/\text{м}^3$ матеріалів, які подрібнюються в кульовому млині може розраховуватися за рівнянням [3]:

$$F_{\text{пнт}} = \frac{41,4}{d_{\text{ном}}} \cdot \lg(d_{\text{ном}} \cdot \frac{10^6}{5,47}). \quad (1.8)$$

Для багатьох технологічних задач важливою характеристикою сипких матеріалів являється *вільний об'єм* або *порозність (пористість)* ε , яка визначається відношенням об'єму пустот між частками до об'єму зайнятого шаром матеріалу.

Взаємозв'язок *еквівалентного діаметра* пор (каналів) в сипкому матеріалі і його питомою поверхнею та вільним об'ємом описується рівнянням [4, 5]:

$$d_{\text{e.n.}} = \frac{4\varepsilon}{F_{\text{пнт}}}. \quad (1.9)$$

В багатьох випадках виникає необхідність оцінювання впливу часток, наприклад, на гідродинамічні характеристики деяких процесів. Відхилення форми часток від сферичної форми оцінюється фактором форми Φ , який являє собою відношення поверхні кулі $F_{\text{кул.}}$, яка має об'єм, що дорівнює об'єму частки довільної форми, до дійсної поверхні цієї частки $F_{\text{ч}}$. [4]:

$$\Phi = \frac{F_{\text{кул.}}}{F_{\text{ч}}}. \quad (1.10)$$

Для прикладу значення *фактора форми* Φ для деяких часток:

Форма частки: – куля; – куб; –циліндр ($h=5d$); – диск ($h=0,05d$).

Фактор Φ : 1; 0,806; 0,69; 0,32;

де h – висота циліндричної частини;

d – діаметр основи циліндра.

Якщо взяти 1 м^3 сипкого матеріалу, який складається із m часток і характеризується вільним об'ємом (порозністю) ε та питомою поверхнею

часток $F_{\text{пнт.}}$, середній об'єм однієї частки $\nu_{\text{ч}}$ складе:

$$\nu_{\text{ч}} = \frac{1-\varepsilon}{m} = \frac{\pi \cdot d_{\text{кул}}^3}{6}. \quad (1.11)$$

Поверхня однієї частки F_q визначиться:

$$F_q = \frac{F_{num}}{m} = \frac{\pi \cdot d_{кул.}^2}{\Phi}, \quad (1.12)$$

де $d_{кул.}$ – діаметр сферичної частки, яка має об'єм рівний об'єму частки довільної форми.

Після ділення відповідних частин рівняння (1.12) на (1.11), одержують:

$$\frac{F_q}{v_q} = \frac{F_{num}}{1-\varepsilon} = \frac{6}{\Phi \cdot d_{кул.}}. \quad (1.13)$$

Звідки:

$$F_{num} = \frac{6(1-\varepsilon)}{\Phi \cdot d_{кул.}}. \quad (1.14)$$

Порозність сипкого матеріалу пов'язана з *насипною густиною* ρ_n , яка визначається відношенням маси сипкого матеріалу до об'єму, який вона займає. Величина ρ_n пов'язана з густиною матеріалу твердих часток ρ_m залежністю:

$$\rho_n = \rho_m (1 - \varepsilon). \quad (1.15)$$

Для кускових і зернистих матеріалів порозність ε мало залежить від *ущільнюючого навантаження* σ_y . У випадку порошкових матеріалів ця залежність суттєва і її необхідно враховувати при визначенні насипної густини. В загальному випадку ця залежність апроксимується рівнянням [1]:

$$\varepsilon = \frac{c}{\sigma_y^a}, \quad (1.16)$$

де c і a – експериментальні величини.

З точки зору математики, при $\sigma_y \rightarrow 0$, $\varepsilon \rightarrow \infty$, що не має фізичного змісту. Тому граничне значення вважають рівним ε_0 , яке визначається в стані пухкої (вільної) засипки матеріалу. Насипна густина вологого матеріалу визначається за наступною формулою

$$\rho_n = \rho_m (1 - \varepsilon)(1 + \omega^c), \quad (1.17)$$

де ω^c – *вологівміст*, який дорівнює відношенню маси води, що містить сипкий матеріал до маси сухого матеріалу.

Низку фізичних характеристик та специфічних технологічних властивостей сипких матеріалів необхідно враховувати при транспортуванні, перевантаженні, складуванні та зберіганні.

Вони необхідні для розрахунків розмірів бункерів, обладнання для переробки матеріалів, визначення потужності та енергосилових параметрів змішувальних і транспортних пристроїв та інше.

До таких властивостей і характеристик в першу чергу слід віднести *сипкість* та *коефіцієнти тертя*.

Сипкість характеризує здатність матеріалу рівномірно витікати через отвір в стінці ємності. Цей показник залежить від тертя між частками і визначає можливість стабільного і точного дозування матеріалу. Сипкість оцінюється частіше всього швидкістю витоку з металевої воронки з круглим отвором діаметром 10 мм і конусністю 40^0 . Сипкість виражається масовою витратою (витоком) матеріалу за одиницю часу. Для об'ємного дозування дисперсного матеріалу сипкість повинна бути не нижче 10^{-3} кг/с.

Критеріями оцінювання сипкості порошків і грануляту, поряд зі швидкістю витікання через отвір конічної воронки можуть бути *кут природного відкосу*, *кут обвалювання*, здатність до злежування та інше.

Кут природного відкосу φ_n – це кут в вертикальній площині перерізу конуса, який сформувався при висипанні матеріалу на горизонтальну площину, між твірною конуса і його основою. Величина φ_n для більшості сипких і гранульованих матеріалів коливається в межах $30 \div 50^0$. При збільшенні сипкості матеріалу кут природного відкосу зменшується.

Опір сипкого матеріалу переміщенню визначають чотири кути тертя: φ – *ефективний кут внутрішнього тертя*, який визначається тертям між частками матеріалу; φ_τ – *статичний кут внутрішнього тертя*, який на відміну від φ визначають після деякого часу витримування зразка сипкого середовища під ущільнюючим навантаженням; φ_n і φ_p – *кути зовнішнього тертя покою і руху*, відповідно. Тангенси цих кутів становлять собою *коефіцієнти механічного тертя* – f_i . Для орієнтовних розрахунків користуються наступними наближеними співвідношеннями [2]:

$$\operatorname{tg} \varphi_p = 0,8 \operatorname{tg} \varphi, \quad (1.18)$$

або

$$f_n = 0,8 f_p, \quad (1.19)$$

і відповідно

$$f_{п.ст} : f_{п.д.} : f_{п.г.} : f_{п.б.} = 15:16:17:20:20, \quad (1.20)$$

де f_p і f_n – коефіцієнти тертя, відповідно, руху і покою;

$f_{п.ст}$, $f_{п.д.}$, $f_{п.г.}$, $f_{п.б.}$ – коефіцієнти тертя покою, відповідно, по сталі, дереву, гумі, бетону.

Кут обвалювання – це кут між горизонтальною площиною і твірною конуса, який утворюється під час самовільного обвалювання шару сипкого матеріалу через отвір в горизонтальній площині. Для порошків і гранульованих матеріалів цей кут коливається в межах від 50^0 до 80^0 .

Оцінювання *схильності до злежування* матеріалу виконують на спеціальному приладі (конічний бункер, який устаткований набором вихідних циліндричних каналів). Вважається, що матеріал злежується, якщо до зберігання в бункері він вільно висипався через отвір визначеного діаметра, а після знаходження в приладі протягом 24 годин в ньому утворився купол. Чим вища сипкість матеріалу, тим менша у нього схильність до злежування, яка зростає зі збільшенням висоти шару, що пояснюється ущільненням і конгломерацією часток в нижніх шарах. До злежування особливо схильні дрібнозернисті і вологі матеріали. Порошкові і гранульовані матеріали, які мають низьку сипкість, під час зберігання швидко злежуються, зависають на стінках бункерів, в результаті чого порушується рівномірність подачі, і як наслідок це впливає на стабільність роботи і продуктивність технологічних установок.

Сипкість порошків і гранульованих матеріалів можна поліпшити за рахунок підсушування і підігрівання матеріалу. Для попередження злежування і підвищення сипкості використовують спеціальні завантажувальні пристрої, здійснюють попереднє спущення або аерацію матеріалу.

Сипкість матеріалу, схильність до злежування пов'язані зі значенням ефективного кута внутрішнього тертя φ і нормальними питомими навантаженнями (тисками) σ_1 і σ_3 (рис. 1.5), які діють на матеріал.

Відношення значень *головних нормальних питомих навантажень* σ_3 і σ_1 в умовах граничного напруженого стану сипкого матеріалу називають *коефіцієнтом бокового тиску* і знаходять згідно з рівнянням[2]:

$$\zeta = \frac{\sigma_3}{\sigma_1} = \frac{(1 - \sin \varphi)}{(1 + \sin \varphi)}. \quad (1.21)$$

Функція витоку сипкого матеріалу являє собою залежність *головного питомого навантаження руйнування* σ_p (при $\sigma_3 = 0$; $\sigma_1 = \sigma_p$) від *питомого ущільнюючого навантаження* σ_y і визначається експериментально для конкретних умов: часу витримування зразка сипкого матеріалу τ , що знаходиться під навантаженням σ_y ; вологовмісту зразка ω_1^c ; температури t . При $\tau_1 = 0$, *функцію витоку* $\sigma_p = f(\sigma_y)$ називають *миттєвою*. В цьому випадку зв'язки між частками залежать тільки від ущільнення матеріалу.

При $\tau_1 > 0$ функцію витоку називають *часовою*. В цьому разі до зв'язків між частками додаються адгезійні міжмолекулярні взаємодії. Руйнування цих зв'язків можна здійснити механічними способами, наприклад, застосуванням вібрації в бункері.

Зазвичай, функція витоку може задаватися у вигляді графіка, або у вигляді апроксимаційної залежності вигляду [2]:

$$\sigma_p = a \cdot \sigma_y^b, \quad (1.22)$$

де a і b – емпіричні константи.

4. Тиск на стінки ємкостей (посудин)

В інженерній практиці для визначення тиску на стінки ємкостей використовують спрощенні залежності, в основі яких лежить припущення, що вертикаль Z є напрямом головного питомого нормального навантаження (тиску) σ_1 , яка визначається в залежності від їх форми.

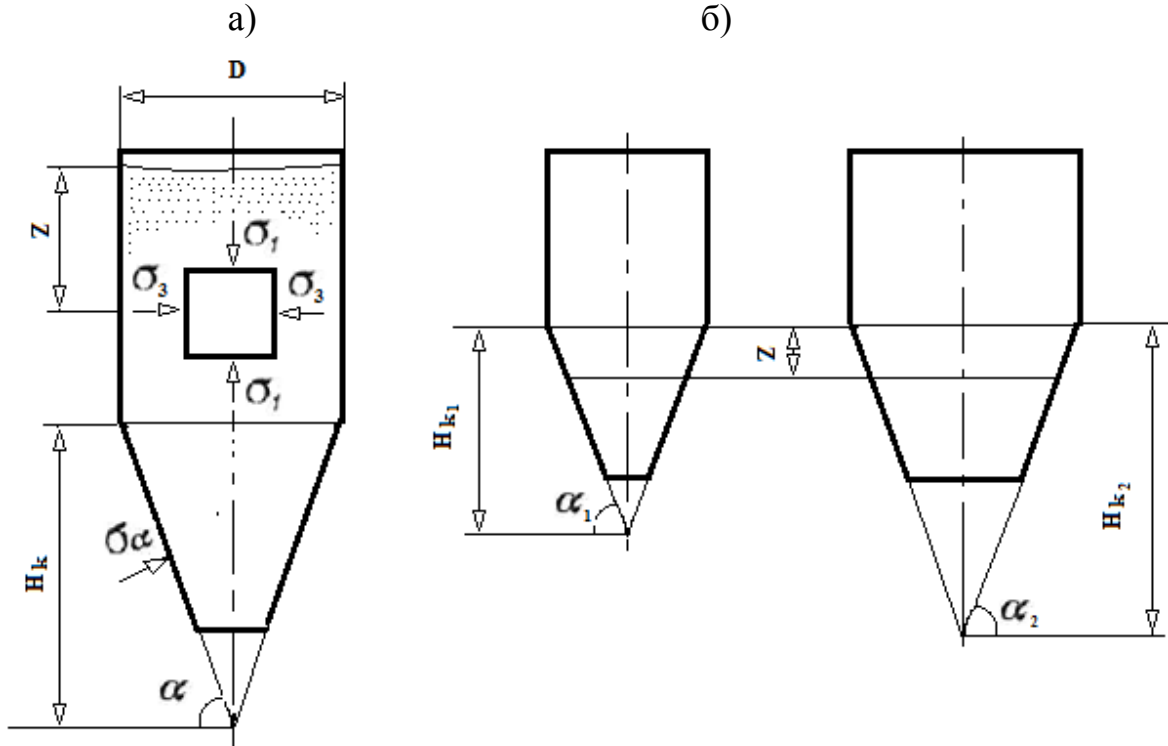


Рис. 1.5. До визначення тиску сипкого матеріалу на стінки ємкостей:
а – бункер циліндро-конічний; б – бункер пірамідальний

Для циліндричних і призматичних ємкостей (бункерів) розрахунки проводять, згідно з виразом [2]

$$\sigma_1 = \frac{\rho_n \cdot g \cdot r_z}{\zeta \cdot f_n} \left[1 - \exp\left(-\frac{\zeta \cdot f_n \cdot Z}{r_z}\right) \right], \quad (1.23)$$

де r_z – гідравлічний радіус ємкості, м (для круглого перерізу $r_z = D/4$; для прямокутного зі сторонами a і b – $r_z = \frac{ab}{2(a+b)}$);

ζ – коефіцієнт бокового тиску;

f_n – коефіцієнт тертя покою матеріалу зі стінками ємкості;

Z – відстань від поверхні матеріалу, м.

При розрахунках σ_1 для сипких матеріалів, у яких величина насипної густини ρ_n суттєво змінюється по глибині ємкості, вирішують рівняння (1.16) і (1.17) численними методами спільно з диференціальним рівнянням:

$$d\sigma_1 = \rho_n \cdot g \cdot dZ - \sigma_1 \zeta \cdot f_n \frac{dZ}{r_z}. \quad (1.24)$$

Для наближеного визначення σ_1 достатньо в рівнянні (1.23) використати величину ρ_n , яка відповідає значенню максимального ущільнюючого питомого навантаження в ємкості.

Для конусних частин ємкостей (рис. 1.5, а) при $\rho_n = \text{const}$:

$$\sigma_1 = -\rho_n \cdot g \frac{H_k - Z}{1 - B} + \frac{\sigma_0 + \rho_n \cdot g \frac{H_k}{(1 - B)}}{H_k^B} \cdot (H_k - Z)^B, \quad (1.25)$$

при $\rho_n \neq \text{const}$

$$d\sigma_1 = \rho_n \cdot g \cdot dZ - B\sigma_1 \frac{dZ}{H - Z}, \quad (1.26)$$

$$B = 2(\cos^2 \alpha + \zeta \cdot \sin^2 \alpha)(f_n + \text{ctg} \alpha) \cdot \text{tg} \alpha, \quad (1.27)$$

де α – кут між твірною конуса і горизонталлю;

H_k – висота повного конуса;

σ_0 – максимальне питома навантаження при $Z=0$, Па;

Z – відстань від основи конуса, м.

Для пірамідальних частин ємкостей (рис. 1.5, б) можливе тільки чисельне розв'язання рівняння:

$$d\sigma_1 = \rho_n \cdot g \cdot dZ - B_1 \frac{\sigma_1 \cdot dZ}{H_{k1} - Z} - B_2 \frac{\sigma_1 \cdot dZ}{H_{k2} - Z}, \quad (1.28)$$

$$B_1 = (\cos^2 \alpha_1 + \zeta \cdot \sin^2 \alpha_1)(f_n + \text{ctg} \alpha_1) \cdot \text{tg} \alpha_1, \quad (1.29)$$

$$B_2 = (\cos^2 \alpha_2 + \zeta \cdot \sin^2 \alpha_2)(f_n + \text{ctg} \alpha_2) \cdot \text{tg} \alpha_2. \quad (1.30)$$

Тиск на бокові вертикальні стінки ємкостей:

$$\sigma_3 = \sigma_1 \cdot \zeta_1, \quad (1.31)$$

на нахиліні:

$$\sigma_\alpha = \sigma_1 (\cos^2 \alpha + \zeta \cdot \sin^2 \alpha). \quad (1.32)$$

Для неглибоких ємкостей (бункерів), у яких висота $H < 1,5a$, де a – мінімальний розмір в горизонтальній площині ємкості, нормальне питома навантаження визначається без урахування сил тертя матеріалу зі стінками:

$$\sigma_1 = \rho_n \cdot g \cdot Z. \quad (1.33)$$

Матеріали у вигляді порошків, які аеровані повітрям, тиснуть на стінки ємкостей, як рідина. В такому випадку:

$$\sigma_1 = \sigma_3 = \sigma_2 = \rho_n \cdot g \cdot Z. \quad (1.34)$$

Динамічні навантаження, які виникають в процесі експлуатації ємкостей, посилюють тиск матеріалу на стінки. Це враховується множенням розрахункових питомих навантажень на *коефіцієнт динамічності* K_d , який в свою чергу має наступні значення: для транспортних бункерів $K_d=1,6$; для ємкостей з вібраторами $K_d=1,5$; при завантаженні матеріалів з висоти із вагонів і автомобілів $K_d=1,3$; при швидкому перекритті вихідного отвору (наприклад, за допомогою пневмопривода) $K_d=1,5$; для матеріалів, які схильні до злежування і наступного можливого різкого обвалу в силосах $K_d=1,5 \div 2$.

5. Витікання сипких матеріалів із отворів ємкостей

Розрізняють два види витікання сипких матеріалів із отворів ємкостей: *вільне (масове) і примусове* (рис. 1.6). При вільному витіканні (рис. 1.6, а) спостерігається рух матеріалу у всьому об'ємі ємкості, що виключає можливість розділення часток за крупністю та виникнення застійних зон. Останнє досить важливо для порошкових матеріалів, які здатні ущільнюватися і злежуватися. У випадку примусового витікання (рис. 1.6, б) рухається тільки центральна частина матеріалу у вигляді стовпа над випускним отвором, а решта матеріалу залишається нерухомим. При цьому виключається абразивне зношування стінок ємкості.

Для матеріалів з частками меншими ніж 3 мм розмір випускного отвору b для вільного витікання без *куполоутворення* (рис. 1.6, а) і величину максимального розміру випускного отвору d для примусового витікання без *трубоутворення* (рис. 1.6, б) розраховують згідно з рівняннями [2]:

$$b \geq A \cdot \sigma_p / (\rho_n \cdot g), \quad (1.35)$$

$$d \geq A' \frac{\sigma_p}{(\rho_n \cdot g)}, \quad (1.36)$$

де A і A' – безрозмірні коефіцієнти;

σ_p – головне питоме руйнуюче навантаження, Па.

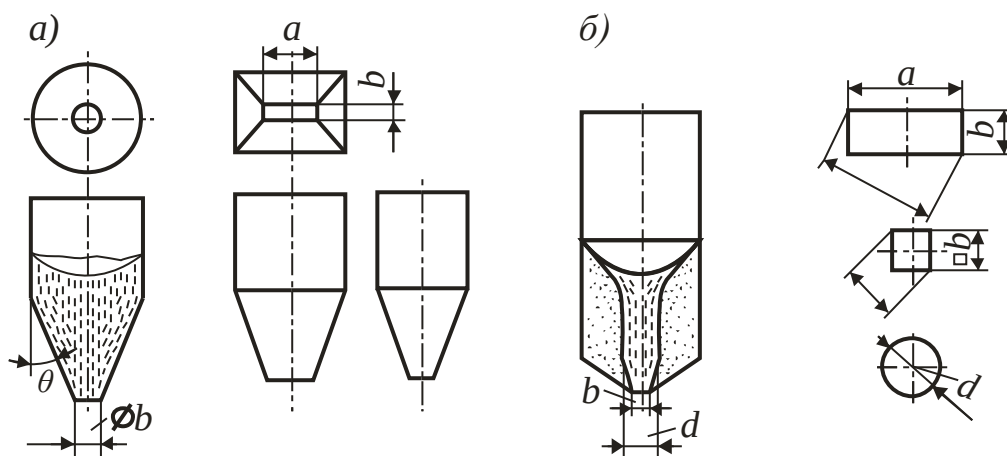


Рис. 1.6. Схема ємкостей з вільним – а і примусовим – б витіканням сипкого матеріалу

Для вільного витікання коефіцієнт A визначають за допомогою графіка (рис. 1.7, а) в залежності від форми отвору і від максимального значення кута нахилу твірної днища до вертикалі θ (рис. 1.6, а). Для пірамідальних днищ це кут між ребром і вертикаллю.

У випадку примусового витікання коефіцієнт A' визначають згідно з графіком (рис. 1.7, б) в залежності від величини статичного кута внутрішнього тертя φ_r . Величину σ_p знаходять в ході спільного рішення залежності (1.22) з рівнянням вигляду [2]:

$$\sigma_p = \frac{\sigma_y}{K_u}, \quad (1.37)$$

де K_u – коефіцієнт витікання, який знаходять за допомогою графіків (рис. 1.8 і 1.9).

Коли для випадку примусового витікання вибирають прямокутну форму отвору, ширину отвору перевіряють на куполоутворення за допомогою рівняння (1.35). При цьому приймають значення $\theta=30^\circ$ і $K_u = 1,7$. За наявності в сипкому матеріалі фракції більше 3 мм розраховані розміри отворів уточнюють згідно з рівнянням [2]:

$$b \geq b' - (b' - b_k)[R(3 \cdot 10^{-3})]^2, \quad (1.38)$$

де b' – розмір випускного отвору згідно з рівнянням (1.35);

b_k – розмір випускного отвору для крупної фракції;

$R(3 \cdot 10^{-3})$ – частина часток з розміром більше 3 мм.

Величину b_k визначають за рівнянням:

$$b_k = (3 \div 5)d_{\max}, \quad (1.39)$$

де $d_{\max}$ – розмір максимального куса в матеріалі.

Рекомендують приймати $b_k = 5d_{\max}$ при $d_{\max} < 0,1\text{ м}$ і $b_k = 3d_{\max}$ при $d_{\max} > 0,4\text{ м}$.

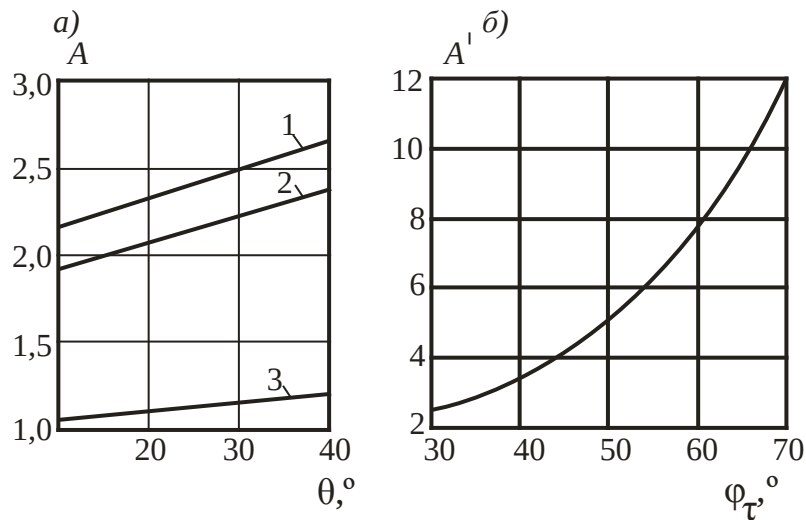


Рис. 1.7. Значення коефіцієнтів A і A' в рівняннях (1.35) і (1.36) для вільного (а) і примусового (б) витікання: 1 – круглий отвір; 2 – квадратний отвір; 3 – прямокутний отвір $a \geq 3b$.

Середня швидкість витікання в сипкого матеріалі із отвору ємкості, не залежить від висоти засипання, а визначається в залежності від гідравлічного радіуса випускного отвору r_z .

$$w = \lambda_u \sqrt{3,2gr_z}, \quad (1.40)$$

де $\lambda_u = 0,2 \div 0,5$ – коефіцієнт витікання із отвору.

У випадках, коли матеріал веде себе подібно до рідини (це спостерігається при випуску із ємкості сильно аерованого матеріалу, або при інтенсивних вібраціях ємкості середню швидкість витікання знаходять за рівнянням [2]:

$$w = \lambda_u \sqrt{2gH}, \quad (1.41)$$

де H – висота шару матеріалу по відношенню до площини отвору, м.

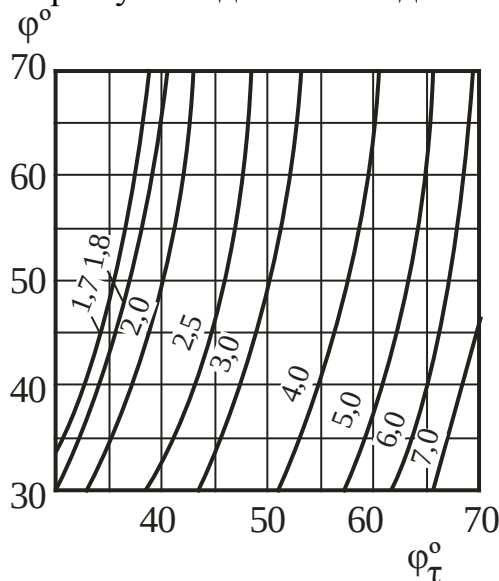


Рис. 1.9. Значення коефіцієнта K_u у випадку примусового витікання

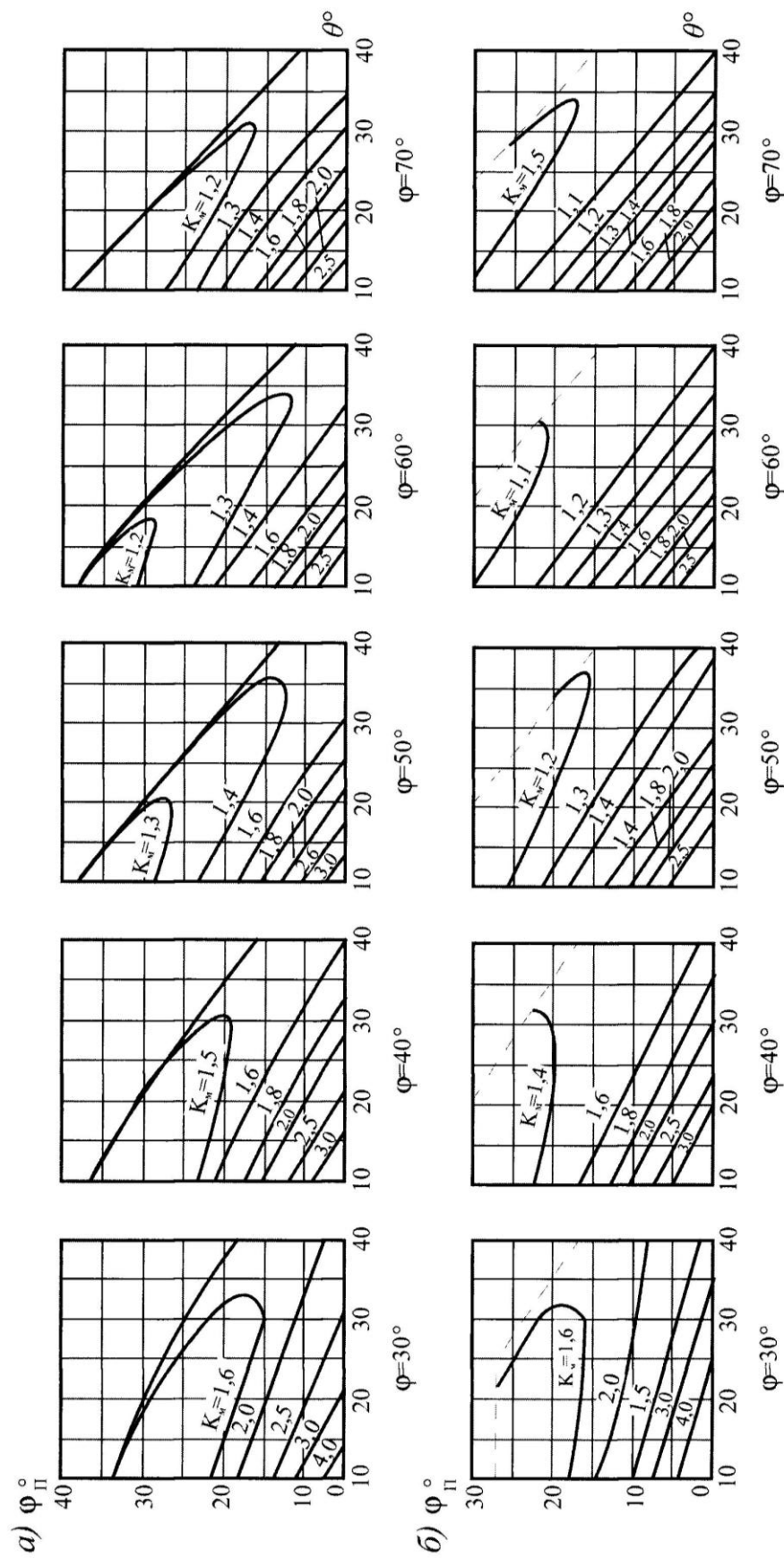


Рис. 1.8. Значення коефіцієнтів K_u при витіканні: а – отвір квадратний і круглий; б – отвір прямокутний, $a \geq 3b$.
Пунктиром позначені межі рекомендованих значень φ_n і θ

6. Гідродинаміка дисперсних систем

6.1. Рух твердих часток в рідинах

Низка процесів хімічної технології пов'язані з рухом твердих часток в крапельних та пружних рідинах, при цьому при обтіканні тіла рідиною виникає опір, який залежить від режиму руху і форми тіла. Розрізняють ламінарний, турбулентний (перехідний) і автомодельний режими відносного руху частки і середовища.

Сила опору $R_{оп}$ середовища руху частки визначається за рівнянням [4, 6]:

$$R_{он} = \xi_{он} S \frac{\rho_c \cdot w^2}{2}, \quad (1.42)$$

де S – площа проекції частки на площину перпендикулярну напрямку руху, м²;

w – відносна швидкість, м/с;

ρ_c – густина середовища, кг/м³;

$\xi_{он}$ – коефіцієнт опору середовища.

В залежності від режиму руху, який визначається критерієм Рейнольдса – Re , коефіцієнти опору становлять:

при ламінарному режимі $Re < 2$

$$\xi_{он} = \frac{24}{Re}; \quad (1.43)$$

при турбулентному (перехідному) режимі $Re = 2 \div 500$

$$\xi_{он} = \frac{18,5}{Re^{0,5}}; \quad (1.44)$$

при автомодельному режимі, $500 < Re < 2 \cdot 10^5$

$$\xi_{он} = 0,44 = const; \quad (1.45)$$

критерій Рейнольдса

$$Re = \frac{w \cdot d \cdot \rho_c}{\mu}, \quad (1.46)$$

де μ – коефіцієнт динамічної в'язкості середовища, Па·с.

Для часток, довільної форми, значення коефіцієнта опору більше і залежить додатково від фактора форми Φ

$$\xi_{он} = f(Re, \Phi). \quad (1.47)$$

У випадку *осадження твердої частки* в полі гравітаційних сил через певний проміжок часу настає рівновага між силою тяжіння і опором середовища руху частки. Сила, яка рухає сферичну частку визначається як різниця між вагою тіла і *Архімедовою силою*, яка дорівнює вазі витісненої рідини. *Швидкість осадження* знаходять із умови рівності сил, які діють на частку:

$$\frac{\pi \cdot d^3 \cdot g}{6} (\rho_m - \rho_c) = \xi \frac{\pi \cdot d^2}{4} \cdot \frac{\rho_c \cdot w_{oc}^2}{2},$$

звідки:

$$w_{oc} = \sqrt{\frac{4\pi d (\rho_m - \rho_c)}{3\xi_{on} \cdot \rho_c}}. \quad (1.48)$$

Після підстановки в (1.48) значення коефіцієнта опору ξ_{on} для відповідного режиму (1.43), (1.44), (1.45) одержують рівняння для визначення швидкості осадження.

Для ламінарного руху:

$$w_{oc} = \frac{d^2 \cdot g (\rho_m - \rho_c)}{18 \cdot \mu}. \quad (1.49)$$

Це рівняння відповідає *закону Стокса* для опору середовища при осадженні дисперсних часток.

Осадження часток в газовому середовищі розраховують за спрощеною формулою

$$w_{oc} = \frac{d^2 \cdot g \cdot \rho_m}{18 \cdot \mu}, \quad (1.50)$$

тому, що $\rho_c \ll \rho_m$ і густиною середовища можна знехтувати.

Розрахунки процесу осадження сферичних часток зручно виконувати в критеріальній формі. В цьому випадку користуються *критеріями Архімеда (Ar)*, *Лященко (Ly)* і *Рейнольдса (Re)*. Більш зручною формою критеріальної залежності є:

$$Ly = f(Ar). \quad (1.51)$$

Визначення швидкості осадження сферичної одиночної частки під дією сил тяжіння в нерухомому необмеженому середовищі, згідно з узагальненим методом, для будь-якого режиму, виконують наступним чином.

Обчислюють критерій Архімеда, відповідно до його визначення:

$$Ar = \frac{d^3 (\rho_m - \rho_c) \cdot \rho_c \cdot g}{\mu_c^2}. \quad (1.52)$$

Для газового середовища:

$$Ar = \frac{d^3 \cdot \rho_m \cdot \rho_c \cdot g}{\mu_c^2}. \quad (1.53)$$

Відповідно до значення критерію Ar розраховують за інтерполяційною формулою, яка придатна для усіх режимів осадження, критерій Re [6]:

$$Re = \frac{Ar}{18 + 0,575\sqrt{Ar}} \quad (1.54)$$

або критерій Ly :

$$Ly = \frac{w_{oc}^3 \cdot \rho_c^2}{\mu_c \cdot g \cdot (\rho_m - \rho_c)}. \quad (1.55)$$

Визначають швидкість осадження:

$$w_{oc} = \frac{Re \cdot \mu_c}{\rho_c \cdot d} \quad (1.56)$$

або

$$w_{oc} = \sqrt[3]{\frac{Ly \cdot \mu_c \cdot (\rho_m - \rho_c) g}{\rho_c^2}}. \quad (1.57)$$

Для часток несферичної форми швидкість осадження знаходять із критерію Лященко, але з підстановкою в критерій Архімеда або Рейнольдса замість d величини $d_{екв}$.

Еквівалентний діаметр умовної сфери, об'єм якої дорівнює об'єму частки довільної форми:

$$d_{екв} = \sqrt[3]{\frac{6\nu}{\pi}} = 1,24 \sqrt[3]{\frac{m_q}{\rho_m}}, \quad (1.58)$$

де m_q – маса частки, кг.

Швидкість осадження w'_{oc} часток довільної форми менша, ніж швидкість осадження сферичних тіл. Тому, розраховану швидкість осадження

сферичних часток необхідно помножити на поправочний коефіцієнт форми – φ_ϕ :

$$w'_{oc} = \varphi_\phi \cdot w_{oc} \quad (1.59)$$

Коефіцієнт $\varphi_\phi < 1$ і його значення визначають дослідним шляхом. Для округлених часток $\varphi_\phi \approx 0,77$; для продовгуватих часток $\varphi_\phi \approx 0,58$; для часток з гострими кутами $\varphi_\phi \approx 0,66$; для пластинчастих часток $\varphi_\phi \approx 0,43$. Коефіцієнт форми пов'язаний з фактором форми наступним співвідношенням $\varphi_\phi = 1/\Phi^2$ [6].

Діаметр сферичної частки для відомої швидкості осадження знаходять зворотним шляхом. Спочатку обраховують критерій Лященко (1.54), (1.55). За відомим значенням Lu знаходять критерій Ar (рис. 1.10). Із визначення критерію Ar (1.52), (1.53) розраховують діаметр сферичної частки.

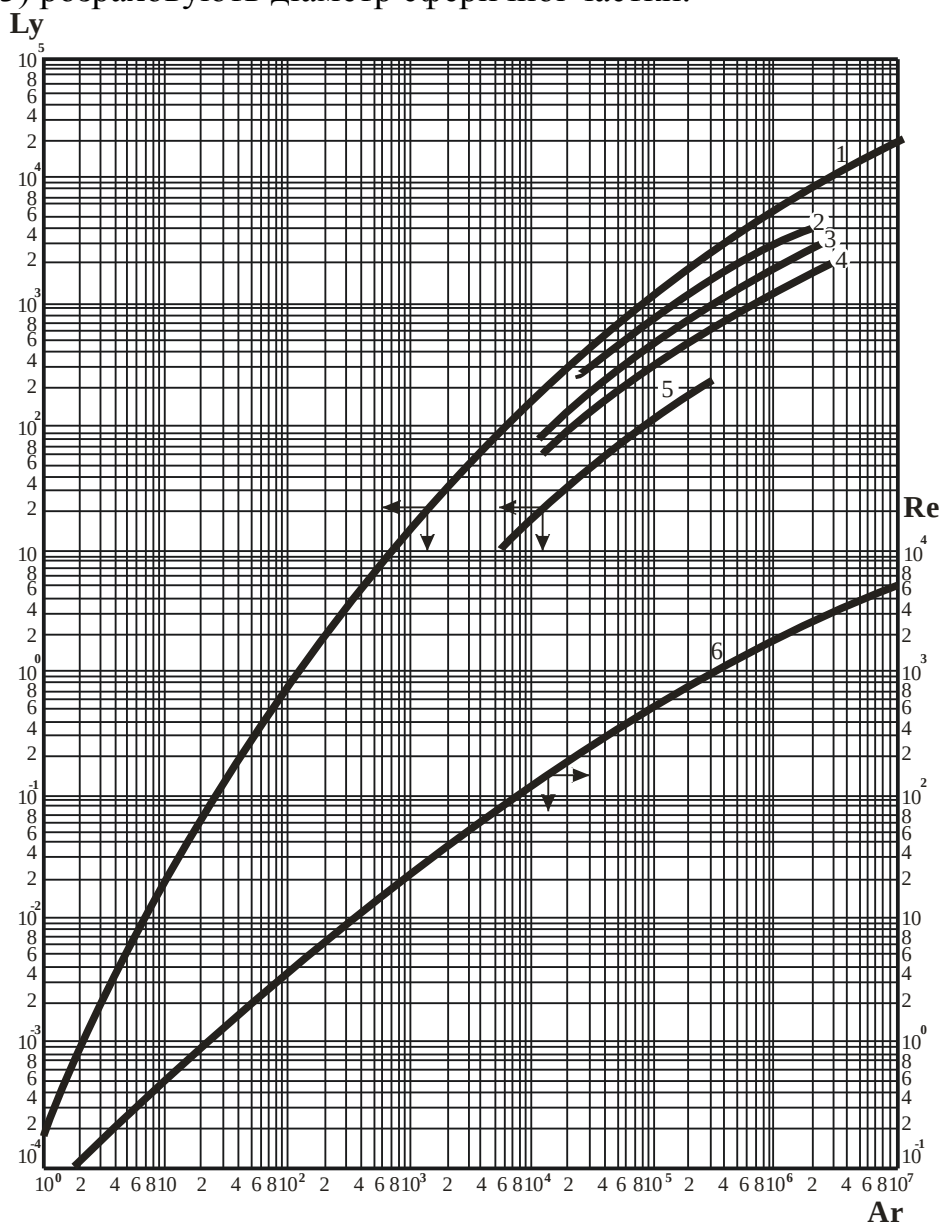


Рис. 1.10. Залежність критеріїв Re і Lu від критерію Ar для осадження одиночної частки в нерухомому середовищі 1 – сферичні частки; 2 – округлені; 3 – частки з гострими кутами; 4 – продовгуваті; 5 – пластинчасті

Еквівалентний діаметр твердої частки довільної форми при відомій швидкості осадження визначають аналогічним шляхом.

Розраховують значення критерію Lu (1.55), знаходять критерій Ar (рис. 1.10) для частки відповідної форми і обраховують її еквівалентний діаметр:

$$d_{екв} = \sqrt[3]{\frac{Ar \cdot \mu_c^2}{(\rho_m - \rho_c) \cdot \rho_c \cdot g}}. \quad (1.60)$$

Розглянуті методи застосовуються, якщо концентрація дисперсної фази мала і частки не контактують між собою. Промислові процеси часто проводяться в обмежених об'ємах і при значних концентраціях дисперсної фази.

При наявності часток різного розміру спостерігається тенденція до вирівнювання швидкостей осадження і виникає *колективне* або *сумісне осадження* з приблизно рівними швидкостями.

Таким чином, загальна розрахункова залежність для визначення швидкості *стисненого осадження* повинна враховувати концентрацію дисперсної фази, яка характеризується порозністю дисперсної фази твердих часток – ε .

$$Re_{cm} = f(Ar, \varepsilon). \quad (1.61)$$

Інтерполяційне рівняння справедливе для усіх режимів стисненого осадження має наступний вигляд:

$$Re_{cm} = \frac{Ar \cdot \varepsilon^{4,75}}{18 + 0,6\sqrt{Ar \cdot \varepsilon^{4,75}}}. \quad (1.62)$$

Розраховують Re_{cm} за рівнянням (1.62), а потім відповідно до визначення критерію Рейнольдса, знаходять швидкість стисненого осадження w_{cm} . Швидкість осадження дисперсних часток в полі відцентрових сил залежить від *фактора розділення* F_p , який визначається наступним чином:

$$F_p = \frac{\omega^2 \cdot D}{2g} = \frac{2\pi^2 n^2 \cdot D}{g}, \quad (1.63)$$

де ω – кутова швидкість обертання середовища, радіан/с;

D – діаметр обертання, м;

n – частота обертання, s^{-1} .

Для визначення швидкості осадження $w_{в.ц.с}$ дисперсної частки під дією відцентрової сили, спочатку знаходять швидкість осадження під дією сили

тяжіння, а потім одержане значення збільшують пропорційно фактора розділення:

$$w_{в.ц.с.} = w_{ос} \cdot F_p. \quad (1.64)$$

6.2. Псевдозрідження

Шар твердих часток при малих швидкостях вихідного газового (рідинного) потоку залишається нерухомим, але при значному зростанні швидкостей потоку тверді частки вільно зважуються в ньому і утворюють *псевдозріджений шар*. При подальшому збільшенні швидкостей тверді частки виносяться із системи. Практично порозність нерухомого шару твердих сферичних часток одного діаметра коливається в межах $0,38 \div 0,42$. В розрахунках приймається середнє значення $\varepsilon_0 = 0,4$.

Для зваженого шару твердих часток порозність визначається наступним виразом:

$$\varepsilon = \frac{V_{ш} - V_{ч}}{V_{ш}}, \quad (1.65)$$

де $V_{ш}$ і $V_{ч}$ – об'єм зваженого шару і об'єм зайнятий безпосередньо твердими частками, відповідно.

Початок псевдозрідження настає при рівновазі сили гідравлічного опору шару і ваги всіх його часток. Швидкість, при якій починається рух часток і він переходить у псевдозріджений стан називається критичною або *швидкістю псевдозрідження*.

Швидкість псевдозрідження $w_{н.з.}$ для шару сферичних часток одного діаметра визначається згідно з рівнянням:

$$Re_{н.з.} = \frac{Ar}{1400 + 5,22\sqrt{Ar}}. \quad (1.66)$$

Це рівняння справедливе для середньої порозності нерухомого шару часток $\varepsilon_0=0,4$ і дає відхилення $\pm 20\%$.

Для часток довільної форми швидкість псевдозрідження визначають з урахуванням фактора форми Φ . Він враховується також при визначенні еквівалентного діаметра частки. При цьому приймається, що еквівалентний діаметр $d_{екв.}$ (в м) дорівнює:

$$d_{екв.} = d_{сф.} \cdot \Phi, \quad (1.67)$$

де $d_{сф.}$ – діаметр сферичної частки (в м), об'єм якої дорівнює об'єму частки довільної форми.

Для полідисперсного шару, який складається із часток різного діаметра:

$$d_{екв} = \frac{1}{\sum_i^n \frac{x_i}{d_i}}, \quad (1.68)$$

де n – число фракцій;

d_i – середній ситовий розмір i -ої фракції, тобто середнє між розмірами прохідного і не прохідного сит;

x_i – масова частка i -ої фракції.

При збільшенні швидкості потоку w збільшується висота і порозність зваженого шару. Висота зваженого шару h (в м) зв'язана з висотою нерухомого шару h_0 відношенням:

$$h = h_0 \frac{1 - \varepsilon_0}{1 - \varepsilon}. \quad (1.69)$$

В свою чергу, порозність зваженого шару визначається згідно із залежністю:

$$\varepsilon = \left(\frac{18 Re + 0,36 Re^2}{Ar} \right)^{0,21}. \quad (1.70)$$

Відношення *робочої (фіктивної) швидкості* газу w_ϕ , яка віднесена до повного перерізу апарата, до критичної швидкості псевдозрідження називають *числом псевдозрідження*:

$$K_w = \frac{w_\phi}{w_{н.з.}}. \quad (1.71)$$

Дійсна робоча швидкість потоку газу w_∂ у вільному перерізі між частками псевдозрідженого шару визначається виразом:

$$w_\partial = \frac{w_\phi}{\varepsilon}. \quad (1.72)$$

Швидкість газового потоку, при якому окрема частка переходить в зважений стан, називається *швидкістю витання* (літання). Ця швидкість відповідає початку руйнування монодисперсного зваженого шару. При цьому $\varepsilon=1$. Швидкість витання визначають згідно з критеріальною

залежністю:

$$Re_{\text{вум.}} = \frac{Ar}{18 + 0,61\sqrt{Ar}}, \quad (1.73)$$

$$\text{де } Re_{\text{вум.}} = \frac{w_{\text{вум.}} \cdot d \cdot \rho_c}{\mu_c}.$$

На рис. 1.11 наведено графік залежності $Ly = f(Ar, \varepsilon)$ для псевдозрідженого (киплячого шару) від $\varepsilon_0=0,4$ до $\varepsilon=1,0$. Графік дозволяє визначити фіктивну швидкість потоку $w_{\text{ф}}$, яка необхідна для досягнення заданої порозності зваженого шару, що складається із часток відомого діаметра d , або вирішувати зворотну задачу.

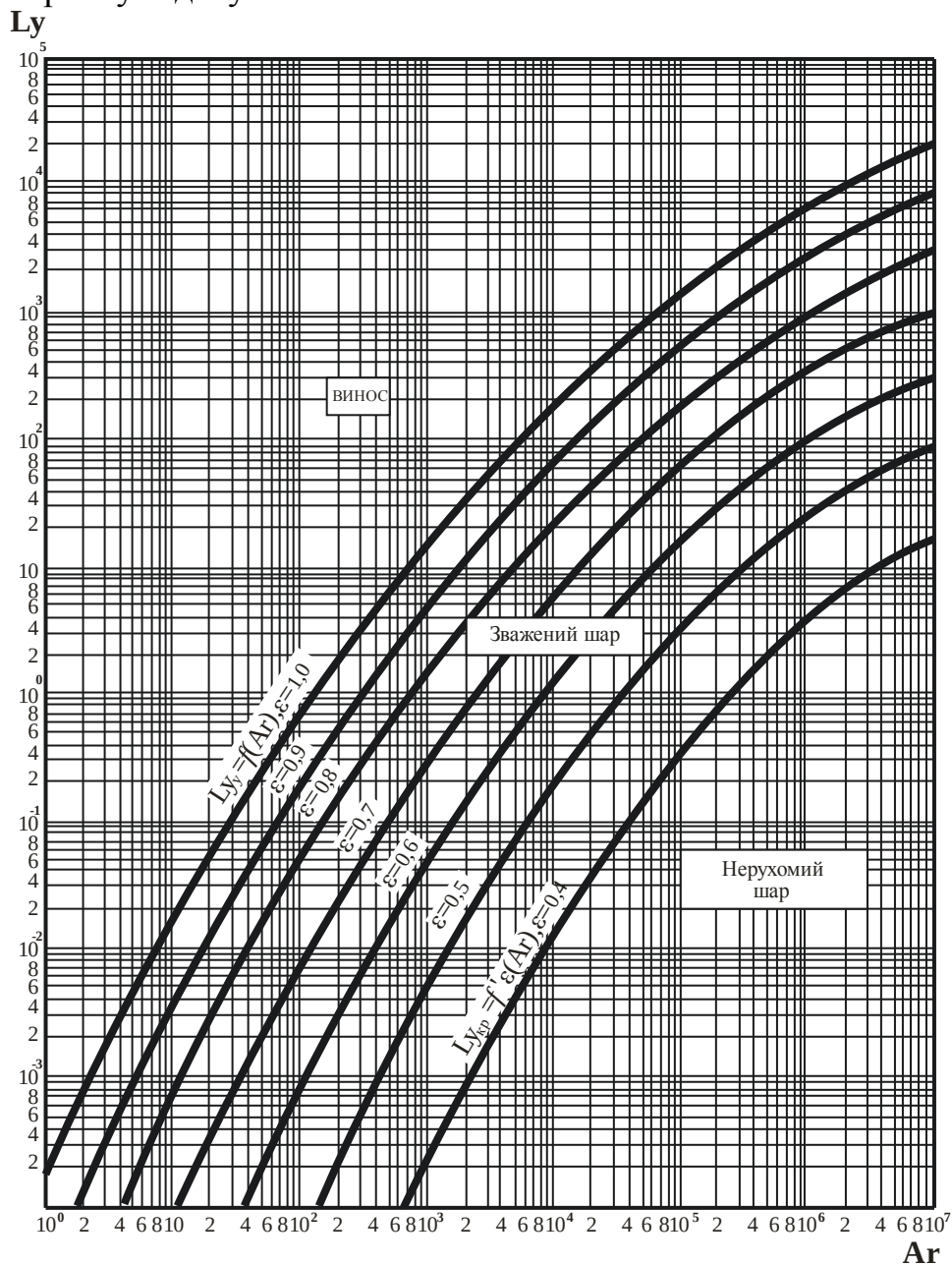


Рис. 1.11. Залежність критерію Ly від критерію Ar і порозності шару ε

Середній час перебування τ_0 (с) часток твердого матеріалу в апараті зі зваженим шаром визначається відношенням:

$$\tau_0 = \frac{M}{L}, \quad (1.74)$$

де M – маса матеріалу, який знаходиться в шарі, кг;

L – витрата твердого матеріалу, кг/с.

Завдяки інтенсивному перемішуванню матеріалу в псевдозрідженому шарі час перебування окремих часток значно відрізняється від середнього часу процесу. Якщо середній час перебування становить τ_0 і задана тривалість процесу, що проводиться в псевдозрідженому шарі τ , то частина часток $\bar{x}$, які перебувають в шарі, не менше ніж τ , визначають згідно з рівнянням [6, 7]:

$$\bar{x} = e^{-\tau/\tau_0}. \quad (1.75)$$

Для більш рівномірного розподілу часток за часом перебування застосовують кілька послідовно розташованих зважених шарів. Доля x_n часток матеріалу, які в багатошаровому апараті з n шарами будуть перебувати не менше ніж τ , складе [6]:

$$\bar{x}_n = \left[1 + \frac{\tau}{\tau_0} + \frac{1}{2!} \left(\frac{\tau}{\tau_0} \right)^2 + \dots + \frac{1}{(n-1)!} \left(\frac{\tau}{\tau_0} \right)^{n-1} \right] e^{-\tau/\tau_0}. \quad (1.76)$$

Тести для самоконтролю до розділу I

1. Ситовий аналіз сипких і порошкових матеріалів базується на розділенні часток за крупністю:

- а) гідродинамічними методами;
- б) седиментометричними методами;
- в) механічними методами.

2. Під розміром отвору сита розуміють:

- а) площу отвору;
- б) довжину сторони квадратного отвору;
- в) довжину діагоналі квадратного отвору.

3. Модулем набору називають відношення розміру отвору сита до розміру:

- а) отвору попереднього більш крупного сита;
- б) отвору наступного більш дрібного сита;
- в) отвору найкрупнішого сита;
- г) отвору найдрібнішого сита.

4. Функція розподілення проходу дорівнює масовій частці (відсотку) всіх часток у яких діаметр:

- а) менший розміру отвору сита;
- б) більший розміру отвору сита;
- в) рівний розміру отвору сита.

- 5. Функція розподілення залишку дорівнює масовій частці (відсотка) всіх часток у яких діаметр:**
- а) менший розміру отвору сита;
 - б) більший розміру отвору сита;
 - в) рівний розміру отвору сита.
- 6. Сума функцій розподілення залишку і проходу дорівнює:**
- а) 100%;
 - б) менше 100%;
 - в) дорівнює нулю.
- 7. Порозність (вільний об'єм) сипких матеріалів визначається відношенням:**
- а) об'єму пустот між частками до всього об'єму матеріалу;
 - б) об'єму пустот між частками до об'єму твердих часток;
 - в) об'єму твердих часток до об'єму всього матеріалу.
- 8. Фактор форми частки визначається відношенням:**
- а) поверхні кулі, яка має об'єм рівний об'єму частки довільної форми, до дійсної поверхні цієї частки;
 - б) дійсної поверхні частки довільної форми до поверхні кулі, яка має об'єм рівний об'єму цієї частки;
 - в) об'єму кулі, яка має діаметр рівний максимальному розміру частки довільної форми, до дійсного об'єму цієї частки.
- 9. Насипна густина сипкого матеріалу визначається наступною залежністю:**
- а) $\rho_n = \rho_m \cdot \epsilon$;
 - б) $\rho_n = \rho_m \cdot (1 - \epsilon)$;
 - в) $\rho_n = \rho_m / (1 - \epsilon)$.
- 10. Сипкість дисперсних матеріалів характеризується швидкістю рівномірного витікання через отвір ємності та:**
- а) кутом природного відкосу;
 - б) кутом природного відкосу і кутом обвалювання;
 - в) кутом природного відкосу, кутом обвалювання і здатністю до злежування.
- 11. Ефективний кут внутрішнього тертя в шарі сипкого матеріалу визначається тертям:**
- а) між частками матеріалу і стінками;
 - б) тільки між частками матеріалу в стані руху;
 - в) тільки між частками матеріалу після деякого часу витримання.
- 12. Статичний кут внутрішнього тертя в шарі сипкого матеріалу визначається тертям:**
- а) між частками матеріалу і стінками після деякого часу витримання;
 - б) тільки між частками матеріалу в стані руху;
 - в) тільки між частками матеріалу після деякого часу витримки під ущільнюючим навантаженням.
- 13. Кут природного відкосу – це кут у вертикальній площині перерізу конуса, який сформувався при висипанні матеріалу на горизонтальну площадку між:**
- а) протилежними твірними конуса у його вершині;
 - б) між висотою конуса і його твірною;
 - в) між твірною конуса і його основою.
- 14. Кут обвалювання – це кут в конусі, який утворюється під час самовільного обвалювання шару сипкого матеріалу через отвір в горизонтальній площині, між:**
- а) між твірною конуса і вертикаллю;
 - б) між протилежними і твірними конуса у його уявній вершині;
 - в) між твірною конуса і горизонталлю.

15. **Динамічні навантаження, які виникають в процесі експлуатації ємкостей:**
а) послаблюють тиск матеріалу на стінки;
б) посилюють тиск матеріалу на стінки;
в) не змінюють тиск матеріалу на стінки.
16. **При вільному витіканні сипкого матеріалу:**
а) спостерігається рух матеріалу у всьому об'ємі ємкості;
б) рухається тільки центральна частина матеріалу.
17. **У випадку примусового витікання:**
а) спостерігається рух матеріалу у всьому об'ємі ємкості;
б) рухається тільки центральна частина матеріалу.
18. **При русі частки в рідині виникає опір, який залежить:**
а) від режиму руху;
б) від форми частки;
в) від режиму руху і форми частки.
19. **Швидкість стисненого осадження часток залежить:**
а) від режиму руху;
б) від режиму руху і форми часток;
в) від режиму руху, форми часток і концентрації.
20. **При переході шару твердих часток в стан псевдозрідження його порозність:**
а) зменшується;
б) залишається незмінною;
в) зростає.
21. **Критична швидкість псевдозрідження – це швидкість рідини, при якій:**
а) починається рух часток;
б) значення порозності шару стає рівним одиниці;
в) починається винесення часток.
22. **При зростанні швидкості потоку рідини крізь шар зважених часток:**
а) збільшується висота і порозність шару;
б) збільшується висота і зменшується порозність шару;
в) зменшується висота і порозність шару.
23. **Числом псевдозрідження називають:**
а) відношення фіктивної швидкості рідини (газу) до критичної швидкості псевдозрідження;
б) відношення дійсної швидкості рідини (газу) до критичної швидкості псевдозрідження;
в) відношення критичної швидкості псевдозрідження до фіктивної швидкості рідини (газу).
24. **Швидкість витання відповідає швидкості потоку рідини (газу) крізь шар сипкого матеріалу, при якій:**
а) окрема частка переходить у зважений стан в складі монодисперсного шару;
б) окрема частка переходить у зважений стан на початку руйнування монодисперсного шару;
в) повністю закінчується руйнування монодисперсного шару.
25. **Швидкість вільного осадження часток довільної форми:**
а) більша ніж швидкість осадження сферичних тіл;
б) менша ніж швидкість осадження сферичних тіл;
в) не відрізняється від швидкості осадження сферичних тіл.
26. **Кут зовнішнього тертя спокою – це коефіцієнт механічного тертя:**
а) між частками і стінками ємкості в стані руху;
б) тільки між частками в стані спокою;
в) між частками і стінками ємкості в стані спокою.

27. **Кут зовнішнього тертя руху – це коефіцієнт механічного тертя:**
а) між частками і стінками ємкості в стані руху;
б) тільки між частками в стані руху;
в) між частками і стінками ємкості в стані покою.
28. **Нормовану на 100% щільність розподілення маси матеріалу за діаметрами часток, як функціональну залежність, одержують шляхом:**
а) диференціювання функції розподілення залишку;
б) інтегрування функції розподілення залишку;
в) подвійного диференціювання функції розподілення залишку.
29. **Зі зростанням питомого ущільнюючого навантаження порозність шару сипкого матеріалу:**
а) зменшується;
б) зростає;
в) залишається незмінною.
30. **Зі збільшенням вологовмісту сипкого матеріалу насипна густина:**
а) зменшується;
б) зростає;
в) залишається незмінною.

Контрольні питання до розділу I

1. На які основні групи поділяють відомі методи дисперсного аналізу сипких матеріалів?
2. Які методи дисперсного аналізу базуються на механічному розділенні часток за масою фракцій?
3. Які методи дисперсного аналізу базуються на визначенні числа часток у фракціях?
4. Які методи використовують при визначенні дисперсного складу сипких матеріалів за умовними пересічними показниками?
5. На якому принципі базується ситовий аналіз дисперсного складу матеріалу?
6. Як визначаються розміри вічок сит?
7. Що таке модуль набору сит?
8. Із яких елементів складається сито? Як комплектується набір сит?
9. Які методики застосовують для виконання ситового аналізу дисперсності матеріалу при ручному просіванні?
10. Яким чином здійснюють механічне просіювання матеріалу?
11. Як обробляються результати ситового аналізу?
12. Які характеристики використовують для оцінювання ступеня дисперсності матеріалу?
13. Що являють собою функції розподілення маси матеріалу: $D(d)$ - прохід і $R(d)$ залишок?
14. Як визначається нормована на 100% щільність розподілення маси матеріалу $f(d)$?
15. Як будуються криві розподілення (гістограми) дисперсного складу сипкого матеріалу?
16. Які рівняння використовують для аналітичного опису функцій розподілення часток?
17. Поняття середнього діаметра, номінального діаметра, еквівалентного діаметра, питомої поверхні часток.
18. Як визначається порозність шару дисперсних часток?
19. Що таке фактор форми часток?
20. Яка різниця між насипною густиною дисперсного шару і густиною матеріалу часток?
21. Як впливає ущільнююче питома навантаження на порозність шару дисперсних часток і відповідно на насипну густину?
22. Що таке сипкість дисперсного матеріалу, як вона оцінюється і від чого залежить?
23. Що таке кут природного відкосу?

24. Що собою представляють: ефективний кут внутрішнього тертя – φ ; статичний кут внутрішнього тертя – φ_s ; кути зовнішнього тертя спокою і руху – φ_n і φ_p ; та як вони пов'язані між собою?
25. Як визначаються коефіцієнти тертя руху і спокою?
26. Що являє собою кут обвалювання?
27. Як виконують оцінювання схильності матеріалу до злежування?
28. Що собою становить, та як визначається функція витоку дисперсного матеріалу?
29. Як визначається головне питоме навантаження σ_1 ?
30. Як визначається навантаження (тиск) на бокові стінки бункерів, ємкостей для зберігання сипких матеріалів?
31. Як впливають і як враховуються динамічні навантаження на стінки ємкостей.
32. Яка різниця між вільним і примусовим витіканням (висипанням) сипких матеріалів із отворів ємкостей?
33. Як розраховуються розміри випускних отворів бункерів для вільного і примусового витікання сипких матеріалів.
34. Від чого залежить середня швидкість витікання сипкого матеріалу із отвору ємкості?
35. Як класифікуються режими відносного руху твердих часток в рідині та як визначаються коефіцієнти опору середовища?
36. Як визначається швидкість осадження твердих часток в полі гравітаційних сил?
37. Які критерії подібності та критеріальні залежності використовують для визначення швидкості осадження твердих часток?
38. Визначення швидкості осадження твердих часток в полі відцентрових сил.
39. Що таке псевдозрідження?
40. Яке значення порозності має нерухомий шар дисперсних часток сипкого матеріалу?
41. Як визначається порозність зваженого шару?
42. Як визначається критична швидкість псевдозрідження?
43. Що називають числом псевдозрідження?
44. Що таке швидкість витання і як вона визначається?
45. Як визначається середній час перебування твердих часток в апараті зі зваженим шаром?

Приклади до розділу I

Приклад 1.1

Побудувати функцію розподілення залишку $R(d)$ на основі дослідних даних, які одержано при розсіюванні подрібненого матеріалу масою $\sum m = 0,1$ кг через послідовний набір сит від більшого до меншого. Маси залишків m_i на кожному ситі в залежності від діаметрів вічок наведено нижче:

діаметр вічка сита, d_i , м	0,016; 0,012; 0,008; 0,006; 0,002;
маса залишку, m_i , кг	0; 0,015; 0,02; 0,015; 0,03.

Розв'язок

Відповідно до визначення функції розподілення, з урахуванням, що діаметр вічка сита є граничним розміром часток, розраховуються значення функції $R(d)$ для кожного розміру:

$$R(0,016) = \frac{0}{0,1} = 0;$$

$$R(0,012) = \frac{0 + 0,015}{0,1} = 0,15;$$

$$R(0,008) = \frac{0 + 0,015 + 0,02}{0,1} = 0,35;$$

$$R(0,006) = \frac{0 + 0,015 + 0,02 + 0,015}{0,1} = 0,5;$$

$$R(0,002) = \frac{0 + 0,015 + 0,02 + 0,015 + 0,03}{0,1} = 0,8.$$

Результати розрахунків надають у вигляді графічної залежності залишку $R(d)$ від розміру вічок сит (рис. 1.12).

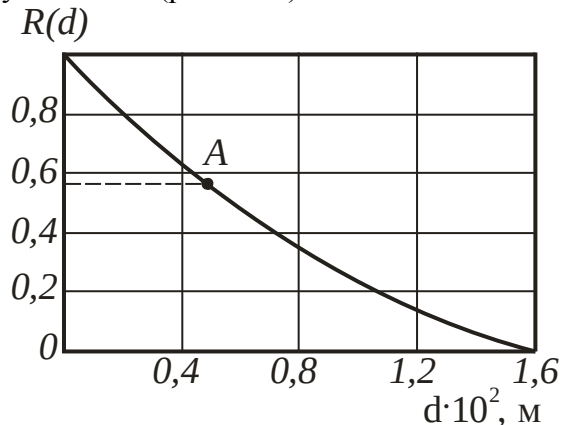


Рис. 1.12 Функція розподілення проходу маси часток в залежності від розміру $R(d)$

Приклад 1.2

Визначити масу матеріалу з розмірами часток $d < 0,005$ м, яка міститься в 100 т подрібненого матеріалу, якщо його дисперсна характеристика задана у вигляді функції залишку $R(d)$ (див. рис. 1.12).

Розв'язок

На графіку (рис. 1.11) знаходимо значення $R(d) = R(0,005) = 0,56$. Згідно з рівнянням (1.2): $D(d) = 1 - R(d) = 1 - 0,56 = 0,44$, тоді маса матеріалу, яка складе прохід – $D(0,005)$ буде: $m = 100 \cdot 0,44 = 44$ т.

Приклад 1.3

Побудувати функціональну графічну залежність проходу матеріалу $D(d)$ за відомою функцією залишку матеріалу $R(d)$ (рис. 1.12).

Розв'язок.

$$D(d) = 1 - R(d),$$

тоді $D(0,016) = 1 - 0 = 1;$

$$D(0,012) = 1 - 0,15 = 0,85;$$

$$D(0,008) = 1 - 0,35 = 0,65;$$

$$D(0,006) = 1 - 0,5 = 0,5;$$

$$D(0,002) = 1 - 0,8 = 0,2.$$

За одержаними значеннями будують графічну залежність проходу матеріалу $D(d)$ від діаметра вічок сит (рис. 1.13)

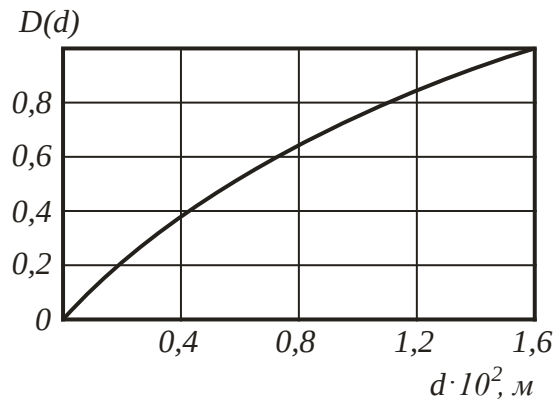


Рис. 1.13 Функція розподілення залишку маси часток в залежності від розміру $D(d)$

Приклад 1.4

Побудувати графік функції щільності розподілення $f(d)$ на основі відомого графіка функції проходу матеріалу $D(d)$ (рис. 1.14 а).

Розв'язок

Згідно з рівнянням (1.3) необхідно продеференціювати криву $D(d)$. Для цього вибирають полюс (для зручності розрахунків по осі d) $n = 2 \cdot 10^{-3}$ м. На графіку $D(d)$ беруть довільно декілька точок і будують до них дотичні. Із полюса проводять лінії паралельні дотичним. Відрізки, які відсікають ці лінії на осі $D(d)$, відповідають значенням функції $f(d)$ (рис. 1.14 б) для попередньо вибраних розмірів часток.

В 1 мм ординати $f(d)$ міститься:

$$\frac{D(d)}{n \cdot A} = \frac{1}{(2 \cdot 10^3 \cdot A)} = \frac{0,01 \cdot 10^3}{A}, \text{ м}^{-1},$$

де A – висота ординати $D(d)$ від 0 до 1 мм, в масштабі графіка.

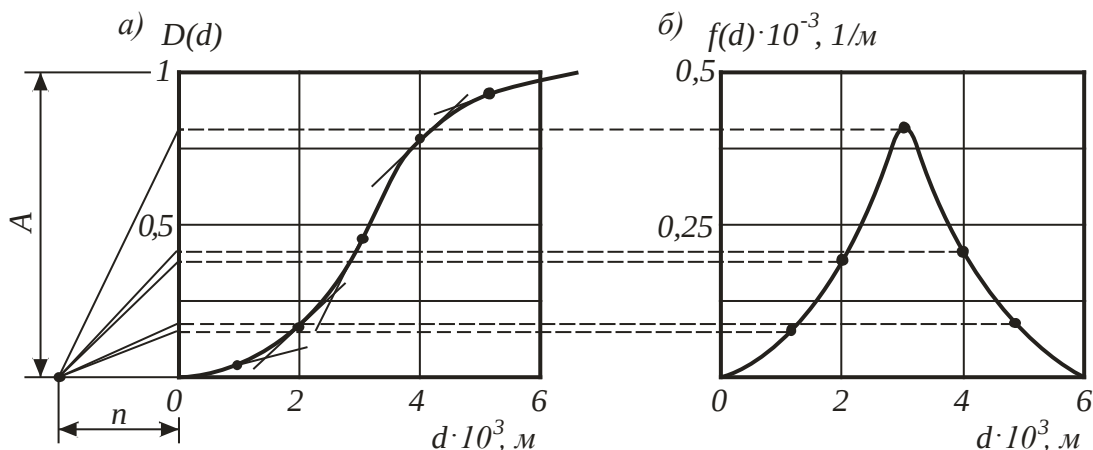


Рис. 1.14 Визначення функції щільності розподілення маси часток згідно з розмірами, $f(d)$

Приклад 1.5

Подрібнений матеріал, для якого відома функція залишку $R(d)$ (рис. 1.12), розділяється на грохоті на дві фракції. Надрештковий продукт ($d^+ > 0,005$ м) повертається на додаткове подрібнення, а підрештковий ($d^- < 0,005$ м) направляється в інший млин для тонкого помелу. Знайти функції розподілення надрешткового $R(d^+)$ і підрешткового $R(d^-)$ залишку матеріалів. Ефективність розділення на грохоті вважати рівною одиниці.

Розв'язок

На рис. 1.12 знаходять точку А, що відповідає значенню функції розподілення $R(0,005)$ і через неї проводять горизонтальну лінію, яка ділить ординату $R(d)$ на два відрізки. Кожний відрізок ординати приймають за одиницю, а перебудовані в новому масштабі залежності $R(d^+)$ і $R(d^-)$ будуть являти необхідні функції (рис. 1.15).

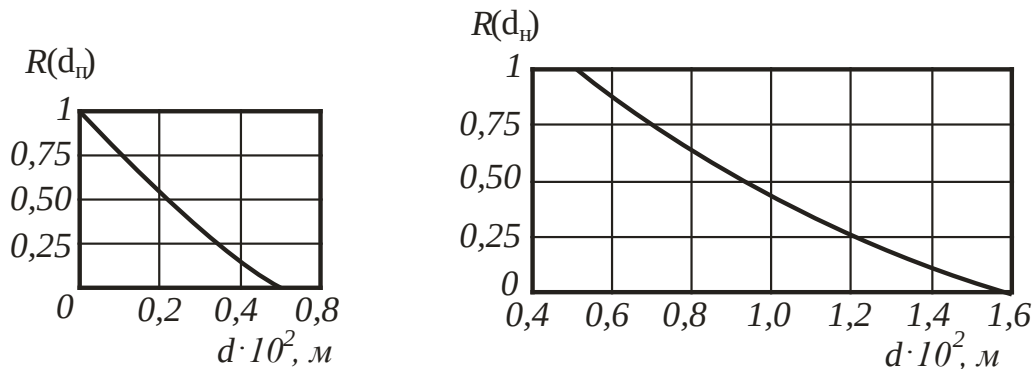


Рис. 1.15. Функції розподілення $R(d)$, які одержані після класифікації на грохоті

Приклад 1.6

В бункер-змішувач двома транспортерами з потужністю $m_1=45$ т/год і $m_2=105$ т/год завантажуються подрібнений матеріал з різними дисперсійними характеристиками $R_1(d)$ (рис. 1.16 а) і $R_2(d)$ (рис. 1.16 б). Необхідно визначити дисперсійну характеристику $R_3(d)$ для матеріалу, який виходить із змішувача.

Розв'язок.

За годину безперервної роботи маса матеріалу, який надходить у змішувач складе:

$$m_1 + m_2 = m_3 = 45 + 105 = 150 \text{ т.}$$

Функції розподілення залишку $R(d^+)$ для відповідних потоків при $d=0$ будуть мати наступні значення:

$$R_1(0) = 1; \quad R_2(0) = 1; \quad R_3(0) = 1.$$

За даними (рис. 1.16 а і б) вибирають декілька розмірів умовних вічок:

$$d_1 = 5 \cdot 10^{-3} \text{ м}; \quad d_2 = 10 \cdot 10^{-3} \text{ м}; \quad d_3 = 12 \cdot 10^{-3} \text{ м}; \quad d_4 = 15 \cdot 10^{-3} \text{ м}.$$

і відповідно для кожного розміру визначають функції розподілення для кожного вхідного матеріалу:

$$\begin{aligned} R_1(5 \cdot 10^{-3}) &= 0,73; \quad R_1(10 \cdot 10^{-3}) = 0,25; \quad R_1(12 \cdot 10^{-3}) = 0; \quad R_1(15 \cdot 10^{-3}) = 0; \\ R_2(5 \cdot 10^{-3}) &= 0,59; \quad R_2(10 \cdot 10^{-3}) = 0,3; \quad R_2(12 \cdot 10^{-3}) = 0,22; \quad R_2(15 \cdot 10^{-3}) = 0,12. \end{aligned}$$

Визначають масу часток, розмір яких більше відповідного значення d_i і, які складуть залишок $R(d_1^+)$:

$$d_1^+ > 5 \cdot 10^{-3} \text{ м}$$

$$m'_1 = 45 \cdot 0,73 = 32,8 \text{ т}; \quad m'_2 = 105 \cdot 0,59 = 62 \text{ т}; \quad m'_3 = 32,8 + 62 = 94,8 \text{ т}$$

$$R_3(5 \cdot 10^{-3}) = \frac{m'_3}{m_3} = \frac{94,8}{150} = 0,63$$

$$d_2^+ > 10 \cdot 10^{-3} \text{ м}$$

$$m'_1 = 45 \cdot 0,25 = 11,2 \text{ м}; m'_2 = 105 \cdot 0,3 = 31,5 \text{ м}; m'_3 = 11,2 + 31,5 = 42,7 \text{ м}.$$

$$R_3(10 \cdot 10^{-3}) = \frac{42,7}{150} = 0,28$$

$$d_3^+ > 12 \cdot 10^{-3} \text{ м}$$

$$m'_1 = 45 \cdot 0 = 0 \text{ м}; m'_2 = 105 \cdot 0,22 = 23,1 \text{ м}; m'_3 = 23,1 \text{ м}$$

$$R_3(12 \cdot 10^{-3}) = \frac{23,1}{150} = 0,15$$

$$d_4^+ > 15 \cdot 10^{-3} \text{ м}$$

$$m'_1 = 0 \text{ м}; m'_2 = 105 \cdot 0,12 = 12,6 \text{ м}; m'_3 = 12,6 \text{ м}$$

$$R_3(15 \cdot 10^{-3}) = \frac{12,6}{150} = 0,084.$$

Згідно з одержаними значеннями будують графік функції залишку $R(d)$ (рис. 1.16 в).

Приклад 1.7

Після розділення подрібненого матеріалу на ситі з розміром отворів $d_1 = 60 \cdot 10^{-6} \text{ м}$ величина функції залишку склала: $R(d_1) = 0,4$; а на ситі з вічками $d_2 = 200 \cdot 10^{-4} \text{ м}$ - $R(d_2) = 0,02$.

Знайти емпіричні константи в аналітичному виразі функції розподілення залишку $R(d) = \exp(-bd^n)$, якщо матеріал відповідає цій залежності.

Розв'язок

Для визначення емпіричних констант складають систему із двох рівнянь:

$$\left. \begin{aligned} 0,4 &= \exp[-b(60 \cdot 10^{-6})^n] \\ 0,02 &= \exp[-b(200 \cdot 10^{-4})^n] \end{aligned} \right\}$$

Після логарифмування одержують:

$$\left. \begin{aligned} -0,916 &= -b \cdot (60 \cdot 10^{-6})^n \\ -3,91 &= -b \cdot (200 \cdot 10^{-4})^n \end{aligned} \right\}$$

Звідки: $b = 0,09 \cdot 10^6$; $n=1,18$. Функція розподілу залишку даного матеріалу матиме наступний конкретний вираз:

$$R(d) = \exp(-0,09 \cdot 10^6 \cdot d^{1,18})$$

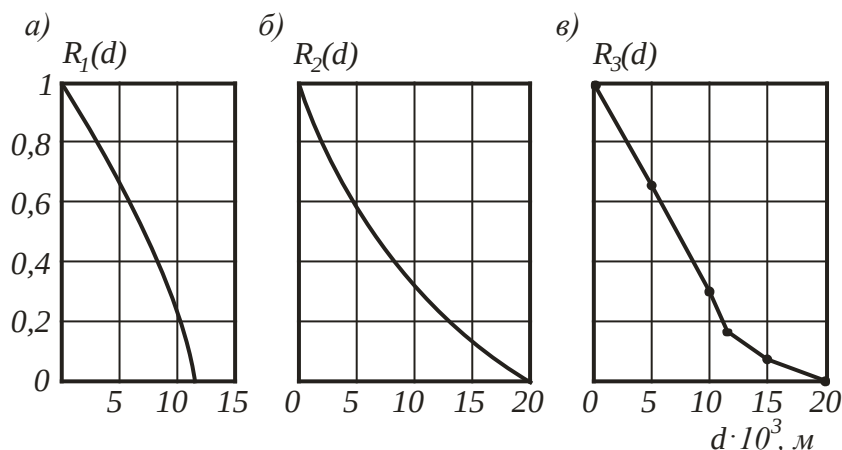


Рис.1.16. Функція розподілу залишку $R_3(d)$ при змішуванні продуктів, які мають дисперсні характеристики $R_1(d)$ і $R_2(d)$

Приклад 1.8

Обробка результатів ситового аналізу подрібненого матеріалу дала наступні значення функції розподілення залишку $R(d)$:

$d \cdot 10^6, \text{ м}$	42;	63;	85;	150;	210;
$R(d)$	0,83;	0,64;	0,48;	0,20	0,04.

Визначити значення емпіричних констант b і n в рівнянні (1.4).

Розв'язок

Точне визначення емпіричних коефіцієнтів b і n проводять з застосуванням графічного методу обробки експериментальних даних, що набагато точніше їх визначення по двох точках (приклад 1.7). Двічі логарифмують рівняння (1.4). Перше логарифмування дасть наступні вирази:

$$\ln R(d) = -b \cdot d^n,$$

або
$$\ln \frac{1}{R(d)} = b \cdot d^n.$$

Після другого логарифмування одержують рівняння:

$$\ln \left(\ln \frac{1}{R(d)} \right) = \ln b + n \ln d.$$

Якщо за функцію в останньому виразі прийняти $\ln \left(\ln \frac{1}{R(d)} \right)$, а за аргумент- $\ln d$, то

нескладно помітити, що одержали рівняння прямої лінії з коефіцієнтами $\ln b$ і n . Для побудови цієї лінії в координатах $\ln\left(\ln \frac{1}{R(d)}\right) = f(\ln d)$ проводять необхідні перетворення вихідних експериментальних даних:

$$d \cdot 10^6, \text{ м} \quad 42; \quad 63; \quad 85; \quad 150; \quad 210;$$

$$\ln\left(\ln \frac{1}{R(d)}\right) \quad -1,68; \quad -0,81; \quad -0,3; \quad 0,48; \quad 1,17;$$

$$\ln(d) \quad -10,10; \quad -9,66; \quad -9,34; \quad -8,79; \quad -8,45.$$

Після нанесення одержаних значень точок на графік (рис. 1.17) через них проводять пряму лінію.

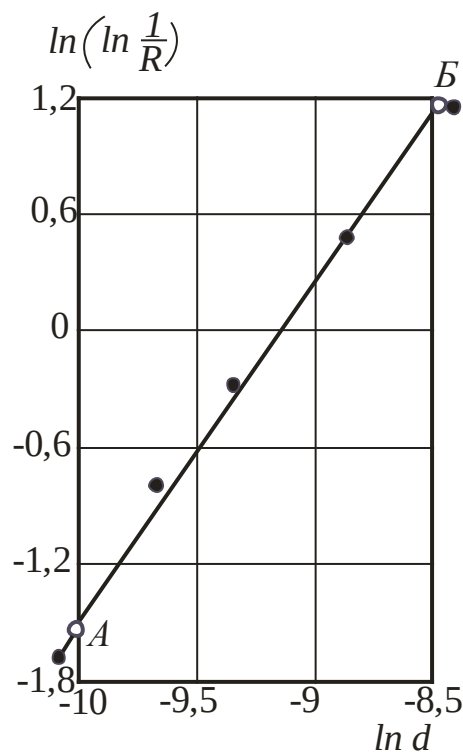


Рис. 1.17 До розрахунку коефіцієнтів функції залишку $R(d)$, за рівнянням (1.4)

Для визначення коефіцієнтів b і n записують два рівняння для крайніх точок, наприклад, для точок А і Б. Рішення системи із двох рівнянь дає необхідні коефіцієнти:

$$\begin{cases} -1,55 = \ln b - 10n \\ -1,2 = \ln b - 8,5n \end{cases}$$

$$-2,75 = -1,5n$$

$$n = 1,83;$$

$$\ln b = 10 \cdot 1,83 - 1,55 = 16,75;$$

$$b = 18,8 \cdot 10^6.$$

Приклад 1.9

Ситовий аналіз матеріалу подрібненого в кульовому млині, показав, що для сита з розміром вічка $d_1 = 74 \cdot 10^{-6}$ м значення функції розподілення $R_1(d) = 0,42$. Визначити величину цієї функції для сита з розмірами отворів $d_2 = 150 \cdot 10^{-6}$ м.

Розв'язок

Для визначення значення функції розподілу $R(d_2)$ можна використати спрощену залежність (1.5): $R(d) = \exp(-3d / d_{ном})$ у вигляді графіка в координатах $R(d) = f(d / d_{ном})$. Вибирають декілька довільних значень $d / d_{ном}$ від 0 до 1 і для них визначають величину $R(d)$ згідно з (1.5).

$d / d_{ном} \dots 0; 0,1; 0,4; 0,6; 0,8; 1;$

$R(d) \dots 1; 0,55; 0,3; 0,165; 0,09; 0,05.$

На графіку (рис. 1.18) знаходять точку А з ординатою $R(d_1) = 0,42$. Її абсциса $d_1 / d_{ном} = 0,29$. Це означає, що відношення розміру вічка сита $d_1 = 74 \cdot 10^{-6}$ м до номінальної крупності $d_{ном}$ дорівнює 0,29.

$$\text{Звідси } d_{ном} = \frac{d_1}{0,29} = \frac{74 \cdot 10^{-6}}{0,29} = 255 \cdot 10^{-6} \text{ м.}$$

Відношення розміру заданого сита ($d_2 = 150 \cdot 10^{-6}$ м) до номінальної крупності складе:

$$\frac{d_2}{d_{ном}} = \frac{150 \cdot 10^{-6}}{255 \cdot 10^{-6}} = 0,59.$$

На графіку цьому значенню $d / d_{ном}$ відповідає точка В. Ордината цієї точки дасть значення $R(d_2) = 0,17$.

Таким чином, для сита з розміром вічка $d_2 = 150 \cdot 10^{-6}$ м величина функції розподілення залишку складе $R(d_2) = 0,17$.

Приклад 1.10

Відома дисперсійна характеристика матеріалу у вигляді функції розподілення залишку $R(d)$ (рис. 1.19). Знайти середній розмір часток $d_{сер}$.

Розв'язок

За основу рішення беруть інтеграл (1.6), а для обчислення його величини виконують графічне інтегрування графіка функції розподілення залишку $R(d)$. Для цього криву $R(d) = f(d)$ розбивають на декілька інтервалів $\Delta R_i(d)$ і для кожного з них визначають середнє значення діаметра часток d_i .

Орієнтований середній розмір часток всього матеріалу, відповідно до формули (1.6), визначається згідно до виразу:

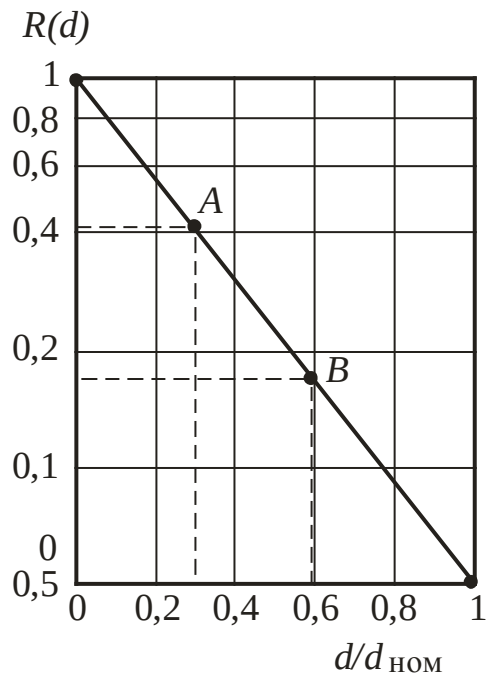


Рис. 1.18. Графік функції розподілення залишку за рівнянням (1.5)

$$d_{\text{сеп}} = \sum \Delta R_i(d) \cdot d_{i\text{сеп}} = \Delta R_1(d) \cdot d_1 + \Delta R_2(d) \cdot d_2 + \Delta R_3(d) \cdot d_3 + \Delta R_4(d) \cdot d_4 = (0,05 \cdot 75 + 0,33 \cdot 53 + 0,46 \cdot 27 + 0,16 \cdot 8) \cdot 10^{-6} = 35 \cdot 10^{-6} \text{ м.}$$

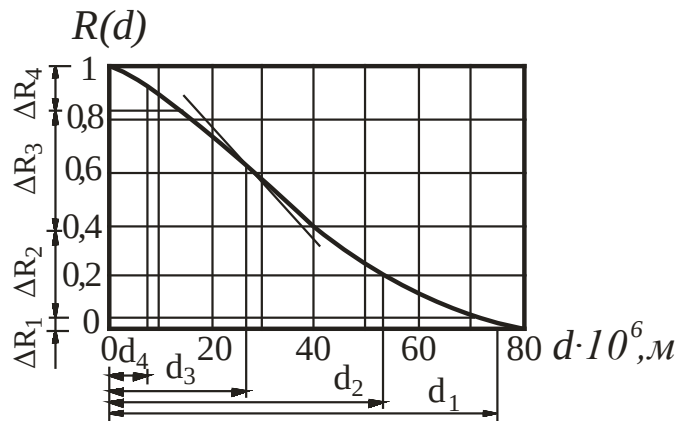


Рис. 1.19. До визначення середнього розміру часток

Приклад 1.11

Визначити питому поверхню матеріалу $F_{\text{пит.}}$, м^2 подрібненого в кульовому млині, якщо номінальний розмір часток складає $100 \cdot 10^{-6}$ м.

Розв'язок

Можливі два способи рішення.

Першим способом визначають $F_{\text{пит.}}$ за рівнянням (1.8):

$$F_{\text{пит}} = \frac{41,4}{d_{\text{ном}}} \cdot \lg(d_{\text{ном}} \cdot \frac{10^6}{5,47}) = \frac{41,4}{100 \cdot 10^{-6}} \cdot \lg\left(\frac{100 \cdot 10^{-6} \cdot 10^6}{5,47}\right) = 0,522 \cdot 10^6 \text{ м}^2/\text{м}^3.$$

Більш точний результат можна одержати, якщо виконувати розрахунки згідно із залежністю (1.7). Попередньо встановлюють функціональну залежність розподілення залишку $R(d)$ від розмірів часток за формулою (1.5):

$$R(d) = \exp(-3d / d_{ном}).$$

Приймають декілька довільних значень розмірів часток. Для них визначають функцію розподілення залишку $R(d)$ і будують графік залежності $R(d) = f(d)$ (рис. 1.20).

$d \cdot 10^6, \text{ м} \dots 0; \quad 20; \quad 40; \quad 60; \quad 80; \quad 100;$

$R(d) \dots 1; \quad 0,54; \quad 0,3; \quad 0,165; \quad 0,091; \quad 0,05.$

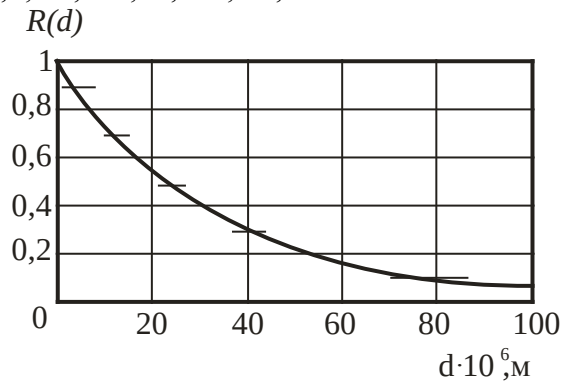


Рис. 1.20. До визначення питомої площі поверхні часток сипкого матеріалу

Визначення площі поверхні часток сипкого матеріалу проводять методом графічного інтегрування за рівнянням:

$$F_{num} = \int_0^{d_{ном}} \frac{6}{d} \cdot dR(d) \cong \sum_{i=1}^n \frac{6}{d_{сер.i}} \cdot \Delta R(di).$$

Для цього розбивають криву (рис. 1.20) на декілька відрізків (для більш точного визначення $F_{пит}$ ділянку дрібної фракції поділяють на менші відрізки). Поверхнею часток з розміром більше $100 \cdot 10^{-6}$, м нехтують, як величиною безкінечно малою. Мінімальний розмір часток приймають рівним $d_{мін}=1 \cdot 10^{-6}$ м. Середню величину $1/d_{сер.i}$ для кожного відрізка $\Delta R(d)$ знаходять згідно з теоремою про середнє значення [2], за виразом:

$$\left(\frac{1}{d} \right)_{серi} = \frac{1}{d_{i+1} - d_i} \int_{d_i}^{d_{i+1}} \frac{1}{d} \cdot d(d) = \frac{\ln \left(\frac{d_{i+1}}{d_i} \right)}{d_{i+1} - d_i}.$$

Результати попередніх розрахунків зведено в таблицю.

Таблиця

Вихідні та розрахункові дані для визначення питомої поверхні сипкого матеріалу (приклад 1.11)

	$\Delta R(d)_1 =$ 1-0,9=0,1	$\Delta R(d)_2 =$ 0,9-0,8=0,1	$\Delta R(d)_3 =$ 0,8-0,7=0,1	$\Delta R(d)_4 =$ 0,7-0,5=0,2	$\Delta R(d)_5 =$ 0,5-0,3=0,2	$\Delta R(d)_6 =$ 0,3
$d_i \cdot 10^6, \text{ м}$	1	3,5	744	11,9	23,1	40,1
$d_{(i+1)} \cdot 10^6 \text{ м}$	3,5	7,44	111,9	23,1	40,1	100
$1/(d_{сер})_i \cdot 10^6, \text{ м}^{-1}$	0,5	0,19	0,105	0,059	0,032	0,015

$$F_{пит} = 6 \cdot 10^6 (0,1 \cdot 0,5 + 0,1 \cdot 0,19 + 0,1 \cdot 0,105 + 0,2 \cdot 0,059 + 0,2 \cdot 0,032 + 0,3 \cdot 0,015) = 0,61 \cdot 10^6 \text{ м}^2/\text{м}^3.$$

Приклад 1.12

Визначити коефіцієнти c і a в рівнянні (1.16), якщо під час компресійних випробувань одержали наступні результати:

$$\begin{array}{ll} \text{при } \sigma_y = 0,5 \cdot 10^5 \text{ Па} & \varepsilon = 0,46; \\ \text{при } \sigma_y = 2 \cdot 10^5 \text{ Па} & \varepsilon = 0,41. \end{array}$$

Розв'язок

Коефіцієнти c і a можна визначити в результаті рішення системи рівнянь:

$$\begin{aligned} 0,46 &= \frac{c}{(0,5 \cdot 10^5)^a}; \\ 0,41 &= \frac{c}{(2 \cdot 10^5)^a}. \end{aligned}$$

Після логарифмування одержують:

$$\begin{aligned} -0,33 &= \lg c - 4,49a; \\ -0,38 &= \lg c - 5,3a. \end{aligned}$$

Звідки $c = 1,13$; $a = 0,082$.

Приклад 1.13

Визначити масу сипкого матеріалу m , кг, який знаходиться в складському бункері шириною $a = 15$ м і довжиною $l = 20$ м. Бункер заповнено до висоти $h = 15$ м. Густина матеріалу $\rho_m = 2700$ кг/м³; його вологовміст $\omega = 0,05$; порозність в стані рихлої засипки $\varepsilon_0 = 0,56$; компресійна (ущільнююча) характеристика згідно з (1.16) задана у вигляді функції $\varepsilon = 1,13/\sigma^{0,082}$.

Розв'язок

Якщо знехтувати впливом тертя матеріалу зі стінками бункера, то масу матеріалу можна визначити згідно з виразом:

$$m = \sigma \cdot a \cdot l/g,$$

$$\begin{aligned} \text{де } \sigma, \text{ Па} &\text{ – тиск матеріалу на дно бункера;} \\ g &= 9,81 \text{ м/с}^2. \end{aligned}$$

Для визначення σ складають диференціальне рівняння, яке описує залежність тиску матеріалу від глибини h :

$$d\sigma = dh \cdot \rho_n \cdot g.$$

В цьому рівнянні насипна густина ρ_n змінюється в залежності від компресійного навантаження σ_y . В даному випадку σ_y визначається тиском шарів матеріалу, які розташовані вище розрахункового рівня, тобто величиною σ . Аналітичне рішення цього рівняння спільно з формулами (1.16) і (1.17) досить складне.

Задачу вирішують численним методом.

Вибирають крок розрахунків по глибині матеріалу $\Delta h_i = 1,5$ м.

Для першого кроку по h , початкові дані: $h=0$; $\sigma=0$; $\varepsilon = \varepsilon_0 = 0,56$.

Для спрощення вважають, що порозність по глибині кожного розрахункового шару залишається незмінною. Тоді для першого кроку до глибини $\Delta h_1 = 1,5$ м. $\varepsilon_1 = \varepsilon_0 = 0,56$.

Густина насипного шару:

$$\rho_n = \rho_m(1 - \varepsilon) \cdot (1 + w^c) = 2700(1 - 0,56) \cdot (1 + 0,05) = 1247 \text{ кг/м}^3.$$

Зростання компресійного навантаження і його дійсна величина:

$$\Delta \sigma = \Delta h_i \cdot \rho_n \cdot g = 1,5 \cdot 1247 \cdot 9,81 = 18350 \text{ Па} = \sigma_1.$$

Для другого кроку Δh_2 , до глибини $h = 3$ м.

$$\varepsilon = 1,13 / \sigma^{0,082} = 1,13 / 18350^{0,082} = 0,51.$$

$$\rho_n = 2700(1 - 0,51)(1 + 0,05) = 1257 \text{ кг/м}^3.$$

$$\Delta \sigma_2 = 1,5 \cdot 1257 \cdot 9,81 = 18495 \text{ Па}.$$

$$\sigma_2 = 18350 + 18495 = 36845 \text{ Па та ін.}$$

Результати розрахунків введено в таблицю.

Таблиця

Результати розрахунків тиску матеріалу на дно складського бункера (приклад 1.13)

Глибина розташування розрахункового рівня матеріалу, м	1,5	3,0	4,5	6,0	7,5
Порозність шару, ε	0,56	0,51	0,48	0,46	0,447
Насипна густина матеріалу в шарі ρ_n , кг/м ³	1247	1257	1457	1531	1567
Приріст компресійного навантаження в шарі, $\Delta \sigma_i \cdot 10^{-5}$, Па	0,1835	0,185	0,214	0,225	0,231
Тиск матеріалу на горизонтальну площину, $\sigma_i \cdot 10^{-5}$, Па	0,1835	0,3685	0,58	0,808	1,038
Глибина розташування розрахункового рівня матеріалу, м	9,0	10,5	12,0	13,5	15,0
Порозність шару, ε	0,438	0,431	0,425	0,420	0,415
Насипна густина матеріалу в шарі ρ_n , кг/м ³	1593	1613	1630	1644	1657
Приріст компресійного навантаження в шарі, $\Delta \sigma_i \cdot 10^{-5}$, Па	0,234	0,237	0,240	0,242	0,244
Тиск матеріалу на горизонтальну площину, $\sigma_i \cdot 10^{-5}$, Па	1,273	1,510	1,75	1,99	2,236

Згідно з розрахунками тиск сипкого матеріалу на глибині 15 м, тобто на дно складського бункера дорівнює $2,236 \cdot 10^5$ Па:

$$\text{Відповідно: } m = \frac{2,236 \cdot 10^5 \cdot 15 \cdot 20}{9,81} = 68,4 \cdot 10^5 \text{ кг.}$$

Приклад 1.14

Гранульований карбамід подається дозатором на стальний жолоб (рис. 1.21, а). Визначити кут нахилу жолоба та швидкість руху матеріалу на його кінці при умові, що: $L = 7$ м; $H = 4$; кут тертя покою матеріалу по сталі $\varphi_n = 28^\circ$.

Розв'язок

Матеріал, який подається дозатором на жолоб має початкову швидкість w_p . В такому разі мінімальний кут нахилу жолоба визначиться кутом тертя руху матеріалу φ_p .

Згідно з рівнянням (1.18):

$$f_p = \operatorname{tg} \varphi_p = 0,8 \operatorname{tg} \varphi_n = 0,8 \operatorname{tg} 28^0 = 0,01 \cdot 0,53 = 0,42;$$

$$\varphi_p = \operatorname{arctg} 0,42 = 23^0.$$

Жолоб встановлюють під більшим кутом до горизонталі:

$$\alpha = 25^0 > \varphi_p.$$

Із рис. 1.21 а видно, що початкова швидкість руху матеріалу по жолобу пов'язана зі швидкістю падіння матеріалу w_n наступним чином:

$$w_n = w_n \cdot \cos(90^0 - \alpha).$$

В свою чергу, швидкість падіння визначиться за формулою

$$w_n = \sqrt{2gh} = \sqrt{2g(H - Ltq\alpha)} = \sqrt{2 \cdot 9,81(4 - 7 \cdot \operatorname{tg} 25^0 C)} = 3,84 \text{ м/с}.$$

Тоді:

$$w_n = 3,84 \cdot \cos(90^0 - 25) = 1,6 \text{ м/с}.$$

Для визначення кінцевої швидкості матеріалу розглядають на поверхні жолоба елемент сипкого матеріалу (рис. 1.21, б). Цей елемент масою m знаходиться під дією двох сил: рушійної сили - $P = m \cdot g \cdot \sin \alpha$ і сили тертя - $T = f_p \cdot m \cdot g \cdot \cos \alpha$.

Матеріал буде рухатися з прискоренням тому, що $\alpha > \varphi_p$ і, відповідно:

$$P - T = m \cdot a.$$

Звідки $a = g(\sin \alpha - f_p \cdot \cos \alpha)$.

З урахуванням, що рух рівноприскорений, кінцева швидкість матеріалу буде:

$$w_k = \sqrt{2a \cdot l + w_n^2} = \sqrt{2 \cdot 9,81(\sin 25^0 - 0,42 \cdot \cos 25^0) \frac{7}{\cos 25^0} + 1,6^2} = 2,92 \text{ м/с}.$$

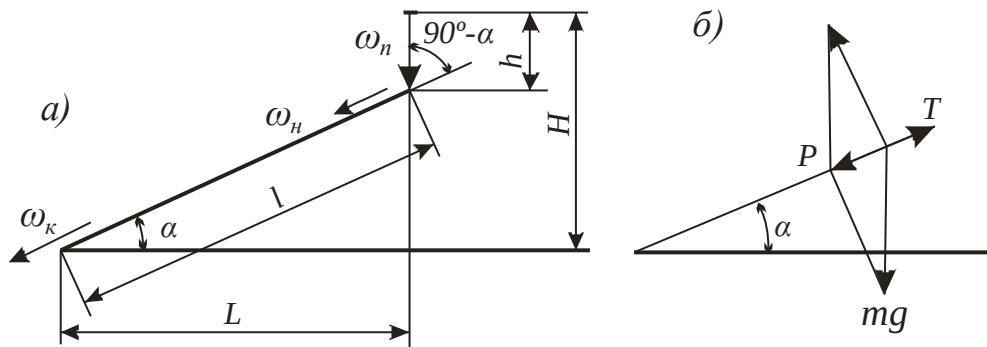


Рис. 1.21. До визначення швидкості руху сипкого матеріалу по жолобу

Приклад 1.15

В циліндричній посудині (рис. 1.22) діаметром $d=0,1$ м міститься сипкий матеріал під навантаженням $P=785$ Н. Визначити тиск матеріалу на бокові стінки, якщо відома величина ефективного кута внутрішнього тертя $\varphi=50^\circ$. Масою матеріалу і тертям його зі стінками можна знехтувати.

Розв'язок

Згідно з визначенням коефіцієнта бокового тиску: $\zeta = \sigma_3 / \sigma_1$. Максимальний головний тиск (головне навантаження) на горизонтальну площину становить:

$$\sigma_1 = \frac{4P}{\pi \cdot d^2} = \frac{4 \cdot 785}{\pi \cdot 0,1^2} = 1 \cdot 10^5 \text{ Па.}$$

Тиск матеріалу на бокові стінки: $\sigma_3 = \zeta \cdot \sigma_1$. Коефіцієнт бокового тиску ζ визначають за рівнянням (1.21):

$$\zeta = \frac{\sigma_3}{\sigma_1} = \frac{(1 - \sin 50^\circ)}{(1 + \sin 50^\circ)} = 0,13.$$

Значить: $\sigma_3 = 0,13 \cdot (1 \cdot 10^5) = 13 \cdot 10^3 \text{ Па.}$

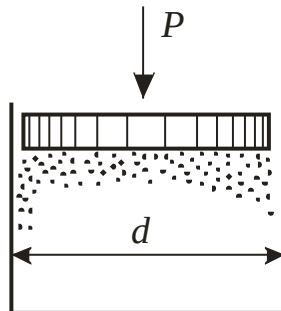


Рис. 1.22. До визначення тиску сипкого матеріалу на бокові стінки циліндра

Приклад 1.16

Із вологого сипкого матеріалу шляхом ущільнення (рис. 1.23) під навантаженням $\sigma_y = 0,1 \cdot 10^5$ Па виготовили циліндр. Визначити величину нормального питомого навантаження, при якому циліндр зруйнується, якщо функція витоку даного матеріалу надана у вигляді графіка (рис. 1.23). Масою матеріалу можна знехтувати.

Розв'язок

В даному випадку тиск на бокові стінки циліндра відсутній, тобто мінімальне головне навантаження $\sigma_3=0$. Тоді максимальне головне питома навантаження σ_1 , при якому зруйнується циліндр, визначають за допомогою графіка (рис. 1.23) при умові, що $\sigma_1 = \sigma_p = 3,0 \cdot 10^3 \text{ Па.}$

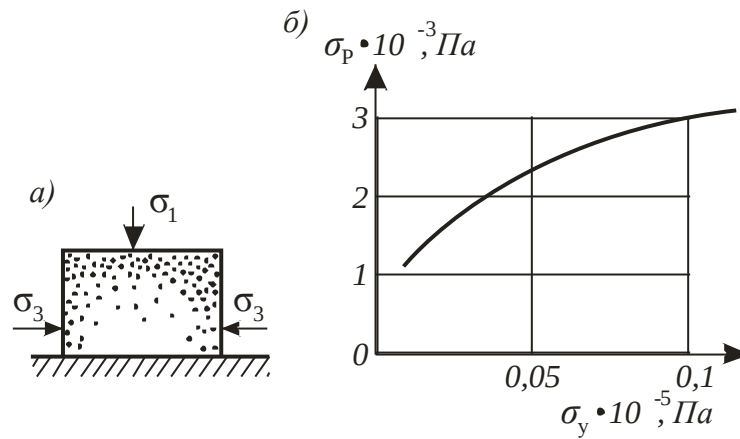


Рис. 1.23. До визначення руйнуючого питомого навантаження для таблетки із ущільненого порошку: а – схема питомих навантажень; б – функція витоку

Приклад 1.17

Визначити сили, які діють на стінки конічного сталюого бункера (рис. 1.24), який заповнений зернистим матеріалом, з насипною густиною, $\rho_n = 1400 \text{ кг/м}^3$. Ефективний кут внутрішнього тертя матеріалу $\varphi = 40^\circ$, а кут зовнішнього тертя покою відносно стінок бункера $\varphi_n = 35^\circ$. Розвантаження здійснюється за допомогою вібратора.

Розв'язок

Визначають сили, які діють по периметру і твірній конуса. Для цього аналізують дію цих сил на відстані від поверхні матеріалу (рис. 1.24). P_0 – сила віднесена до одиниці довжини кола, яка діє по твірній конуса, а P_n – сила на одиницю довжини твірної, яка діє по периметру. Коефіцієнт динамічності для оцінювання впливу дії вібратора $K_d = 1,5$. Без врахування ваги корпусу бункера на основі умови рівноваги сил на глибині перерізу Z , сили P_0 і P_n визначають згідно з виразами:

$$P_0 = K_d \cdot \frac{\pi r^2 \cdot \sigma_1 + mg}{\sin \alpha \cdot 2\pi};$$

$$P_n = K_d \cdot 2r \sigma \alpha \cdot \sin \alpha,$$

де r – радіус конуса на відстані Z , м;
 m – маса матеріалу нижче перерізу Z , кг.

Відповідно до схеми (рис. 1.24), $r = (H_k - Z)/\tan \alpha$, а маса матеріалу (приблизно) :

$$m = \frac{1}{3} \pi r^2 (H_k - Z) \cdot \rho_n.$$

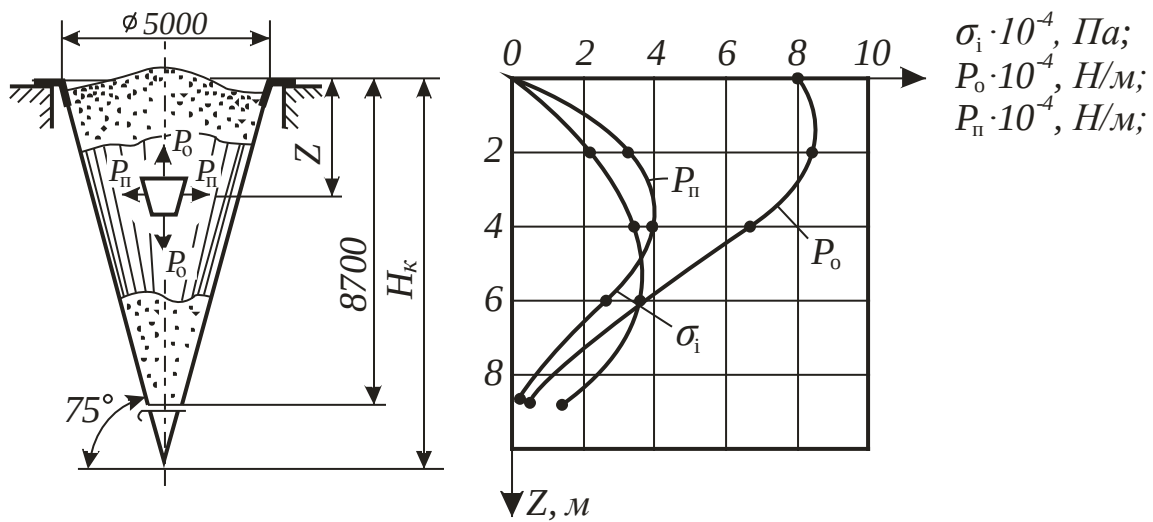


Рис. 1.24. До визначення сил, які діють на стінки конічного бункера

Величини σ_1 і σ_a знаходять, за рівняннями (1.25) і (1.32). Визначають коефіцієнт тертя спокою відносно стінок бункера f_n , висоту конуса H_k , коефіцієнт бокового тертя ζ , згідно з рівнянням (1.21) і коефіцієнт B в рівнянні (1.25):

$$f_n = \operatorname{tg} \varphi_n = \operatorname{tg} 35^\circ = 0,7;$$

$$H_k = \frac{5}{2} \cdot \operatorname{tg} 75^\circ = 9,3 \text{ м};$$

$$\zeta = \frac{(1 - \sin 40^\circ)}{(1 + \sin 40^\circ)} = 0,22;$$

$$B = 2(\cos^2 75^\circ + 0,22 \sin^2 75^\circ)(0,7 + \operatorname{ctg} 75^\circ) \cdot \operatorname{tg} 75^\circ = 1,96.$$

Розраховують значення σ_1 , P_n і P_0 для п'яти рівнів Z : 0; 2; 4; 6 і 8,7 м.

$Z = 0 \text{ м}; \sigma_1 = 0; P_n = 0;$

$$P_0 = 1,5 \frac{0 + \frac{1}{3} \cdot \pi \left(\frac{9,3 - 0}{\operatorname{tg} 75^\circ} \right) + (9,3 - 0) 1400 \cdot 9,81}{\sin 75^\circ \cdot 2 \cdot \pi \frac{(9,3 - 0)}{\operatorname{tg} 75^\circ}} = 82587 \text{ Н/м}.$$

$Z = 2 \text{ м}.$

$$\sigma_1 = -1400 \cdot 9,81 \frac{9,3 - 2}{1 - 1,96} + \frac{0 + 1400 \cdot 9,81 \cdot 9,3}{9,3^{1,96} (1 - 1,96)} (9,3 - 2)^{1,96} = 22821 \text{ Па}.$$

$$P_n = 1,5 \cdot 2 \frac{9,3 - 2}{\operatorname{tg} 75^\circ} 22821 (\cos^2 75^\circ + 0,22 \cdot \sin^2 75^\circ) \cdot \sin 75^\circ = 33792 \text{ Н/м}.$$

$$P_0 = 1,5 \cdot \frac{\pi \left[(9,3 - 2) / \operatorname{tg} 75^\circ \right]^2 \cdot 22821 + \frac{1}{3} \pi \left[(9,3 - 2) / \operatorname{tg} 75^\circ \right]^2 (9,3 - 2) \cdot 1400 \cdot 9,81}{\sin 75^\circ \cdot 2 \cdot \pi \cdot (9,3 - 2) / \operatorname{tg} 75^\circ} =$$

$$= 85378 \text{ Н/м, і так далі.}$$

Нижче наведено дані розрахунків сил, які діють на стінки бункера для всіх контрольних рівнів:

Z, м	0	22000	4	6	8,7
σ_1 , Па	0	2821	36265	37957	3394
P_o , Н/м	82587	85378	66717	36419	2014
P_n , Н/м	0	33792	39017	25427	1631

Для ілюстрації характеру зміни розрахункових величин по глибині бункера побудовано графіки функцій $\sigma_1(Z)$, $P_o(Z)$ і $P_n(Z)$ (рис. 1.24).

Приклад 1.18

Визначити сили, які діють на стінки циліндро-конічного сталюого силосу (рис. 1.25). Бункер завантажено порошковим матеріалом. Густина часток матеріалу $\rho_m = 2700 \text{ кг/м}^3$; вологовміст $w^c = 0,05$; ефективний кут внутрішнього тертя $\varphi = 30^\circ$; кут тертя спокою матеріалу відносно стінки силосу $\varphi_n = 30^\circ$. Порозність шару матеріалу змінюється, за залежністю $\varepsilon = 1,13/\sigma^{0,082}$. Розвантаження силосу здійснюється за допомогою вібратора.

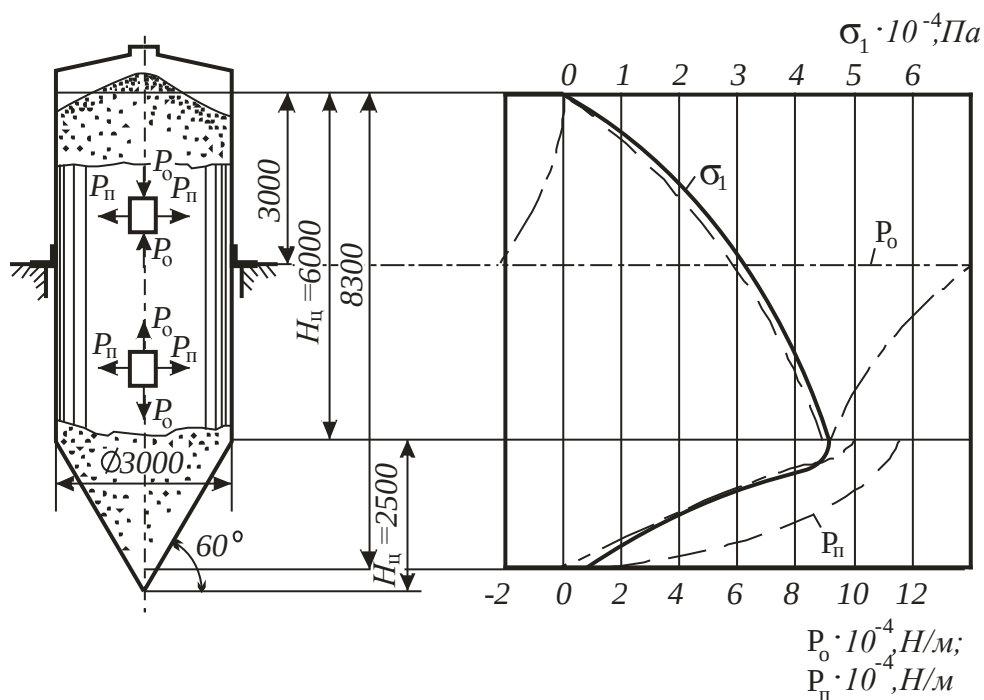


Рис. 1.25. До визначення сил, які діють на стінки силосу

Розв'язок

Задача ускладнена тим, що ємність складається із двох частин (конуса і циліндра). Сили, які діють по твірній силосу відносно перерізу в місці розташування опорних лап, мають різні знаки: густина порошкового матеріалу змінюється по глибині силосу.

Визначають розподілення питомого навантаження σ_1 по глибині силосу після попереднього розрахунку максимального значення насипної густини ρ_n . В даному випадку матеріал ущільнюється під дією максимального головного питомого навантаження, тобто – $\sigma_y = \sigma_1$. Згідно з рівняннями (I.16) і (I.17):

$$\sigma_y = \left(\frac{c}{1 - \frac{\rho_n}{\rho_m(1 + \omega^c)}} \right)^{1/a}.$$

Відповідно до умов:

$$\sigma_y = \left(\frac{1,13}{1 - \frac{\rho_n}{2700(1 + 0,05)}} \right)^{1/0,082} = \left(\frac{3203}{2835 - \rho_n} \right)^{12,2}.$$

Для приведення рівняння (1.23) у відповідність до умов задачі визначають:

гідравлічний радіус силосу: $r_r = \frac{D}{4} = \frac{3}{4} = 0,75$ м;

коефіцієнт зовнішнього тертя покою: $f_n = \operatorname{tg} 30^\circ = 0,58$;

коефіцієнт бокового тиску, за рівнянням (1.21):

$$\zeta = \frac{(1 - \sin \varphi)}{(1 + \sin \varphi)} = 0,33.$$

Для цих даних при глибині $Z=8,3$ м рівняння (1.23) прийме наступний вигляд:

$$\sigma_1 = \frac{\rho_n \cdot 9,81 \cdot 0,75}{0,33 \cdot 0,58} \left[1 - \exp \left(- \frac{0,38 \cdot 0,58 \cdot 8,3}{0,75} \right) \right] = 33,8 \cdot \rho_n.$$

При $\sigma_1 = \sigma_y$ можна записати:

$$\sigma_y = \left(\frac{3203}{2835 - \rho_n} \right)^{12,2} = 33,8 \rho_n.$$

Звідки, методом послідовних наближень одержують:

$$\rho_n = 1520 \text{ кг/м}^3.$$

В циліндричній частині силосу розраховують: σ_1 для трьох рівнів Z (2; 4 і 6 м).
 $Z=2$ м

$$\sigma_1 = \frac{1520 \cdot 9,81 \cdot 0,75}{0,33 \cdot 0,58} \left[1 - \exp\left(\frac{0,33 \cdot 0,58 \cdot 2}{0,75}\right) \right] = 23333 \text{ Па};$$

$$Z=4 \text{ м} \quad \sigma_1 = 37,335 \text{ Па};$$

$$Z=6 \text{ м} \quad \sigma_1 = 45735 \text{ Па}.$$

В кінчній частині силосу розраховують σ_1 , згідно з рівнянням (1.25) для трьох рівнів Z відносно основи конуса (0,8; 1,6 і 2,3), м.

Попередньо визначають величину B , згідно з виразом (1.27):

$$B = 2(\cos^2 60^0 + 0,33 \cdot \sin^2 60^0)(0,58 + \operatorname{ctg} 60^0) \cdot \operatorname{tg} 60^0 = 1,99$$

$$Z=0,8 \text{ м}$$

$$\sigma_1 = 1520 \cdot 9,81 \frac{2,5 - 0,8}{1 - 1,99} + \frac{45735 + 1520 \cdot 9,81 \frac{2,5}{(1 - 1,99)}}{2,5^{1,99}} \cdot (2,5 - 0,8)^{1,99} = 30242 \text{ Па}.$$

$$Z=1,6 \text{ м} \quad \sigma_1 = 16033 \text{ Па};$$

$$Z=2,3 \text{ м} \quad \sigma_1 = 4602 \text{ Па}.$$

За розрахованими даними будують графік функції $\sigma_1(Z)$ (рис. 1.25).

Сили, що діють на стінки силосу визначають для наступних рівнів:

від поверхні матеріалу на глибині Z (0; 1,5; 3; 4,5 і 6), м;

від основи конуса на глибині Z (0; 1,2 і 3), м.

Для циліндричної частини силосу, яка розташована вище опорних лап, сили, які діють на одиницю довжини кола P_0 і одиницю довжини твірної P_n (без урахування ваги корпусу), визначають за рівняннями:

$$P_0 = -K_0 \frac{\pi^2 \cdot Z \rho \cdot g - \sigma_1 \cdot \pi^2}{2\pi};$$

$$P_n = K_0 \cdot 2r \cdot \sigma_1 \cdot \zeta.$$

Значення σ_1 для відповідних рівнів глибини знаходять на графіку (рис. 1.25).

Для урахування можливості обвалу матеріалу в результаті його злежування, приймають коефіцієнт динамічності $K_d = 2$.

$$Z = 0; \quad P_0 = 0; \quad P_n = 0.$$

$$Z = 1,5 \text{ м}; \quad P_0 = -2 \frac{\pi \cdot 1,5^2 \cdot 1,5 \cdot 1520 \cdot 9,81 - 19000 \cdot \pi \cdot 1,5^2}{2 \cdot \pi \cdot 1,5} = -5016 \text{ Н/м}.$$

$$P_n = 2 \cdot 2 \cdot 1,5 \cdot 19000 \cdot 0,33 = 37620 \text{ Н/м};$$

$$Z = 3 \text{ м}; \quad P_0 = -22032 \text{ Н/м}; \quad P_n = 59400 \text{ Н/м}.$$

Для циліндричної частини силосу нижче опорних лап сили P_0 і P_n визначають згідно з виразами:

$$P_0 = K_\partial \frac{\pi^2 \cdot (H_y - Z) \rho_n \cdot g + \frac{1}{3} \pi^2 (H_k \cdot \rho_n \cdot g + \sigma_1 \cdot \pi^2)}{2\pi};$$

$$P_n = K_\partial \cdot 2r \sigma_1 \cdot \zeta.$$

$$Z = 3 \text{ м};$$

$$P_0 = 2 \left[\frac{\pi \cdot 1,5^2 \cdot (6 - 3) \cdot 1520 \cdot 9,81 + \frac{1}{3} \pi \cdot 1,5^2 \cdot 2,5 \cdot 1520 \cdot 9,81 + 30000 \cdot \pi \cdot 1,5^2}{2 \cdot \pi \cdot 1,5} \right] =$$

$$= 130652 \text{ Н/м.}$$

$$P_n = 2 \cdot 2 \cdot 1,5 \cdot 30000 \cdot 0,33 = 59400 \text{ Н/м};$$

$$Z = 4,5 \text{ м}; \quad P_0 = 110486 \text{ Н/м}; \quad P_n = 77022 \text{ Н/м.}$$

$$Z = 6 \text{ м}; \quad P_0 = 87222 \text{ Н/м}; \quad P_n = 90551 \text{ Н/м.}$$

Сили P_0 і P_n в конічній частині силосу визначають за формулами:

$$P_0 = K_\partial \frac{\pi^2 \sigma_1 + mg}{\sin \alpha \cdot 2\pi \cdot r},$$

$$P_n = K_\partial \cdot 2r \sigma_\alpha \cdot \sin \alpha = K_\partial \cdot 2 \cdot r \cdot \sigma_1 (\cos^2 \alpha + \zeta \cdot \sin^2 \alpha) \cdot \sin \alpha.$$

$$Z = 0 \text{ м};$$

$$P_0 = \frac{\pi \cdot 1,5^2 \cdot 45735 + \frac{1}{3} \cdot \pi \cdot 1,5^2 \cdot 2,6 \cdot 1520 \cdot 9,81}{\sin 60^\circ \cdot 2 \cdot \pi \cdot 1,5} = 100718 \text{ Н/м,}$$

$$P_n = 2 \cdot 1,5 \cdot 45735 (\cos^2 60^\circ + 0,33 \sin^2 60^\circ) \cdot \sin 60^\circ = 116443 \text{ Н/м.}$$

$$Z = 1,2 \text{ м}; \quad P_0 = 41067 \text{ Н/м}; \quad P_n = 87922 \text{ Н/м.}$$

$$Z = 2,3 \text{ м}; \quad P_0 \cong 0; \quad P_n \cong 0.$$

На основі одержаних результатів будують графіки функцій $P_0(Z)$ і $P_n(Z)$ (рис. 1.25).

Значення сил використовують при розрахунках товщини стінок силосу.

Приклад І.19

Визначити сили, які діють на стінки переносного пірамідального бункера (рис. 1.26) у випадку заповнення його аерованим порошковим матеріалом з густиною $\rho_m = 2700 \text{ кг/м}^3$, вологовмістом $\omega^c = 0,07$ і порозністю в стані пухкої засипки $\varepsilon_0 = 0,56$.

Розв'язок

В даному випадку на стінки діють сили розтягування P_n і P_0 , а також момент обертання, який викликається розподіленням питомим навантаженням (тиском) σ_a . Визначають густину матеріалу, згідно з рівнянням (1.17):

$$\rho_n = 2700 (1 - 0,56)(1 + 0,07) = 1271 \text{ кг/м}^3.$$

Знаходять розподілення питомих навантажень σ_1 і σ_a з урахуванням, що матеріал аеровано повітрям за формулою (1.34):

$$\sigma_1 = \sigma_a = Z \cdot 1271 \cdot 9,81 \text{ Па.}$$

При транспортуванні бункера виникають динамічні навантаження, які враховуються коефіцієнтом динамічності $K_d = 1,6$.

Рівняння для визначення P_0 і P_n на глибині Z мають наступний вигляд:

$$P_0 = K_d \frac{a^2 \sigma_1 + mg}{\sin \alpha \cdot 4a}; \quad P_n = K_d a \sigma_a \cdot \sin \alpha,$$

де $a = 2 \frac{H_k - Z}{\tan \alpha}$ – ширина бункера в перерізі на глибині Z ; м.

m – маса матеріалу нижче перерізу Z , кг;

$$m = \frac{1}{3} a^2 (H_k - Z) \cdot \rho_n.$$

Розрахунки виконують для чотирьох значень Z .

$Z (0; 0,925; 1,85; 2,8; 3,7)$, м.

$Z = 0$ м; $\sigma_1 = \sigma_a = 0$; $P_n = 0$;

$$P_0 = 1,6 \frac{0 + \frac{1}{3} 3^2 (4,12 - 0) \cdot 1271 \cdot 9,81}{\sin 70^\circ \cdot 4 \cdot 3} = 21837 \text{ Н/м.}$$

$Z = 0,925$ м, $\sigma_1 = \sigma_a = 0,925 \cdot 1271 \cdot 9,81 = 11522 \text{ Па.}$

$$P_n = 1,6 \cdot 2 \frac{(4,12 - 0,925)}{\tan 70^\circ} \cdot 11522 \cdot \sin 70^\circ = 40376 \text{ Н/м.}$$

$$P_0 = 1,6 \frac{\left(2 \cdot \frac{4,12 - 0,925}{\operatorname{tg} 70^\circ}\right)^2 \cdot 11522 + \frac{1}{3} \left(2 \frac{4,12 - 0,925}{\operatorname{tg} 70^\circ}\right)^2 (4,12 - 0,925) \cdot 1271 \cdot 9,81}{\sin 70^\circ \cdot 4 \cdot 2 \frac{(4,12 - 0,925)}{\operatorname{tg} 70^\circ}} = 24600 \text{ Н/м.}$$

$$Z = 1,85 \text{ м; } \sigma_1 = \sigma_\alpha = 23043 \text{ Па; } P_\Pi = 57426 \text{ Н/м; } P_0 = 22891 \text{ Н/м}$$

$$Z = 2,8 \text{ м; } \sigma_1 = \sigma_\alpha = 34565 \text{ Па; } P_\Pi = 50946 \text{ Н/м; } P_0 = 17804 \text{ Н/м}$$

$$Z = 3,7 \text{ м; } \sigma_1 = \sigma_\alpha = 46086 \text{ Па; } P_\Pi = 20794 \text{ Н/м; } P_0 = 5883 \text{ Н/м}$$

Результати розрахунків узагальнено графічними залежностями функцій $P_0(Z)$, $P_\Pi(Z)$ та $\sigma_\alpha(Z)$ (рис. 1.26), які, в свою чергу, використовують при розрахунках товщини стінок бункера.

Приклад 1.20

Вибрати форму ємності та визначити розмір отвору, який забезпечить складування і безперервну подачу річного піску на транспортер-дозатор з витратою $G = 50$ т/год. Сегрегація часток в подальшому процесі не має суттєвого значення. Кут тертя покою матеріалу $\varphi_\Pi = 30^\circ$, насипна густина піску $\rho_\Pi = 1600 \text{ кг/м}^3$, функція витікання $\sigma_p = f(\sigma_y) = 0$.

Розв'язок

З погляду, що питання про можливість витікання матеріалу не є вирішальним ($\sigma_p = f(\sigma_y) = 0$), то для більш повного використання виробничої площі доцільно вибрати ємність з примусовим витіканням матеріалу.

Бункер може бути як циліндричним, так і прямокутним, з конічним або пірамідальним днищем.

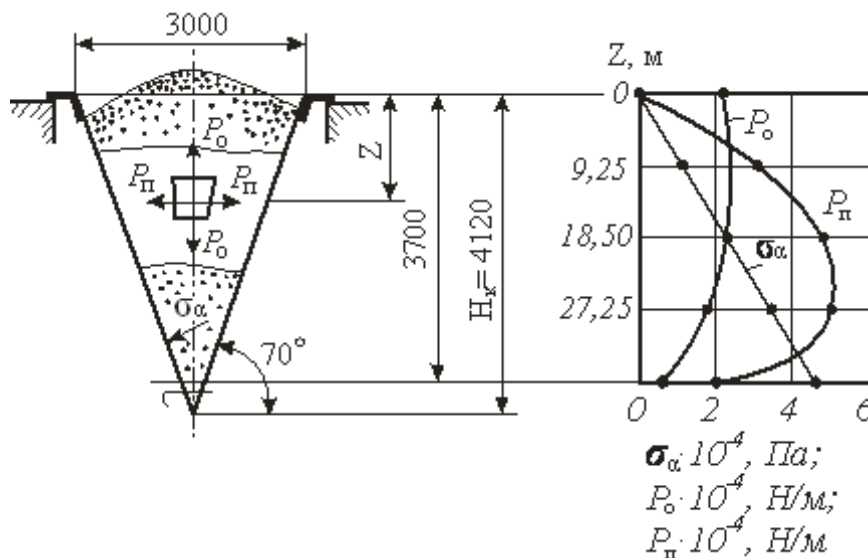


Рис. 1.26. До визначення сил, які діють на стінки пірамідального бункера, у випадку його завантаження аерованим порошковим матеріалом

У першому випадку, кут нахилу твірної конічного днища до горизонталі (рис. 1.5) приймають більшим від φ_Π і рівним $\alpha_1 = 35^\circ$. Для другого випадку, для кута нахилу ребра піраміди $\alpha_p = 35^\circ$, визначають кут нахилу стінки днища $\alpha_{ст}$. Відповідно до геометричного співвідношення:

$$\operatorname{tg} \alpha_{cm} = \operatorname{tg} \alpha_p \cdot \sqrt{2}.$$

Звідки:

$$\alpha_{cm} = \arctg(\operatorname{tg} 35^\circ \cdot \sqrt{2}) = 45^\circ.$$

Мінімальний розмір отвору знаходять із умови забезпечення заданої продуктивності:

$$G = w \cdot F \cdot \rho_H,$$

де F – площа отвору, м^2 .

З урахуванням рівняння (1.40) для круглого отвору діаметром d :

$$G = \lambda_u \sqrt{3,2g} \frac{d}{4} \cdot \frac{\pi \cdot d^2}{4} \cdot \rho_H,$$

для квадратного зі стороною a :

$$G = \lambda_u \sqrt{3,2g} \frac{a}{4} \cdot a^2 \cdot \rho_H.$$

Вирішують ці рівняння відносно розмірів d і a :

$$d = \left(\frac{4G}{\frac{\rho_H \cdot \lambda_u \cdot \pi}{2} \cdot \sqrt{3,2 \cdot g}} \right)^{0,4},$$

$$a = \left(\frac{G}{\frac{\rho_H \cdot \lambda_u \cdot \pi}{2} \cdot \sqrt{3,2 \cdot g}} \right)^{0,4}.$$

Розміри отворів визначають з запасом при мінімальному значенні $\lambda_u=0,2$:
для круглого отвору:

$$d = \left(\frac{4 \cdot \frac{50 \cdot 1000}{3600}}{\frac{1600 \cdot 0,2 \cdot \pi}{2} \cdot \sqrt{3,2 \cdot 9,81}} \right)^{0,4} = 0,2 \text{ м};$$

для квадратного отвору:

$$a = \left(\frac{4 \cdot \frac{50 \cdot 1000}{3600}}{\frac{1600 \cdot 0,2}{2} \cdot \sqrt{3,2 \cdot 9,81}} \right)^{0,4} = 0,18 \text{ м.}$$

Приклад І.21

Видати рекомендації до проектування циліндричного бункера для зберігання дрібнозернистого матеріалу, який містить незначну кількість пилу, що утворилась в результаті механічного стирання часток. Колювання дисперсного складу при розвантаженні не допускається. Випускання матеріалу здійснюється періодично з максимальним проміжком часу $\tau = 2$ доби. При цьому $\sigma_p = f(\sigma_y, \tau) = 0$. Кут тертя покою матеріалу $\varphi_n = 25^\circ$, ефективний кут внутрішнього тертя $\varphi = 40^\circ$.

Розв'язок

В даному випадку вибирають ємкість з вільним витіканням, в зв'язку з тим, що при примусовому витіканні буде спостерігатися розділення часток по фракціях і, відповідно, колювання дисперсійного складу матеріалу при випусканні його із бункера.

При $\varphi_n = 25^\circ$ і $\varphi = 40^\circ$ (рис. 1.8 а) максимальний кут нахилу твірної конуса до вертикалі θ , при якому буде забезпечене вільне витікання матеріалу складе 20° . Оскільки $\sigma_p = f(\sigma_y, \tau) = 0$, мінімальний розмір отвору визначають в залежності від необхідної продуктивності (приклад 1.20).

Приклад І.22

Видати рекомендації до проектування циліндричного бункера для зберігання подрібненого середньо кускового абразивного матеріалу. Випускання матеріалу здійснюється з максимальним часовим проміжком $\tau=2$ доби. Продуктивність (витрата) не менше $G=50$ т/год. Максимальний розмір кусків в матеріалі $d_{\max}=50 \cdot 10^{-3}$ м, насипна густина матеріалу $\rho_n=1800$ кг/м³, кут зовнішнього тертя покою $\varphi_n = 30^\circ$, ефективний кут внутрішнього тертя $\varphi = 40^\circ$, статичний кут внутрішнього тертя $\varphi_\tau = 30^\circ$, частки більші $d=3 \cdot 10^{-3}$ м складають 30% від загальної кількості, функція витікання задана у вигляді залежності: $\sigma_p = 66,4 \sqrt{\sigma_p}$.

Розв'язок

З погляду на абразивні властивості матеріалу і наявність в ньому крупних кусків вибирають бункер з невідільним видом витікання. Визначають максимальний розмір випускного отвору, який забезпечить вивантаження без трубоутворення. Знаходять значення коефіцієнта K_u в залежності від кутів $\varphi = 40^\circ$ і $\varphi_\tau = 30^\circ$ (рис.1.9). В даному випадку $K_u = 1,7$.

Спільне рішення рівнянь (1.37) і функцій витікання згідно із завданням приводять до виразу: $\sigma_p = 66,4(1,7\sigma_p)^{0,5}$, звідки $\sigma_p = 7495$ Па. Знаходять значення коефіцієнта $A'=2,5$ (рис. 1.7, б). Максимальний розмір випускного отвору, згідно з (1.36) складе:

$$d \geq \frac{2,5 \cdot 9475}{(1800 \cdot 9,81)} = 1,06 \text{ м.}$$

Приймається $d = 1,1$ м.

Максимальний розмір досить значний, що дає можливість прийняти прямокутну форму отвору. Визначають ширину отвору, при якій не буде утворюватися купол.

Відповідно до рекомендацій $\theta = 30^0$, $K_u = 1,7$, $\sigma_p = 7495$ Па. Значення коефіцієнта A знаходять за графіком (рис. 1.7, а). $A=1,16$.

За рівнянням (1.35) визначають ширину отвору для дрібної фракції:

$$b \geq \frac{1,16 \cdot 7495}{(1800 \cdot 9,81)} = 0,49 \text{ м.}$$

Цей розмір уточнюють з урахуванням крупної фракції за умовою (1.38) згідно з рівнянням (1.39):

$$b_k = 5 \cdot 0,05 = 0,25 \text{ м.}$$

Тоді
$$b \geq 0,49 - (0,49 - 0,25) \cdot 0,3^2 = 0,47 \text{ м.}$$

Остаточно приймається ширина отвору $b = 0,5$ м

При відомих b і $d = 1,1$ м (рис. 1.6, б) довжина отвору складе:

$$a = \sqrt{1,1^2 - 0,5^2} = 0,92 \text{ м.}$$

Перевіряють розміри отвору за продуктивністю. Визначають за рівнянням (1.40) швидкість витікання, при мінімальному значенні коефіцієнта витікання $\lambda_u = 0,2$ і значенні гідравлічного радіуса:

$$r_r - \frac{ab}{2(a+b)} = \frac{0,92 \cdot 0,5}{2(0,92 + 0,5)} = 0,16 \text{ м.}$$

$$w = 0,2 \cdot \sqrt{3,2 \cdot 9,81 \cdot 0,16} = 0,45 \text{ м/с.}$$

При цій швидкості продуктивність (витрата) бункера складе:

$$G = a \cdot b \cdot w \cdot \rho_n = 0,92 \cdot 0,5 \cdot 0,45 \cdot 1800 = 372 \text{ кг/с,}$$

або $G=1339$ т/год.

Одержана продуктивність повністю відповідає вихідній умові.

Приклад 1.23

Видати рекомендації до проектування ємкості з вільним витіканням порошкового матеріалу. Випуск матеріалу здійснюється періодично з максимальним проміжком часу $\tau = 3$ доби. Ефективний кут внутрішнього тертя $\phi = 50^0$, кут зовнішнього тертя спокою $\phi_n = 25^0$. Функція витікання задана у вигляді залежностей: $\tau = 0$, $\sigma_p = 30\sigma_y^{0,4}$; $\tau_1 = 3$ доби, $\sigma_p = 40\sigma_y^{0,55}$. Насипна густина сипкого матеріалу $\rho_n=1800$ кг/м³.

Розв'язок

Можливі два шляхи рішення.

1. Гравітаційне витікання. В цьому випадку розмір випускного отвору визначають за умовою $\sigma_p = f(\sigma_y, \tau_1)$.

Для круглого отвору, при $\varphi = 50^\circ$ і $\varphi_n = 25^\circ$ за допомогою графічних залежностей (рис. 1.8, а) знаходять: при $\theta = 17^\circ$, $K_u = 1,3$; $\theta = 20^\circ$, $K_u = 1,4$. Приймається до розрахунку $K_u = 1,3$ і $\theta = 17^\circ$.

Спільне рішення рівняння (1.37) і функціональної залежності витікання $\sigma_p = 40\sigma_y^{0,55}$ приводить до виразу:

$$\sigma_p = 40(\sigma_p \cdot 1,3)^{0,55},$$

Звідки

$$\sigma_p = 5002 \text{ Па.}$$

За допомогою рис. 1.7 а знаходять середнє значення коефіцієнта $A = 2,26$. Тоді згідно з рівнянням (1.35) діаметр отвору складе:

$$b \geq \frac{2,26 \cdot 5002}{(1800 \cdot 9,81)} = 0,64 \text{ м.}$$

2. Витікання з участю вібратора. В цьому випадку руйнуються адгезійні зв'язки між частками і для розрахунку використовують миттєву функцію витікання при $\tau = 0$. При $K_u = 1,3$, спільне рішення (1.37) і рівняння $\sigma_p = 30\sigma_y^{0,4}$ з коефіцієнтом запасу 1,5 дає наступну залежність: $\sigma_p = 1,5 \cdot 30(1,3\sigma_p)^{0,4}$,

звідки $\sigma_p = 676 \text{ Па.}$

Відповідно до рівняння (1.35) діаметр отвору складе:

$$b \geq \frac{2,26 \cdot 676}{(1800 \cdot 9,81)} = 0,087 \text{ м.}$$

Приклад 1.24

Видати рекомендації до проектування ємкості з вільним витіканням порошкового матеріалу з ефективним кутом внутрішнього тертя $\varphi = 60^\circ$, кутом зовнішнього тертя покою $\varphi_n = 20^\circ$ і насипною густиною $\rho_n = 800 \text{ кг/м}^3$. Функція витікання задана у вигляді залежності $\sigma_p = 120\sigma_y^{0,45}$. Максимальний розмір отвору не повинен перевищувати 1,5 м.

Розв'язок

Для круглого отвору знаходять за рис. 1.8,а $K_u = 1,3$; $\theta = 25^\circ$. Спільне рішення залежності (1.37) і рівняння функції витікання приводить до виразу:

$$\sigma_p = 120(1,3\sigma_p)^{0,45}.$$

Звідки $\sigma_p = 7436 \text{ Па.}$

За рис. 1.7, а при $\theta = 25^\circ$ коефіцієнт $A = 2,35$. Тоді згідно з рівнянням (1.35) діаметр отвору складе: $b \geq \frac{2,35 \cdot 7436}{(800 \cdot 9,8)} = 2,23 \text{ м.}$ Такий розмір не відповідає умові. Розглядають прямокутну форму отвору. За рис. 1.8, б визначають $K_u = 1,2$ і $\theta = 13 \div 33^\circ$. Спільне рішення (1.37) і рівняння функції витікання, дає $\sigma_p = 7036 \text{ Па.}$

За рис. 1.7, а при $\theta_{\text{сер}} = 25^\circ$ знаходять коефіцієнт $A = 1,15$. Тоді згідно з (1.35), ширина отвору складе:

$$b > 1,15 \frac{7036}{800 \cdot 9,8} = 1 \text{ м.}$$

Довжина отвору повинна перевищувати його ширину в 3 рази. В такому випадку цей варіант теж не відповідає вихідним вимогам. Можна рекомендувати застосувати аерацію матеріалу повітрям.

Приклад 1.25

Визначити час розвантаження переносного бункера (рис. 1.26) з квадратним вихідним отвором зі стороною $b = 0,3$ м, який заповнено аерованим порошковим матеріалом. Коефіцієнт витікання $\lambda_u = 0,5$, максимальний рівень матеріалу над отвором $H = 3,7$ м.

Розв'язок

Із умови рівності витрат матеріалу, що витікає з отвору площею F_0 і, який рухається вниз по бункеру, одержують вираз:

$$V_M = w \cdot F_0 = -F \cdot \frac{dH}{d\tau},$$

де F – площа перерізу бункера на висоті H від площини отвору, м^2 .
Швидкість витікання матеріалу, згідно з рівнянням (1.41):

$$w = \lambda_u \sqrt{2gH}.$$

В результаті спільного рішення цих двох виразів одержують:

$$d\tau = - \frac{1}{F_0 \cdot \lambda_u \sqrt{2g}} \cdot \frac{F}{\sqrt{H}} \cdot dH.$$

Для бункера, який зображено на рис. 1.26, площа перерізу складає:

$$F_H = 4 \left[\frac{(H + 0,42)}{\text{tg} \alpha} \right]^2,$$

де 0,42 – відстань від вершини конуса до вихідного отвору, м.
Тоді час розвантаження бункера визначиться виразом:

$$\tau = \int_0^H \frac{4}{F_0 \cdot \lambda_u \sqrt{2g} \text{tg}^2 \alpha} \cdot \frac{(H + 0,42)^2 \cdot dH}{\sqrt{H}}.$$

Після інтегрування:

$$\tau = \frac{4}{F_0 \cdot \lambda_u \sqrt{2g} \cdot \text{tg}^2 \alpha} \left(\frac{H^{2,5}}{2,5} + 0,84 \frac{H^{1,5}}{1,5} + 0,18 \frac{H^{0,5}}{0,5} \right).$$

Згідно з вихідними умовами:

$$\tau = \frac{4}{0,3^2 \cdot 0,5 \sqrt{2 \cdot 9,81} \cdot t g^2 70} \left(\frac{3,7^{2,5}}{2,5} + 0,84 \frac{3,7^{1,5}}{1,5} + 0,18 \frac{3,7^{0,5}}{0,5} \right) = 41 \text{ с.}$$

Приклад I.26

Визначити верхню межу (максимальний діаметр часток), для якої зберігається справедливість формули Стокса, стосовно часток кварцу з густиною – $\rho_m = 2650 \text{ кг/м}^3$, які осаджуються у воді при температурі – $t = 20^\circ\text{C}$.

Розв'язок

Формула Стокса справедлива при $Ar < 3,6$. Згідно з визначенням критерію Архімеда:

$$d = \sqrt[3]{\frac{Ar \cdot \mu_c^2}{(\rho_m - \rho_c) \cdot \rho_c \cdot g}} = \sqrt[3]{\frac{3,6 \cdot 1^2 \cdot 10^{-6}}{(2650 - 1000) \cdot 1000 \cdot 9,81}} = 60 \cdot 10^{-6} \text{ м}$$

де – для води $\mu_c = 1 \cdot 10^{-3} \text{ Па} \cdot \text{с}$; $\rho_c = 1000 \text{ кг/м}^3$ [6].

Приклад I.27

Знайти швидкість осадження у воді часток кварцового піску сферичної форми діаметром $d = 0,9 \text{ мм}$, якщо густина піску $\rho_m = 2650 \text{ кг/м}^3$, а температура води $t = 20^\circ\text{C}$.

Розв'язок

Визначають критерій Ar :

$$Ar = \frac{d^3 (\rho_m - \rho_c) \cdot \rho_c \cdot g}{\mu_c^2} = \frac{0,9^3 \cdot 10^{-9} \cdot (2650 - 1000) \cdot 1000 \cdot 9,81}{1^2 \cdot 10^{-6}} = 1,18 \cdot 10^4.$$

За значенням $Ar = 1,18 \cdot 10^4$, згідно рис. 1.10 знаходять $Re = 140$. Швидкість осадження частки кварцового піску сферичної форми діаметром $0,9 \text{ мм}$ розраховують із визначення критерію Рейнольдса:

$$w_{oc} = \frac{Re \cdot \mu_c}{d \cdot \rho_c} = \frac{140 \cdot 1 \cdot 10^{-3}}{0,9 \cdot 10^{-3} \cdot 10^3} = 0,15 \text{ м/с.}$$

Приклад I.28

Визначити максимальний розмір часток крейди сферичної форми, які будуть виноситися потоком води, що рухається вертикально вверх зі швидкістю $w_{oc} = 0,5 \text{ м/с}$. Температура води $t = 10^\circ\text{C}$, густина крейди $\rho_m = 2710 \text{ кг/м}^3$.

Розв'язок

Розраховують критерій Ly за формулою (1.55):

$$Ly = \frac{w_{oc}^3 \cdot \rho_c^2}{\mu_c \cdot g \cdot (\rho_m - \rho_c)} = \frac{0,5^3 \cdot 1000^2}{1,3 \cdot 10^{-3} (2710 - 1000) \cdot 9,81} = 5,72 \cdot 10^3,$$

де $\mu_c = 1,3 \cdot 10^{-3} \text{ Па} \cdot \text{с}$ при $t_c = 10^\circ\text{C}$.

Згідно із значенням критерію $Ly=5,72 \cdot 10^{-3}$ і по рис. 1.10 визначають критерій Рейнольдса $Re=1750$. Із визначення критерію Рейнольдса максимальний діаметр часток крейди, які будуть виноситись водою складе:

$$d = \frac{Re \cdot \mu_c}{w \cdot \rho_c} = \frac{1750 \cdot 1,3 \cdot 10^{-3}}{0,5 \cdot 1000} = 4,55 \cdot 10^{-3} \text{ м} = 4,55 \text{ мм.}$$

Приклад I.29

Визначити швидкість осадження у воді при температурі $t=20^{\circ}\text{C}$ часток свинцевого блиску вуглуватої форми з $d_{\text{екв.}}=1$ мм. Густина свинцевого блиску $\rho_m=7560$ кг/м³.

Розв'язок

Швидкість осадження часток неправильної форми знаходять із визначення критерію Ly , після попереднього обчислення критерія Ar :

$$Ar = \frac{d^3 (\rho_m - \rho_c) \cdot \rho_c \cdot g}{\mu_c^2} = \frac{1^3 \cdot 10^{-9} \cdot (7560 - 1000) \cdot 10^3 \cdot 9,81}{1^2 \cdot 10^{-6}} = 6,44 \cdot 10^4,$$

де $\mu_c = 1 \cdot 10^{-3}$ Па·с [5].

Згідно з рис. 1.10 для часток вуглуватої форми $Ly=3,1 \cdot 10^{-2}$.

Швидкість осадження, за формулою (I.57):

$$w_{oc} = \sqrt[3]{\frac{Ly \cdot \mu_c \cdot (\rho_m - \rho_c) g}{\rho_c^2}} = \sqrt[3]{\frac{3,1 \cdot 10^{-2} \cdot 1 \cdot 10^{-3} (7560 - 1000) \cdot 9,81}{1000^2}} = 0,271 \text{ м/с.}$$

Приклад I.30

Визначити розміри продовгуватих часток вугілля $\rho_m=1400$ кг/м³ і плоских часток сланцю $\rho_{mc}=2200$ кг/м³, які осаджуються з однаковою швидкістю $w_{oc}=1$ м/с у воді при температурі $t_c=20^{\circ}\text{C}$.

Розв'язок

Розміри часток $d_{\text{екв.}}$ розраховують згідно з формулою (1.60)

$$d_{\text{екв.}} = \sqrt[3]{\frac{Ar \cdot \mu_c^2}{(\rho_m - \rho_c) \cdot \rho_c \cdot g}}.$$

Для цього визначають критерій Ar в залежності від критерію Ly (рис. 1.10) для часток відповідної форми.

Для часток вугілля:

$$Ly_1 = \frac{w_{oc}^3 \cdot \rho_c^2}{\mu_c \cdot (\rho_m - \rho_c) \cdot g} = \frac{10^{-3} \cdot 10^6}{1 \cdot 10^{-3} \cdot 0,4 \cdot 10^3 \cdot 9,81} = 255,$$

де $\mu_c = 1 \cdot 10^{-3}$ Па·с; $\rho_c=1000$ кг/м³ [6].

Для часток сланцю:

$$Ly_2 = \frac{10^{-3} \cdot 10^6}{1 \cdot 10^{-3} \cdot 1,2 \cdot 10^3 \cdot 9,81} = 85.$$

Значенню $Ly_1=255$ відповідає $Ar_1=9 \cdot 10^4$ для продовгуватих часток. Значенню $Ly_2=85$ відповідає $Ar_2=7 \cdot 10^4$ для часток пластинчастої форми.

Еквівалентний діаметр часток вугілля:

$$d_{екв1} = \sqrt[3]{\frac{Ar_1 \cdot \mu_c^2}{(\rho_{м1} - \rho_c) \cdot \rho_c \cdot g}} = \sqrt[3]{\frac{9 \cdot 10^4 \cdot 1^2 \cdot 10^{-6}}{9,81 \cdot 0,4 \cdot 10^3 \cdot 10^3}} = 2,82 \cdot 10^{-3} \text{ м.}$$

Еквівалентний діаметр часток сланцю:

$$d_{екв2} = \sqrt[3]{\frac{7 \cdot 10^4 \cdot 1^2 \cdot 10^{-6}}{9,81 \cdot 1,2 \cdot 10^3 \cdot 10^3}} = 1,81 \cdot 10^{-3} \text{ м.}$$

Приклад І.31

Визначити діаметр найменших часток, які будуть осаджуватися в газоході квадратної форми довжиною $L = 16 \text{ м}$ і висотою $h = 2 \text{ м}$ при лінійній швидкості газу $w_c = 0,5 \text{ м/с}$. В'язкість газу $\mu_c = 0,03 \cdot 10^{-3} \text{ Па}\cdot\text{с}$; густина газу $\rho_c = 0,8 \text{ кг/м}^3$, густина матеріалу часток $\rho_m = 4000 \text{ кг/м}^3$.

Розв'язок

Газ проходить канал протягом:

$$\tau = \frac{L}{w_c} = \frac{16 \text{ м}}{0,5} = 32 \text{ с.}$$

За цей час осядуть частки швидкість осадження яких не менша, ніж:

$$w_{ос} = \frac{h}{\tau} = \frac{2}{32} = 0,062 \text{ м/с.}$$

Визначають діаметр сферичних часток, теоретична швидкість осадження яких вдвічі більша, тобто $w'_{ос} = 0,124 \text{ м/с}$, для врахування впливу стисненого (солідарного) осадження.

Розраховують критерій Ly згідно з формулою (1.57):

$$Ly = \frac{(w'_{ос})^3 \cdot \rho_c^2}{\mu_c \cdot (\rho_m - \rho_c) \cdot g} = \frac{0,124^3 \cdot 0,8^2}{0,03 \cdot 10^{-3} \cdot 4000 \cdot 9,81} = 1,035 \cdot 10^{-3}.$$

За графіком (рис. 1.10) знаходять значення критерію $Re = 0,14$ звідки:

$$d = \frac{Re \cdot \mu_c}{w'_{ос} \cdot \rho_c} = \frac{0,14 \cdot 0,03 \cdot 10^{-3}}{0,124 \cdot 0,8} = 4,24 \cdot 10^{-5} \text{ м} = 42,4 \text{ мкм}.$$

Приклад І.32

Якою повинна бути швидкість повітря у вертикальній трубі пневматичної сушарки, щоб забезпечити переміщення кристалів густиною $\rho_m = 2000 \text{ кг/м}^3$, з діаметром часток

$d = 3\text{ мм}$. Температура повітря $t_c = 60^\circ\text{C}$. Швидкість повинна бути на 25% вище швидкості витання часток.

Розв'язок

Швидкість витання часток знаходять із визначення критерію Lu , який в свою чергу визначається в залежності від критерію Ar згідно з графіком (1.11).

За формулою (1.52) розраховують критерій Ar :

$$Ar = \frac{d^3(\rho_m - \rho_c) \cdot \rho_c \cdot g}{\mu_c^2} = \frac{3^3 \cdot 10^{-9} \cdot (4000 \cdot 1,06 \cdot 9,81)}{0,021^2 \cdot 10^{-6}} = 2,54 \cdot 10^6,$$

$$\text{де } \mu_c = 0,021 \cdot 10^{-3} \text{ Па}\cdot\text{с}; \quad \rho_c = 1,293 \frac{273}{333} = 1,06 \text{ кг/м}^3 [6].$$

Значення критерію Lu для умови витання ($\epsilon=1$):

$$Lu = 9 \cdot 10^3.$$

$$w_{vit} = \sqrt[3]{\frac{9 \cdot 10^3 \cdot 0,021 \cdot 10^{-3} \cdot 4000 \cdot 9,81}{1,06^2}} = 18,8 \text{ м/с}.$$

Дійсна робоча швидкість за умовою задачі:

$$w_{\partial} = 1,25 \cdot w_{vit} = 18,8 \cdot 1,25 = 23,4 \text{ м/с}.$$

Приклад 1.33

В апараті у зваженому (псевдозрідженому) стані знаходиться полідисперсний шар силікагелю, який характеризується наступним ситовим складом:

Фракція, d_1 , мм	-2,0 ...+1,5;	-1,5...+1,0;	-1,0...+0,5;	-0,5...+0,25
Вміст, x_i , мас.%	43	28	17	12

Насипна густина силікагелю $\rho_n = 650 \text{ кг/м}^3$, густина часток $\rho_m = 1100 \text{ кг/м}^3$. Температура повітря $t_c = 150^\circ\text{C}$. Число псевдозрідження $K_w = 1,6$.

Визначити критичну швидкість псевдозрідження, а також (фіктивну) і дійсну (у вільному перерізі між частками) швидкість повітря.

Розв'язок.

Визначають величину критерію Ar і за допомогою графіка (рис. 1.11) знаходять відповідне значення $Lu_{кр}$ для початку псевдозрідження. Для цього спочатку визначають еквівалентний діаметр часток силікагелю.

Середньоситові діаметри фракцій:

$$d_1 = \frac{2,0 + 1,5}{2} = 1,75 \text{ мм}; \quad d_2 = \frac{1,5 + 1}{2} = 1,25 \text{ мм}; \quad d_3 = \frac{1 + 0,5}{2} = 0,75 \text{ мм};$$

$$d_4 = \frac{0,5 + 0,25}{2} = 0,375 \text{ мм}.$$

$$d_{екв} = \frac{1}{\sum \frac{x_i}{d_i}} = \frac{1}{\frac{0,43}{1,75} + \frac{0,25}{1,25} + \frac{0,17}{0,75} + \frac{0,12}{0,375}} \cong 1,0 \text{ мм.}$$

Динамічний коефіцієнт в'язкості повітря при $t_c = 150^\circ\text{C}$, згідно з даними довідника [6]: $\mu_c = 0,024 \cdot 10^{-8} \text{ Па}\cdot\text{с}$.

Густина повітря в робочих умовах:

$$\rho_c = 1,293 \frac{273}{273 + 150} = 0,835 \text{ кг/м}^3.$$

Тоді:

$$Ar = \frac{d_{екв}^3 \cdot \rho_m \cdot \rho_c \cdot g}{\mu_c^2} = \frac{(1 \cdot 10^{-3})^3 \cdot 1100 \cdot 0,835 \cdot 9,81}{(0,024 \cdot 10^{-8})^2} = 1,565 \cdot 10^4.$$

Значенню $Ar = 1,565 \cdot 10^4$ відповідає $Ly_{кр} = 3 \cdot 10^{-2}$.

Звідси:

$$w_{n.з} = \sqrt[3]{\frac{Ly_{кр} \cdot \mu_c \cdot \rho_m \cdot g}{\rho_c}} = \sqrt[3]{\frac{3 \cdot 10^{-2} \cdot 0,024 \cdot 10^{-8} \cdot 1100 \cdot 9,81}{0,835}} = 0,224 \text{ м/с.}$$

Визначають фіктивну швидкість повітря в апараті:

$$w_\phi = K_w \cdot w_{n.з} = 1,6 \cdot 0,224 = 0,358 \text{ м/с.}$$

Знаходять порозність псевдозріженого шару при $K_w = 1,6$.

$$K_w = \frac{w_\phi}{w_{n.з}} = \sqrt[3]{\frac{Ly_\phi}{Ly_{кр}}}; \text{ або } Ly_\phi = K_w^3 \cdot Ly_{кр} = 1,6^3 \cdot 3 \cdot 10^{-2} = 1,23 \cdot 10^{-1}.$$

Згідно з рис. 1.11 при $Ly_\phi = 1,23 \cdot 10^{-1}$ і $Ar = 1,565 \cdot 10^4$; $\varepsilon = 0,47$.

Дійсна швидкість повітряного потоку у вільному перерізі шару силікагелю:

$$w_\partial = \frac{w_\phi}{\varepsilon} = \frac{0,358}{0,47} = 0,762 \text{ м/с.}$$

Приклад І.34

За даними попередньої задачі визначити розміри апарата і гідравлічний опір шару твердих часток. Продуктивність апарата $G = 2,5 \text{ т/год}$ силікагелю при середньому часі перебування його в апараті $\tau_0 = 10 \text{ хвилин}$. Витрата повітря в робочих умовах $V = 4300 \text{ м}^3/\text{год}$.

Розв'язок

Діаметр апарата D визначають за рівнянням витрати [6]:

$$D = \sqrt{\frac{4V_c}{\pi \cdot w_\phi}} = \sqrt{\frac{4 \cdot 4300}{3,14 \cdot 3600 \cdot 0,358}} = 2,06 \text{ м.}$$

Маса силікагелю в апараті з урахуванням часу перебування:

$$M = G \cdot \tau_0 = \frac{2,5 \cdot 10^3}{60} \cdot 10 = 417 \text{ кг.}$$

Об'єм нерухомого шару силікагелю V_0 :

$$V_0 = \frac{M}{\rho_H} = \frac{417}{650} = 0,642 \text{ м}^3.$$

Висота нерухомого шару:

$$h_0 = \frac{4V_0}{\pi D^2} = \frac{4 \cdot 0,642}{3,14 \cdot 2,06^2} = 0,192 \text{ м.}$$

Порозність нерухомого шару:

$$\varepsilon_0 = \left(1 - \frac{\rho_H}{\rho_M}\right) = \left(1 - \frac{650}{1100}\right) = 0,41.$$

Висота псевдозрідженого шару при $K_w = 1,6$; $\varepsilon = 0,47$:

$$h = \frac{1 - \varepsilon_0}{1 - \varepsilon} \cdot h_0 = \frac{1 - 0,41}{1 - 0,47} \cdot 0,192 = 0,214 \text{ м.}$$

Розраховують гідравлічний опір псевдозрідженого шару силікагелю:

$$\Delta P_{ш} = \rho_M (1 - \varepsilon_0) \cdot g \cdot h_0 = \rho_M (1 - \varepsilon) \cdot g \cdot h = 1100(1 - 0,41) \cdot 9,81 \cdot 0,192 = 1100(1 - 0,47) \cdot 9,81 \cdot 0,214 = 1222 \text{ Па.}$$

Приклад І.35

Визначити діаметр сферичних часток кварцового піску з густиною $\rho_M = 2640 \text{ кг/м}^3$, які почнуть переходити у зважений стан при швидкості потоку повітря $w_{п.з.} = 1 \text{ м/с}$ і температурі $t_c = 20^\circ\text{C}$.

Розв'язок

Діаметр сферичних часток піску знаходять за критерієм Ar після визначення критерію $Ly_{кр}$:

$$Ly_{кр} = \frac{w_{п.з.} \cdot \rho_c^2}{\mu_c \cdot g \cdot \rho_M} = \frac{1^3 \cdot 1,205^2}{0,018 \cdot 9,81 \cdot 2640 \cdot 10^{-3}} = 3,14,$$

де ρ_c – густина повітря при $t_c = 20^\circ\text{C}$;

$$\rho_c = 1,293 \frac{273}{293} = 1,205 \text{ кг/м}^3;$$

μ_c – коефіцієнт динамічної в'язкості повітря при $t_c = 20^\circ\text{C}$;

$$\mu_c = 0,018 \cdot 10^{-3} \text{ Па} \cdot \text{с}, [6].$$

Значенню $Lu_{kp} = 3,14$ відповідає (рис. 1.11) критерій $Ar = 9 \cdot 10^5$.

Тоді діаметр часток складе:

$$d = \sqrt[3]{\frac{Ar \cdot \mu_c^2}{\rho_m \cdot \rho_c \cdot g}} = \sqrt[3]{\frac{9 \cdot 10^5 \cdot 1,8^2 \cdot 10^{-4} \cdot 10^{-6}}{2640 \cdot 1,205 \cdot 9,81}} = 0,0021 \text{ м} = 2,1 \text{ мм}.$$

Приклад І.36

Псевдозрідженний шар апарата вміщує $M=1000$ кг твердого матеріалу. Витрата матеріалу, який проходить через апарат складає $L = 4000$ кг/год.

Визначити: а) яка частина матеріалу буде знаходитися в шарі довше середнього витраченого часу перебування τ_0 ;

б) скільки апаратів з псевдозрідженими шарами необхідно з'єднати послідовно, щоб частка матеріалу, що перебуватиме в установці менше ніж середній витратний час в одному шарі, не перевищувала 10%.

Розв'язок

Визначають середній витратний час перебування матеріалу в одному псевдозрідженному шарі.

$$\tau_0 = \frac{M}{L} = \frac{1000}{4000} = 0,25 \text{ год} = 900 \text{ с}.$$

Знаходять частку матеріалу, який перебуває у псевдозрідженному шарі протягом часу $\tau \geq \tau_0$:

$$\bar{x} = e^{-\tau/\tau_0} = e^{-900/900} = e^{-1} = 0,368 (\sim 37\%).$$

Результат свідчить, що лише близько 7% матеріалу перебуває у псевдозрідженному шарі довше 15 хвилин. Відповідно, частка матеріалу, який перебуває в шарі менше 15 хвилин складатиме:

$$1 - \bar{x}_1 = 0,63 \text{ (63\%).}$$

Для визначення необхідного числа псевдозріджених шарів розраховують частку матеріалу, час перебування якого в шарах коротший від τ_0 , відповідно для апаратів з двома, трьома і т.д. шарами (1.76).

а) для апарата з двома послідовними шарами:

$$\bar{x}_2 = \left(1 + \frac{\tau}{\tau_0}\right) \cdot e^{-\tau/\tau_0} = \left(1 + \frac{900}{900}\right) \cdot e^{-1} = 2e^{-1} = 0,736;$$

$$1 - \bar{x}_2 = 1 - 0,736 = 0,264;$$

б) для апарата з трьома послідовними шарами:

$$\bar{x}_3 = \left[\left(1 + \frac{\tau}{\tau_0} + \frac{1}{2!} \left(\frac{\tau}{\tau_0}\right)^2\right) \cdot e^{-\tau/\tau_0} \right] = \left[1 + \frac{900}{900} + \frac{1}{2!} \left(\frac{900}{900}\right)^2 \right] \cdot e^{-1} = \frac{2,5}{e} = 0,92;$$

$$1 - \bar{x}_3 = 0,08.$$

Таким чином, в апараті з трьома послідовними псевдозрідженими шарами 8% матеріалу буде перебувати в шарах менше 15 хвилин, що відповідає умові завдання.

Середній час перебування матеріалу в апараті з трьома шарами складе:

$$\tau_{\text{сер}} = 3M/L = 3000/4000 = 3/4 \text{ год} = 45 \text{ хвилин.}$$

Для порівняння, якщо замінити багатошаровий апарат одношаровим, в якому кількість матеріалу в шарі зросте до 3000 кг, а середній час перебування складе 45 хвилин частка матеріалу, що буде перебувати в апараті менше 15 хвилин, буде:

$$1 - e^{\tau/\tau_0} = 1 - e^{15/45} = 0,285 \text{ (28,5\%).}$$

Можна зробити висновок, що секціонування апарата поліпшує ефективність процесу.

Задачі до розділу I

Задачі 1.1 – 1.18

Після розсіву подрібненого матеріалу через послідовний набір сит одержали наступні маси залишків на кожному ситі (табл. 1). Виконати повний дисперсний аналіз матеріалу, тобто визначити $R(d)$, $D(d)$, $f(d)$, $F_{\text{пит.}}$ і $d_{\text{сер.}}$.

Таблиця 1

Вихідні дані до задач 1.1 – 1.18

№ задачі	Маса зразка, г	Маса залишків на ситі (г) з розміром вічок сита (мм)														
		0	0,1	0,2	0,5	1	2	3	5	7	10	15	20	30	40	50
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17
1.1	100	10	13	21	24	26	6	0								
1.2	200	22	25	42	47	52	12	0								
1.3	300	36	38	62	70	83	11	0								
1.4	100	1		3	17	44	22	13	0							
1.5	150	3		5	26	65	32	19	0							
1.6	250	2		8	49	102	52	36	0							
1.7	100	3			15	42	16	21	3	0						
1.8	200	6			34	76	38	42	4	0						
1.9	300	10			50	116	56	65	3	0						
1.10	100	3			15	42	16	18	6	0						
1.11	100	5				9	22	28	20	11	5	0				
1.12	200	6				20	43	61	36	25	9	0				
1.13	300	8				34	62	92	58	36	10	0				
1.14	500	18					31	91	75	95	115	62	13	0		
1.15	1200	46					73	217	172	236	284	146	26	0		
1.16	2000	78					122	350	288	402	476	242	42	0		
1.17	1000	22						38	76	142	182	160	232	124	24	0
1.18	2000	50						130	250	410	520	490	710	390	50	0

Задача 1.19

Із дробарки вивантажується матеріал з відомою дисперсною характеристикою $R(d)$ (рис. 1.12). Визначити вихід сортованого продукту з розмірами часток від $4 \cdot 10^{-3}$ м до $10 \cdot 10^{-3}$ м, якщо потужність дробарки складає 300 т/год.

Задача 1.20

Із маси матеріалу з відомим дисперсним складом (див. рис. 1.19) виділяється на класифікаторі з трьома ситами фракції від $10 \cdot 10^{-6}$ м до $20 \cdot 10^{-6}$ м та від $20 \cdot 10^{-6}$ м до $30 \cdot 10^{-6}$ м. Знайти середній розмір часток у виділених фракціях.

Задача 1.21

В бункер-змішувач надходять два потоки подрібненого матеріалу з витратами $G_1 = 90$ т/год і $G_2 = 120$ т/год. Дисперсні характеристики $R(d_n)_1$ $R(d_n)_2$ наведені на рис. 1.15. Знайти середню дисперсну характеристику змішаного матеріалу.

Задачі 1.22-1.43

Визначити сили (навантаження), що діють на стінки сталюого бункера (рис. 1.27), який заповнений сипким матеріалом. Вихідні дані наведено в табл.2.

Таблиця 2

Вихідні дані до задач 1.22 – 1.43

№ за- дачі	A, м	H ₁ , м	H ₂ ⁰ , м	H ₃ ⁰ , м	α ⁰ ,	ρ _м , кг/м ³	ε ₀	ω ^c	c	a	φ ⁰	φ _п ⁰	Додаткові умови
1.22	2	0	2,7	5,2	65	2800	0,5	0,06	1,15	0,09	30	22	Бункер циліндро- конічний
1.23	1,8	1	3	5,5	70	2680	0,56	0,05	1,15	0,09	32	20	
1.24	2,8	2,5	3,5	6,5	65	2900	0,54	0,06	1,15	0,09	32	20	
1.25	3,0	3	4,5	7,5	70	3000	0,5	0,07	1,15	0,09	30	22	
1.26	3,2	3,5	4,0	7,0	65	3100	0,58	0,08	1,15	0,09	34	25	
1.27	2,0	0	2,8	4,9	65	2900	0,54	0,06	1,14	0,08	38	20	Бункер прямо- кутний. Розванта- ження за допомогою вібратора
1.28	2,2	1,2	2,9	5,0	70	2850	0,52	0,055	1,14	0,08	39	22	
1.29	2,8	1,8	3,0	5,6	65	3100	0,56	0,05	1,14	0,09	40	21	
1.30	3,0	2,8	3,5	6,8	70	3000	0,50	0,054	1,14	0,08	36	25	
1.31	3,2	3,6	3,8	7,0	65	2800	0,48	0,06	1,13	0,08	34	24	
1.32	3,0	1	2,0	6,6	75	2850	0,52	0,06	1,13	0,08	48	22	Бункер циліндро- конічний. Матеріал схильний до злежування
1.33	3,2	2	2,2	6,6	65	2900	0,54	0,05	1,14	0,08	44	24	
1.34	3,0	2	2,8	7,6	75	3000	0,58	0,04	1,13	0,08	46	26	
1.35	2,0	0,5	3,0	4,5	65	2950	0,6	0,048	1,13	0,08	50	25	
1.36	2,1	0,5	0	1,8	65	2850	0,48	0,05	0,52	0,01	48	20	Бункер прямо- кутний для транспорту- вання
1.37	2,0	0,8	0	1,9	70	2900	0,5	0,05	0,52	0,01	46	22	
1.38	2,8	0,9	0	2,2	70	2950	0,52	0,06	0,52	0,01	50	24	
1.39	3,0	1,3	0	2,5	65	3000	0,54	0,06	0,52	0,01	45	21	
1.40	3,2	1,2	4,0	6,2	60	3000	0,5	0,04	0,5	0	40	15	Бункер циліндро- конічний. Затвор від- кривається пнемо- циліндром
1.41	3,0	1,4	3,9	6,0	65	3200	0,48	0,045	0,5	0	42	16	
1.42	2,8	2,5	4,2	6,4	62	3100	0,52	0,05	0,5	0	44	17	
1.43	3,8	3,5	4,8	8,0	60	3150	0,54	0,052	0,5	0	40	18	

Примітка: ρ_м – густина матеріалу часток, кг/м³; ε₀ – порозність шару матеріалу в пухкому стані; ω^c – вологість; c і a – коефіцієнт і показник степені в рівняння (1.16); φ – ефективний кут внутрішнього тертя, град.; φ_п – кут зовнішнього тертя покою, град.

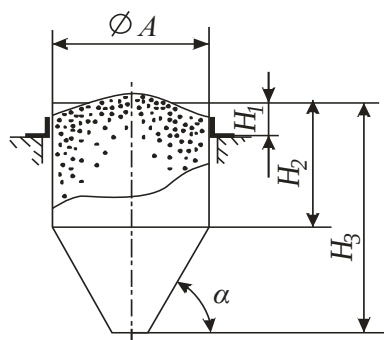


Рис. 1.27. Схема бункера з сипким матеріалом

Задачі 1.44-1.68

Видати рекомендації для проектування бункера, в якому передбачається зберігати сипкий матеріал. Вихідні дані наведено в табл.3.

Таблиця 3

Вихідні дані для задач 1.44 –1.68

№ задачі	G, т/год	φ^0	$\varphi_{\text{п}}^0$	$\varphi_{\text{т}}^0$	$\rho_{\text{н}}$, кг/м ³	R	ϵ	R'	ϵ'	Спосіб витікання	Форма випускного отвору
1.44	120	32	24	-	1200	29	0,46	-	-	вільне	квадратна
1.45					1300						кругла
1.46					1100						прямокутна
1.47					1400						кругла
1.48					1000						квадратна
1.49	90	38	20	28	1500	-	-	61	0,44	невільне	квадратна
1.50					1600						кругла
1.51					1400						кругла
1.52					1200						прямокутна
1.53					1300						квадратна
1.54	140	48	24	-	1200	20	0,48	65	0,44	вільне	кругла
1.55					1300						прямокутна
1.56					1100						квадратна
1.57					1250						прямокутна
1.58					1150						кругла
1.59	980	49	22	38	100	-	-	6	0,49	невільне	квадратна
1.60					1700						кругла
1.61					1800						прямокутна
1.62					1700						кругла
1.63					1800						квадратна
1.64	60	38	17	-	1100	27	0,47	38	0,48	вільне	кругла
1.65					1150						кругла
1.66					1200						квадратна
1.67					950						прямокутна
1.68					850						квадратна

Примітка: G – мінімальна продуктивність випускного отвору, т/год; φ – ефективний кут внутрішнього тертя, град.; $\varphi_{\text{п}}$ – кут зовнішнього тертя покою, град.; $\varphi_{\text{т}}$ – статичний кут внутрішнього тертя, град.; $\rho_{\text{н}}$ – насипна густина матеріалу кг/м³; R і ϵ – коефіцієнт і показник степені в рівнянні (1.22) для визначення миттєвої функції витікання; R' і ϵ' – коефіцієнт і показник степені в рівнянні (1.22) для визначення часової функції витікання.

Задача 1.69

Розрахувати мінімальну швидкість вертикального потоку повітря в повітряному сепараторі, яка необхідна для виділення дрібних часток апатиту ($d < 1$ мм) від більш крупних.

Температура повітря 25°C , густина апатиту 3100 кг/м^3 . Як повинна зрости швидкість повітря при необхідності виділення часток з розміром $d < 2 \text{ мм}$?

Задача 1.70

Визначити швидкість осадження у воді при температурі $t = 25^{\circ}\text{C}$ продовгуватих часток вугілля ($\rho_{\text{м1}} = 1450 \text{ кг/м}^3$) і пластинчастих часток сланцю ($\rho_{\text{м2}} = 2300 \text{ кг/м}^3$), які мають еквівалентний діаметр $d_{\text{екв.}} = (2; 3; 4; 5)$, мм відповідно.

Задача 1.71

Визначити швидкість повітря, яка необхідна для початку утворення псевдозрідженого шару гранульованих часток алюмосилікагелю при наступних умовах: температура повітря $t = 100^{\circ}\text{C}$; густина алюмосилікагелю (уявна) $\rho_{\text{м}} = 972 \text{ кг/м}^3$; діаметр часток $d = (1,2; 1,5; 2,0; 2,5)$, мм, відповідно.

Задача 1.72

Для умов задачі 1.71 визначити порозність і висоту зваженого шару, якщо швидкість повітря перевищить критичну в 1,5 рази.

Задача 1.73

Визначити максимальний діаметр гранул, які починають переходити у зважений стан в повітрі при швидкості його у апараті $w_1 = 0,2 \text{ м/с}$. Температура повітря $t = 150^{\circ}\text{C}$. Визначити об'ємну концентрацію часток, якщо швидкість збільшиться до $w_2 = 0,4 \text{ м/с}$. Густина гранул (уявна) $\rho_{\text{м}} = 720$

Список літератури до розділу I

1. Коузов П.А. Основы анализа дисперсного состава промышленных пылей и измелченных материалов / П.А. Коузов. – Л.: Химия, 1987. – 264 с.

2. Соколов В.Н. Машины и аппараты химических производств: / Учебное пособие для химико-технологических вузов / под ред. В.Н. Соколова. – Ленинград.: Машиностроение, 1982. – 384 с.

3. Уоллис Г. Одномерные двухфазные течения / Г. Уоллис. – М.: Мир, 1972. – 440 с.

4. Касаткин А.Г. Основные процессы и аппараты химической технологии: учебное пособие для химико-технологических вузов / А.Г. Касаткин. – М.: Химия, 1971. – 750 с.

5. Плановский А.Н. Процессы и аппараты химической технологии: учебник / А.Н. Плановский, В.М. Рамм, С.З. Каган. – М.: Госхимиздат, 1968. – 847 с.

6. Павлов К.Ф., Романков П.Г., Носков А.А. Примеры и задачи по курсу процессов и аппаратов: / Учебное пособие для вузов / под ред. П.Г. Романкова. – Л.: Химия, 1987. – 576 с.

7. Псевдооживление / Под ред. И. Дэвидсона и Д. Харрисона. // Перевод с англ. под ред. Э.Н. Гельперина. – М.: Химия, 1974. – 728 с.

8. Механика многокомпонентных сред в технологических процессах: Сб. научн. тр. – М.: Наука, 1978. – 145 с.

9. Хуснутдинов В.А., Сайфулин Р.С., Хабибуллин И.Г. Оборудование производств неорганических веществ. – Л.: Химия, 1987. – 247 с.

10. Чужанов Г.Г. Обезвоживание, пылеулавливание и охрана окружающей среды. – М.: Недра, 1987. – 260 с.

11. Расчеты аппаратов кипящего слоя: Справочник / Под ред. И.П. Мухленова, Б.С. Сажина, В.Ф. Фролова. – Л.: Химия, 1986. – 352 с.

12. Оборудование, сооружения, основы проектирования химико - технологических процессов защиты биосферы от промышленных выбросов / А.И. Родионов, Ю.П. Кузнецов, В.В. Зенков, П.С. Соловьев. Учебное пособие для вузов. – М.: Химия, 1985. – 352 с.

13. Родионов А.И., Клушин В.Н., Торочешников Н.С. Техника защиты окружающей среды. – М.: Химия, 1989. – 512 с.

14. Басов Н.И., Казанков Ю.В., Любартович В.А. Расчет и конструирование оборудования для производства и переработки полимерных материалов. – М.: Химия, 1986. – 488 с.

Розділ II

ПОДРІБНЕННЯ ТВЕРДИХ МАТЕРІАЛІВ

Умовні позначення та одиниці вимірювання

Величина, термін	Умовне позначення	Одиниці вимірювання
Густина матеріалу	ρ_m	кг/м ³
Залишок	R	%, ч. од.
Коефіцієнт корисної дії	η	%, ч. од.
Коефіцієнт тертя	f	-
Колова швидкість	ω	м/с
Кут захвату	α	град
Кут тертя	φ	град
Об'єм	V	м ³
Площа	F	м ²
Потужність	N	Вт, кВт
Продуктивність		
— масова	G	кг/с, т/год
— об'ємна	Q	м ³ /с
Прохід	D	%, ч. од.
Робота	A	Дж
Розмір часток	d	мкм, мм, м
Ступінь подрібнення		
— лінійна	i_d	-
— об'ємна	i_v	-
Число обертів	n	с ⁻¹ , хв. ⁻¹
Ширина	B	м

1. Загальні відомості

Інтенсивність фізичних і хімічних процесів з участю твердої фази підвищується зі збільшенням поверхні твердого матеріалу, яке досягається шляхом зменшення його розмірів. У зв'язку з цим різноманітні тверді матеріали піддають в багатьох хімічних виробництвах *механічному подрібненню*.

Подрібнення – процес зменшення розмірів часток матеріалу шляхом їх руйнування під дією зовнішніх сил, які долають внутрішні сили зчеплення, що пов'язують між собою частинки твердої речовини.

В залежності від розмірів часток вихідного та подрібненого матеріалу розрізняють *класи подрібнення* (табл. II.1) [1, 2].

Таблиця II.1.

Класи подрібнення

Клас подрібнення	Розмір часток вихідного матеріалу d_n , мм	Розмір часток подрібненого матеріалу d_n , мм
Здрібнення: – крупне – середнє – мілке	1500-300 300-100 50-10	300-100 50-10 10-2
Помел: – тонкий – надтонкий	10-2 10-0,0075	2-0,0075 >0,0075

Відношення розмірів часток вихідного та подрібненого матеріалу називають *ступенем подрібнення*.

Розрізняють лінійну:

$$i_d = \frac{d_n}{d_k} \quad (\text{II.1})$$

та об'ємний ступінь подрібнення:

$$i_v = \frac{V_n}{V_k} \quad (\text{II.2})$$

де d_n, d_k – розміри частинок до та після подрібнення;

V_n, V_k – об'єм частинок до та після подрібнення.

Характеристиками подрібненого матеріалу є наступні параметри: *дисперсність* (фракційний, гранулометричний склад), *прохід D (залишок R)*, *фракція ΔD або ΔR* .

Для визначення повної картини фракційного складу подрібненого матеріалу користуються *функціями розподілення*, які являють собою залежності проходу D або залишку R від діаметра (розміру) частинок. При цьому виконуються наступні співвідношення:

$$D + R = 100\% \text{ або } 1,$$

$$D_{\min} = 0, \quad D_{\max} = 100\% \text{ (або 1)}, \quad R_{\min} = 100\% \text{ (або 1)}, \quad R_{\max} = 0. \quad (\text{II.3})$$

На практиці користуються також характеристикою матеріалу за *нижньою* ($+d_1$) та *верхньою* ($-d_2$) межею крупності. Нижня межа крупності означає «не дрібніше d_1 », верхня межа – «не крупніше d_2 ». При цьому вказують розмір найбільшого та найменшого розмірів часток матеріалу, а характеристика записується наступним чином ($+d_f - d_a$).

Однією з характеристик матеріалу є *питома поверхня*, тобто поверхня часток, яка відноситься до одиниці маси або об'єму матеріалу.

В якості умовних показників використовують *середній діаметр часток*, *медіанний діаметр* та інші.

Матеріал також можна охарактеризувати допустимим відсотковим вмістом певної фракції: крупної, середньої та мілкої.

Для визначення фракційного складу розроблені методи та прилади, які описані в спеціальній літературі.

2. Способи подрібнення

Під *способами подрібнення* розуміють такий вид впливу на твердий матеріал, який призводить до його руйнування.

Твердий матеріал можливо зруйнувати наступними способами подрібнення: роздавлюванням, розколюванням, розламуванням, різанням, розпилюванням, стиранням, ударом та різними комбінаціями цих способів.

Роздавлювання (рис. II.1а) – це вид руйнування, при якому, деформуюче навантаження, яке діє на тіло, призводить до перевищення внутрішнього напруження над межею міцності стискання.

В результаті такого руйнування одержують частинки різного розміру та форми.

Розколювання (рис. II.1б) – тіло руйнується на частинки в місцях концентрації найбільших навантажень, що виникають в результаті дії клиновидних робочих елементів. Спосіб розколювання в порівнянні з роздавлюванням дозволяє регулювати крупність одержаних частинок.

Розламування (рис. II.1в) – тіло руйнується під дією згинаючих сил. Розміри та форма частинок, які одержуються при розламуванні, приблизно такі ж, як при розколюванні.

Різнання (рис. II.1г) – тіло ділиться на частинки заздалегідь заданих розмірів та форми.

При *розпилюванні* (рис. II.1д) результати отримують такі ж, як і при різанні.

Стирання (рис. II.1е) – тіло подрібнюється під дією стискаючих, розтягуючих і зрізуючих сил. При цьому отримують мілкий пилоподібний продукт.

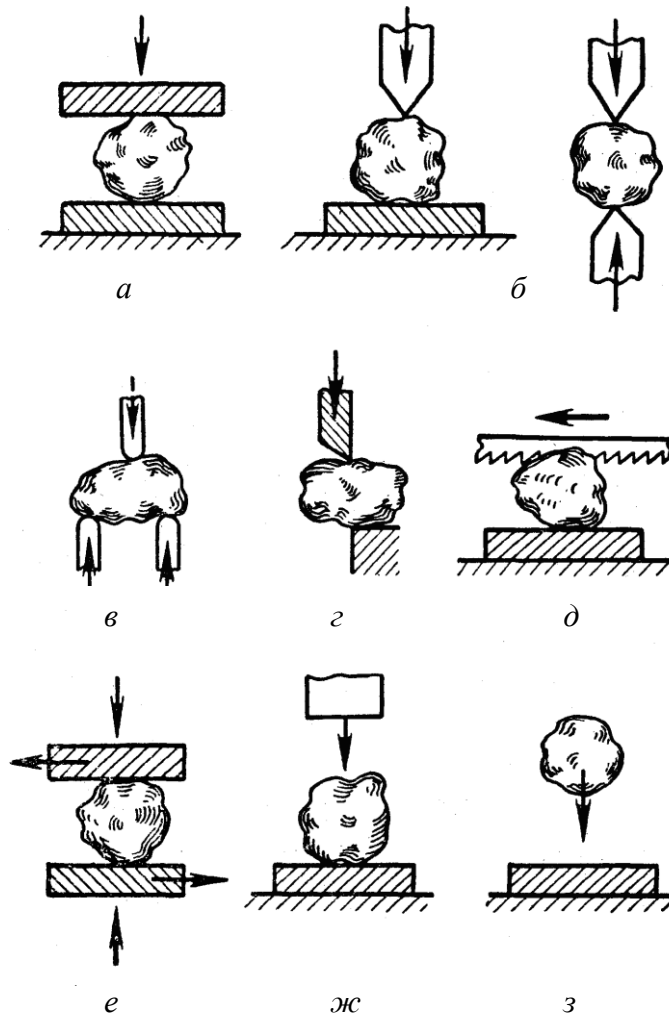


Рис. II.1. Способи подрібнення:

а – роздавлювання; б – розколювання; в – розламування;
 г – різання; д – розпилювання; е – стирання;
 ж – стиснений удар; з – вільний удар

Удар– тіло руйнується на частинки під дією динамічного навантаження. Розрізняють стиснений (рис. II.1ж) та вільний удар (рис. II.1з).

При зосередженому навантаженні утворюється ефект, який подібний, до ефекту, що виникає при розколюванні. При розподіленні навантаження по всьому об'єму ефект руйнування аналогічний роздавлюванню.

При стисненому ударі тіло руйнується між двома робочими органами подрібнювача. Ефект від такого руйнування залежить від кінетичної енергії ударного тіла.

При вільному ударі руйнування тіла відбувається в результаті зіткнення його з робочим органом подрібнювача або другими тілами на льоту. Ефект такого руйнування визначається швидкістю їх зіткнення незалежно від того, рухається тіло, яке руйнується, чи робочий орган подрібнювача. В більшості випадків ці види впливу на матеріал використовують комбіновано, при цьому найчастіше вирішальне значення має тільки один з них.

В залежності від фізико-механічних властивостей, розмірів часток вихідного матеріалу та кінцевого продукту вибирають той або інший спосіб подрібнення, при цьому також необхідно враховувати вологість матеріалу та інші властивості.

Один з основних факторів вибору способу подрібнення є твердість (табл. II.2), межа міцності та модуль пружності (табл. II.3).

Таблиця II.2

Шкала твердості Мооса

Твердість	Еталонний матеріал	Примітка
М'які		
1	Тальк	Легко шкрябається нігтем
2	Гіпс	Шкрябається нігтем
3	Кальцит, вапно вий шпат	Важко шкрябається нігтем
Середньої твердості		
4	Флюорит, плавиковий шпат	Дуже важко шкрябається нігтем
5	Апатит	Не шкрябається ножом і не черкає стекла
6	Ортоклаз, палевий шпат	Твердість віконного стекла
Тверді		
7	Кварц	Шкрябає скло
8	Топаз	Теж саме
9	Корунд	Ріже скло
10	Алмаз	Теж саме

Таблиця II.3

Межа міцності та модуль пружності деяких матеріалів

Матеріал	Межа міцності $10^{-5} \cdot \text{Н/м}^2$	Модуль пружності $10^{-5} \cdot \text{Н/м}^2$
Апатит	800-1500	$3 \cdot 10^5$
Базальт	2500-5000	-
Базальтова лава	300—1500	-
Граніт виборгський	1200	$3 \cdot 10^5$
Граніт уральський	1450	-
Граніт дуже твердий	3500	$6 \cdot 10^5$
Граніт м'який	500	-
Діабаз	1800-2400	-
Вапно	250—1900	-
Кварц	1200—1500	-
Мармур	500—2500	-
Нітрофоска	300—900	-
Сланець даховий	1000—2500	$6 \cdot 10^4 - 24 \cdot 10^5$

Вугілля кам'яне	20-290	$7 \cdot 10^3 - 60 \cdot 10^4$
-----------------	--------	--------------------------------

В залежності від межі міцності матеріали умовно поділяють на групи (табл. II.4).

Таблиця II.4

Групи матеріалів в залежності від міцності

Групи	Межа міцності σ , МПа
Тверді (діабаз, базальт та ін.)	більше 350
Середньої міцності (апатит, сланець та ін.)	100-350
М'які (вугілля, вапняк та ін.)	менше 100

В залежності від твердості матеріалу вибирають способи подрібнення (табл. II.5).

Враховуючи фізико-механічні властивості матеріалів в цілому, для одержання кускових частинок використовують розколювання та розламування; при здрібненні твердих і крихких матеріалів – роздавлювання; для пластичних і волокнистих матеріалів – різання; для тонкого подрібнення м'яких та в'язких матеріалів – стирання, яке завжди комбінують з роздавлюванням або ударом.

Таблиця II.5

Способи подрібнення в залежності від виду матеріалу

Матеріал	Спосіб подрібнення
Твердий та крихкий	Роздавлювання, удар
Твердий та в'язкий	Роздавлювання
Крихкий, середньої твердості	Удар, розколювання, стирання
В'язкий, середньої твердості	Стирання, стирання з ударом

3. Фізико-механічні основи подрібнення. Витрата енергії

Основою руйнування часток твердого матеріалу є подолання сил взаємного зчеплення частинок твердої речовини зовнішніми силами.

В частках твердих кристалічних матеріалів існують дві групи зчеплення – внутрішнє кристалічне та міжкристалічне. Сили зчеплення другої групи в декілька разів менше сил першої. Це пов'язане, по-перше, з більшою відстанню між кристалами в порівнянні з відстанню між частинками в кристалі, та, по-друге, з наявністю різноманітних дефектів (макро- та мікротріщин) в кристалічній структурі, які послаблюють міцність частинок матеріалу.

При подрібненні частки твердого матеріалу під дією зовнішніх сил спочатку піддаються об'ємній деформації, а потім руйнуються за ослабленими дефектами, при цьому частки продукту подрібнення вже не містять слабких місць. Тобто при зменшенні розмірів часток матеріалу міцність частинок

помелу підвищується, тому з підвищенням ступеня подрібнення зростає витрата енергії на подрібнення.

Існують декілька теорій подрібнення, які встановлюють залежності між енергією, яка витрачається на подрібнення твердого тіла, та результатом подрібнення, тобто розміром частинок продуктів помелу.

Згідно з *поверхневою теорією (теорія Риттингера)* корисна робота подрібнення витрачається на утворення нових поверхонь, тобто робота утворення нової поверхні пропорційна її зменшенню [1]:

$$A_n = \sigma \Delta F, \quad (\text{II.4})$$

де σ – коефіцієнт пропорційності, який дорівнює роботі, що витрачається на утворення одиниці поверхні (питома поверхнева робота);
 ΔF – величина утвореної поверхні.

Розглянемо тіло кубічної форми з ребром D , яке руйнується будь-яким способом до кубів з ребром d . Число отриманих кубиків пропорційне кубу ступеню подрібнення:

$$\frac{D^3}{d^3} = i^3. \quad (\text{II.5})$$

Початкова поверхня (F_n) куба з ребром D :

$$F_n = 6D^2. \quad (\text{II.6})$$

Загальна поверхня отриманих кубів з ребром d :

$$F_k = 6d^2 \cdot i^3 = 6d^2 \cdot \left(\frac{D^3}{d^3} \right) = 6D^2 \cdot i. \quad (\text{II.7})$$

Величина утвореної поверхні :

$$\Delta F = F_k - F_n = 6D^2 \cdot i - 6D^2 = 6D^2(i-1). \quad (\text{II.8})$$

Тоді загальна робота, яка витрачається на подрібнення розглянутого тіла дорівнює:

$$A_n = 6\sigma D^2(i-1) \text{ або } A_n = \sigma_1 D^2, \quad (\text{II.9})$$

де σ_1 – коефіцієнт пропорційності.

Теорія Риттингера застосовується для визначення роботи тільки при великих ступенях подрібнення, так як враховується тільки робота утворення нових поверхонь.

Припущення про пропорційність роботи подрібнення утвореній поверхні можна вважати правдивим тільки у випадку подрібнення тіла різанням або розпилюванням, коли об'єм матеріалу практично не впливає на втрату енергії. Якщо подрібнення здійснюється роздавлюванням, розколюванням, ударом або

комбінованими способами, дане припущення не справедливе, так як по-перше, в даних випадках не враховується енергія, яка витрачається на деформацію тіла без руйнування, та, по-друге, питома поверхнева робота залежить не тільки від природи матеріалу, а й ступеня, способу подрібнення та ін. факторів.

Згідно з *об'ємною теорією (теорія Кирпичова-Кіка)* корисна робота подрібнення витрачається на об'ємну деформацію часток, які руйнуються, тобто робота деформування об'єму частки, яка руйнується, пропорційна зміненню об'єму (деформованому об'єму) [1]:

$$A_0 = K \Delta V, \quad (\text{II.10})$$

де K – коефіцієнт пропорційності, який дорівнює роботі деформування одиниці об'єму твердого тіла.

ΔV – змінення об'єму (деформований об'єм) частки, яка руйнується.

Так як змінення об'єму пропорційно початковому об'єму, а об'єм частки пропорційний третій степені його діаметру, то рівняння (II.10) можливо представити у вигляді:

$$A_0 = K_1 \cdot D^3, \quad (\text{II.11})$$

де K_1 – коефіцієнт, який враховує пропорційні переходи;

D – діаметр частки.

Формула (II.11) виражає теорію подрібнення, згідно з якою робота подрібнення пропорційна об'єму (або масі) подрібнюваної частки.

Згідно з об'ємною теорією відношення робіт A_1 та A_2 , які витрачаються на подрібнення двох тіл з однаковим технологічним складом, що мають об'єми V_1 та V_2 , дорівнює:

$$\frac{A_1}{A_2} = \frac{V_1}{V_2}. \quad (\text{II.12})$$

Так як $V_1 = G_1/\rho$, $V_2 = G_2/\rho$,

то

$$\frac{A_1}{A_2} = \frac{G_1}{G_2}. \quad (\text{II.13})$$

Робота подрібнення, яка визначається за формулою (II.11), наближено розраховується тільки для крупного здрібнення з невеликим ступенем подрібнення.

Щоб врахувати роботу подрібнення, яка витрачається на утворення нової поверхні та роботу, яка витрачається на об'ємну деформацію часток, *Бонд* запропонував визначати роботу подрібнення, як величину, що пропорційна середньгеометричній з об'єму та поверхні тіла, яке руйнується:

$$A = k \sqrt{VF}, \quad (\text{II.14})$$

так як $V = k_1 D^3$ та $F = k_2 D^2$

тоді:

$$A = k \cdot k_1 \cdot k_2 \cdot \sqrt{D^3 D^2} = k_0 \cdot D^{2.5} \quad , \quad (\text{II.15})$$

де k, k_1, k_2, k_0 – коефіцієнти пропорційності.

За рівнянням (II.15) можливо приблизно знайти роботу, яка витрачається на подрібнення при середніх ступенях подрібнення.

На основі рівнянь (II.9), (II.11), (II.15) Рундквист запропонував загальне рівняння з визначення роботи подрібнення [1]:

$$A = k_p \cdot D^m, \quad (\text{II.16})$$

де k_p – коефіцієнт, який залежить від способу та ступеня подрібнення;
 m – степінь, $m = 2 \div 3$.

Робота подрібнення матеріалу масою G , який складається з частинок однакового розміру, згідно з рівнянням (II.16) дорівнює:

$$A_G = k_p \cdot D^m \cdot N = k_p \cdot k_\phi \cdot D^m \frac{G}{\rho \cdot D^3} = k_p \cdot k_\phi \cdot D^{m-3} \frac{G}{\rho}, \quad (\text{II.17})$$

де k_ϕ – коефіцієнт, який враховує форму частинки матеріалу;
 ρ – густина матеріалу.

Визначимо залежність роботи подрібнення від ступеня подрібнення та розмірів часток вихідного матеріалу, користуючись рівнянням (II.17).

Якщо D та d – середні розміри часток вихідного та подрібненого матеріалу, n – число стадій подрібнення, i – ступінь подрібнення на кожній стадії, то середні розміри часток, які надходять на кожну стадію подрібнення складають:

$$D_x, \frac{D}{i}, \frac{D}{i^2}, \frac{D}{i^3}, \dots, \frac{D}{i^{n-1}}. \quad (\text{II.18})$$

Згідно з рівнянням (II.17), робота подрібнення матеріалу масою G на кожній стадії дорівнює:

$$\begin{aligned} A_{G1} &= k_p \cdot k_\phi \cdot D^{m-3} \cdot \frac{G}{\rho} \\ A_{G2} &= k_p \cdot k_\phi \left(\frac{D}{i} \right)^{m-3} \cdot \frac{G}{\rho} \\ A_{G3} &= k_p \cdot k_\phi \left(\frac{D}{i^2} \right)^{m-3} \cdot \frac{G}{\rho} \quad . \\ &\dots\dots\dots \\ A_{Gn} &= k_p \cdot k_\phi \left(\frac{D}{i^{n-1}} \right)^{m-3} \cdot \frac{G}{\rho} \end{aligned} \quad (\text{II.19})$$

При цьому робиться припущення, що на кожну наступну стадію надходить одна й та ж сама кількість матеріалу, тобто відсутні втрати, а подрібнення на всіх n стадіях відбувається з однаковою ступеню подрібнення i .

Загальна робота подрібнення дорівнює сумі робіт кожної стадії:

$$A_G = k_p \cdot k_\phi \cdot D^{m-3} \cdot \frac{G}{\rho} \cdot \left[1 + \frac{1}{i^{m-3}} + \left(\frac{1}{i^{m-3}} \right)^2 + \dots + \left(\frac{1}{i^{m-3}} \right)^{n-1} \right]. \quad (\text{II.20})$$

Сума геометричної прогресії (в квадратних дужках) зі знаменником $\frac{1}{i^{m-3}}$ складає:

$$\sum = \frac{\left(\frac{1}{i^{m-3}} \right)^{n-1} \cdot \frac{1}{i^{m-3}} - 1}{\frac{1}{i^{m-3}} - 1} = \frac{i^{m-3}}{1 - i^{m-3}} \cdot \frac{1 - (i^n)^{m-3}}{(i^n)^{m-3}}, \quad (\text{II.21})$$

враховуючи, що $\frac{D}{d} = i^n$ – загальна ступінь подрібнення, то:

$$\sum = \frac{i^{m-3}}{1 - i^{m-3}} \cdot \frac{1 - \left(\frac{D}{d} \right)^{m-3}}{\left(\frac{D}{d} \right)^{m-3}}. \quad (\text{II.22})$$

Підставляючи (II.22) в (II.20), отримаємо:

$$A_G = k_p \cdot k_\phi \cdot D^{m-3} \cdot \frac{G}{\rho} \cdot \frac{i^{m-3}}{1 - i^{m-3}} \cdot \frac{1 - \left(\frac{D}{d} \right)^{m-3}}{\left(\frac{D}{d} \right)^{m-3}}. \quad (\text{II.23})$$

Вважаючи, що $m=2$, отримаємо залежність для випадку подрібнення в межах використання гіпотези Риттингера:

$$A_G = k_p k_\phi \cdot \frac{1}{D} \cdot \frac{G}{\rho} \cdot \frac{1}{i-1} \cdot \left(\frac{D}{d} - 1 \right). \quad (\text{II.24})$$

Вважаючи, що $m=3$ та $m=2,5$, можливо отримати залежності роботи подрібнення від ступені подрібнення в межах використання гіпотез Кирпичова-Кіка та Бонда.

Згідно, з *теорією Ребіндера* робота подрібнення визначається, як сума роботи, яка витрачається на утворення нової поверхні та роботи, яка витрачається на об'ємну деформацію часток [1]:

$$A = A_n + A_b = \sigma \Delta F + K \Delta V = \sigma \Delta F + \frac{\sigma_p^2}{2E} \Delta V, \quad (\text{II.25})$$

де σ_p – руйнуюче навантаження (межа міцності);

E – модуль пружності.

У зв'язку з тим, що процес подрібнення є складним, жодна з наведених формул для розрахунку роботи подрібнення (II.9), (II.11), (II.15), (II.16), (II.17) не знайшли широкого застосування. Визначити абсолютне значення роботи за вказаними формулами практично неможливо, оскільки коефіцієнти, які входять в рівняння, залежать від багатьох факторів. Тому данні рівняння використовуються тільки для порівняльної характеристики процесів подрібнення.

Наприклад, якщо відома продуктивність G_2 , спожита потужність N_2 , ступінь подрібнення D_2/d_2 працюючого млина, а також продуктивність G_1 та ступінь подрібнення іншого млина D_1/d_1 , тому спожити потужність N_1 останньої машини, якщо ввести припущення про застосування теорії Риттингера та рівності К.К.Д. обох машин, можна знайти за формулою (II.24)

$$N_1 = N_2 \cdot \frac{G_1}{G_2} \cdot \frac{D_2 d_2}{D_1 d_1} \cdot \frac{D_1 - d_1}{D_2 - d_2}. \quad (\text{II.26})$$

Згідно з теорією пружності, робота пружних деформацій при однократному руйнуванні [1] :

$$A = \frac{\sigma_p^2 \cdot D^3}{2 \cdot E}. \quad (\text{II.27})$$

Враховуючи, що:

$$\frac{D^3}{d^3} = i^3 = a^n, \quad (\text{II.28})$$

де n – кількість прийомів руйнування

a – кількість часток після однократного руйнування.

З формули (II.28)

$$3 \cdot \lg i = n \cdot \lg a. \quad (\text{II.29})$$

$$n = 3 \cdot \frac{\lg i}{\lg a}. \quad (\text{II.30})$$

З умови, що при кожному прийомі руйнування теоретично витрачається одна й та ж робота, то для руйнування тіла розміром D до часток розміром d потрібно n прийомів, то загальна робота дорівнює:

$$A = \frac{\sigma_p^2 \cdot D^3}{2 \cdot E} \cdot \frac{3 \lg i}{\lg a}. \quad (\text{II.31})$$

Якщо продуктивність подрібнювача G , кг/год, густина матеріалу ρ , кг/м³, то годинна робота [1]:

$$A_{\text{зод}} = \frac{\sigma_p^2 \cdot G}{2 \cdot E \cdot \rho} \cdot \frac{3 \lg i}{\lg a} . \quad (\text{II.32})$$

Для переведення роботи в потужність (в κBm) рівняння (II.32) потрібно домножити на $1/(3600 \cdot 1000)$.

Враховуючи загальний ККД подрібнювача η , потужність (в κBm) визначається:

$$N = 0,42 \cdot 10^{-6} \frac{\sigma_p^2 \cdot G}{\eta \cdot E \cdot \rho} \cdot \frac{\lg i}{\lg a} . \quad (\text{II.33})$$

Так як a не може бути більше двох, тоді при $a = 2$ маємо максимальну теоретичну витрату енергії (в κBm) на подрібнення:

$$N_{\text{max}} = 1,39 \cdot 10^{-6} \frac{\sigma_p^2 \cdot G}{\eta \cdot E \cdot \rho} \cdot \lg i . \quad (\text{II.34})$$

4. Стадії та основні схеми подрібнення

Здрібнення та особливо помел вимагають значної витрати енергії. Тому при виборі схеми здійснення процесу необхідно дотримуватись принципу «не здрібнювати нічого зайвого». З практичної точки зору ця вимога полягає в тому, щоб перед кожною стадією подрібнення відділяти дріб'язок, тобто частинки, які рівні (або менші) за розміром кінцевого продукту подрібнення, що одержуються в даному подрібнювачі.

Таким чином вдається зменшити витрату енергії на подрібнення, однак при цьому зростає вартість обладнання.

В результаті попереднього відділення дріб'язку уникають перевантаження та зношення подрібнювача, а також надподрібнення матеріалу та одержують продукт рівномірної крупності.

Подрібнення проводять за двома основними схемами – у відкритому та замкнутому циклі. При роботі у відкритому циклі (рис. II.2) частки матеріалу проходять через подрібнювач тільки один раз, не повертаючись в нього.

Найчастіше у відкритому циклі проводять крупне та середнє подрібнення, при умові, якщо відсутня необхідність в одержанні кінцевого продукту точних розмірів (рис. II.2 а). При наявності дріб'язку у вихідному матеріалі проводять попередню класифікацію (рис. II.2 б), після якої крупну фракцію направляють на подрібнення, а мілка є кінцевим продуктом.

При подрібненні в замкнутому циклі (рис. II.3) матеріал кілька разів проходить через подрібнювач. Здрібнений продукт після подрібнення направляється на класифікацію, де виділяється крупна фракція, яка повертається в подрібнювач (рис. II.3 а). Найчастіше при подрібненні у замкнутому циклі проводять попередню класифікацію (рис. II.3 б).

Така схема широко використовується при тонкому подрібненні, коли необхідно отримати однорідний кінцевий продукт заданого розміру. Робота при замкнутому циклі дозволяє знизити витрату енергії подрібнення та підвищити продуктивність подрібнювача.

5. Класифікація подрібнювачів

Подрібнююче обладнання можна класифікувати за розміром отриманих часток, тобто за класом подрібнення, та за способом подрібнення.

В залежності від класу подрібнення, подрібнювачі умовно поділяють на дробарки крупного, середнього, мілкового здрібнення та млини тонкого та надтонкого помелу.

Класифікація подрібнювачів в залежності від класу подрібнення наведена на рис. II.4.

Недоліком такої класифікації є відсутність зазначення про спосіб подрібнення, який є основою роботи здрібнювача, а також те, що подрібнювач одного типу можна віднести до різних класів.

Найбільш доцільно класифікувати машини подрібнення за головним способом, за рахунок якого матеріал руйнується, розділивши їх на наступні групи:

- 1) подрібнювачі розколююче-розламуючої дії;
- 2) подрібнювачі роздавлюючої дії;
- 3) подрібнювачі стираюче-роздавлюючої дії;
- 4) подрібнювачі ударно-стираючої дії;
- 5) подрібнювачі ударної дії;
- 6) подрібнювачі ріжучої дії;
- 7) колоїдні млини.

Класифікація подрібнювачів в залежності від способу подрібнення наведена на рис. II.5.

Класифікація за способом подрібнення є більш зручною, так як дозволяє спочатку визначати спосіб подрібнення, на основі якого і визначається тип здрібнювача.

Звісно, головному способу подрібнення завжди супроводжують другорядні способи. Наприклад, в подрібнювачах роздавлюючої або ударної дії відбувається стирання, яке виникає довільно, тому не є основним способом подрібнення.

6. Порівняння та вибір подрібнювачів

Вибір дробарок та млинів проводять в залежності від класу подрібнення (рис. II.4), способу подрібнення (рис. II.5), ступеня подрібнення (табл. II.6), фізико-механічних властивостей матеріалу (твердість, крихкість, абразивність, вологість та ін.), а також характеристики продукту подрібнення (однорідність, дисперсність, вологість, вміст намелу та інші).

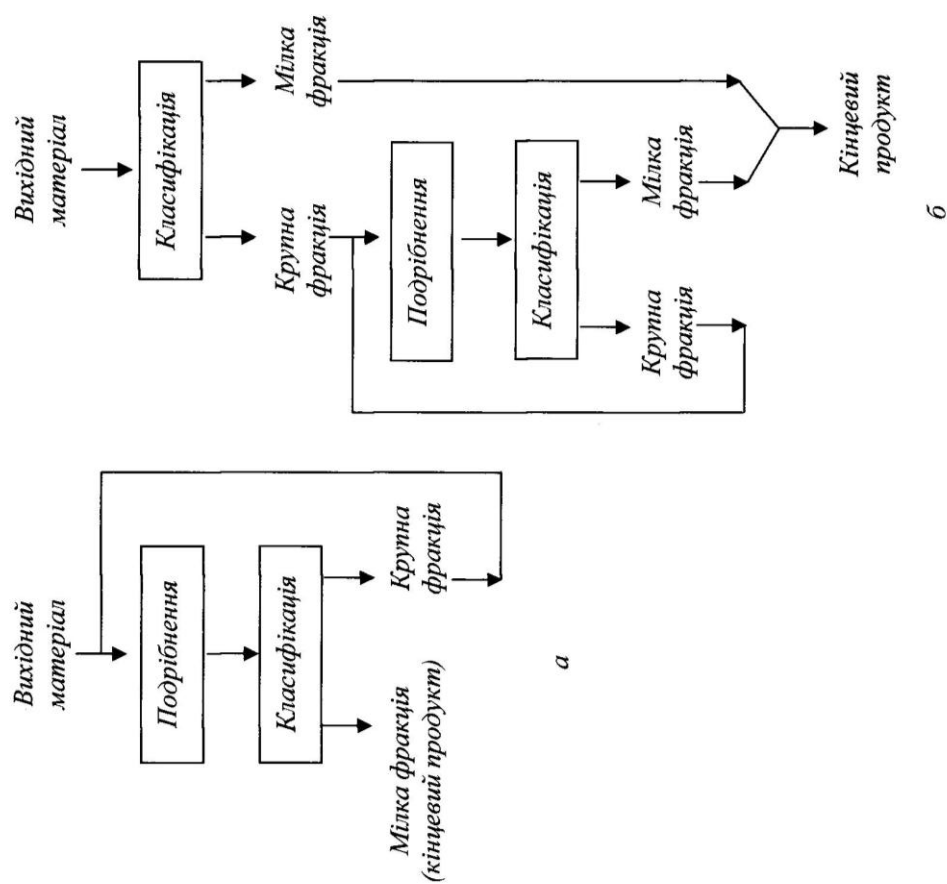


Рис. П.3. Схема подрібнення у замкнутому циклі:
а – без попередньої класифікації;
б – з попередньою класифікацією

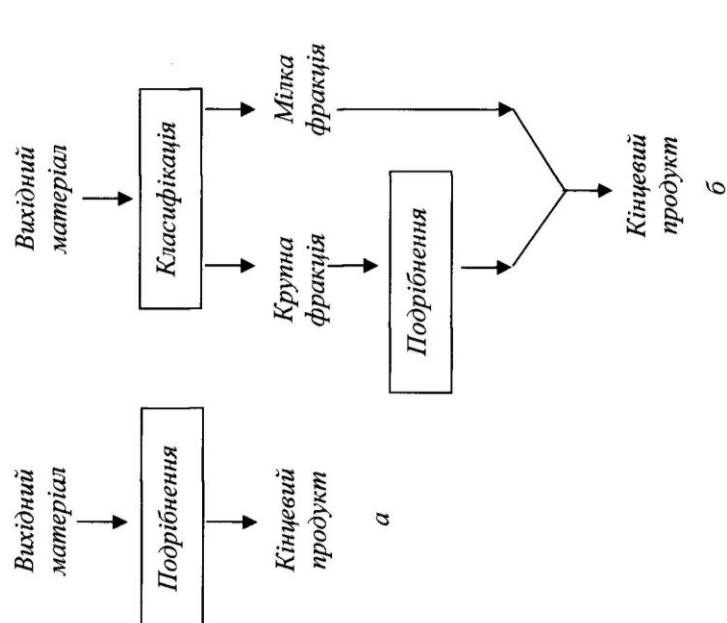


Рис. П.2. Схема подрібнення у відкритому циклі:
а – без попередньої класифікації;
б – з попередньою класифікацією

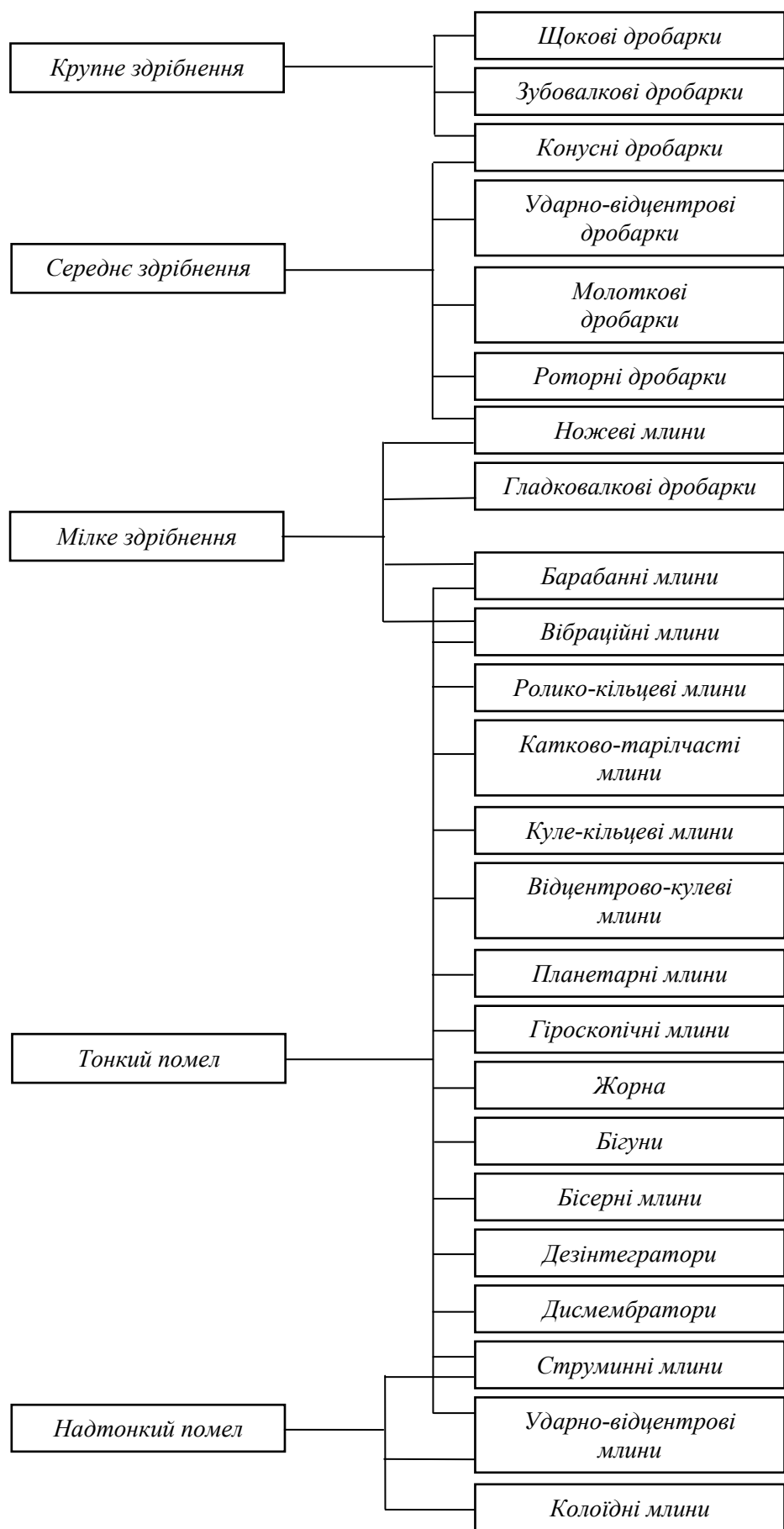


Рис. П.4. Класифікація подрібнювачів в залежності від класу подрібнення

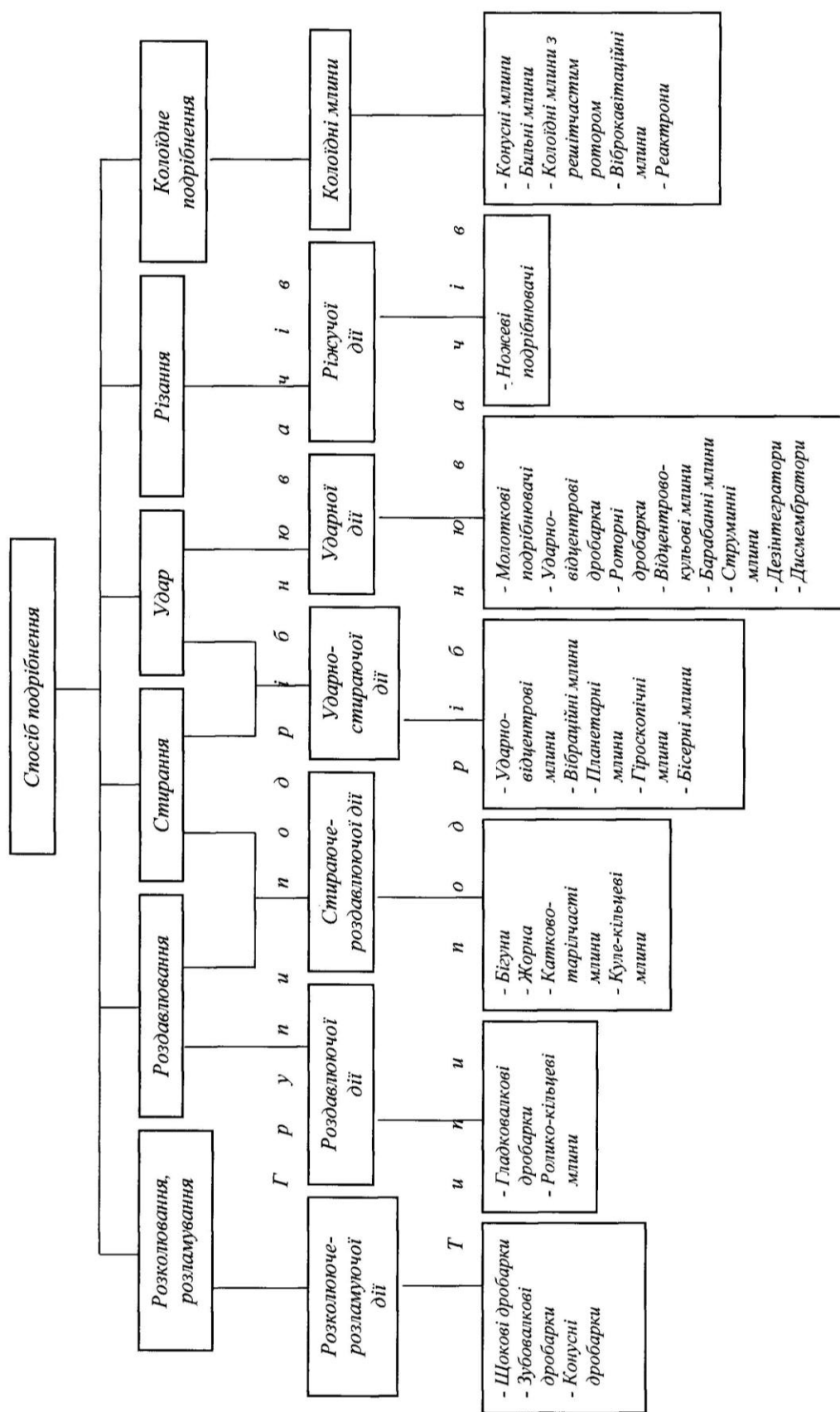


Рис. П.5. Класифікація подрібнювачів в залежності від способу подрібнення

Рекомендовані способи подрібнення в залежності від ступеня подрібнення

Ступінь подрібнення	Рекомендовані способи подрібнення
2-5	Роздавлювання, розколювання
5-10	Роздавлювання, розколювання, удар
10-50	Роздавлювання, удар, стирання, різання
Більше 50	Удар в поєднанні зі стиранням

Для крупного здрібнення найбільш широко використовуються щоківі дробарки. Конусні дробарки мають більшу продуктивність, ніж щоківі, потребують меншої витрати енергії, одержаний продукт більш однорідний, з меншим вмістом дріб'язку та відрізняються більш рівномірною роботою. Але за рахунок більш складної конструкції, великої маси та вартості конусні дробарки доцільно використовувати для крупного здрібнення тільки при великій продуктивності.

Гладковалкові дробарки значно поступаються за продуктивністю конусним, але при невеликій продуктивності та низькому ступені подрібнення доцільно використовувати гладковалкові дробарки, які відрізняються простою конструкцією, компактністю та надійністю роботи.

Для крихких матеріалів більш придатні високопродуктивні зубовалкові дробарки, які мають просту конструкцію та не вимагають великої витрати енергії. Молоткові дробарки менш придатні для подрібнення дуже твердих та абразивних матеріалів, через швидке зношення робочих елементів, або вологих матеріалів з вмістом вологи більше 15%, через захащування решітки.

Для тонкого помелу матеріалів широке впровадження, особливо в будівельній промисловості, одержали кульові та вібраційні млини, але вони непридатні для подрібнення липких і в'язких матеріалів.

Для середнього та мілкового здрібнення в'язких і волокнистих матеріалів використовують ножеві млини.

Ударно-відцентрові та струминні млини використовують для одержання продукту високої дисперсності, головним чином, з крихких матеріалів.

В залежності від типу матеріалу та певних вимог до продукту помелу застосовують колоїдні млини.

7. Шляхи інтенсифікації роботи подрібнювачів

1. Своєчасне виведення матеріалу заданої дисперсності з зони помелу.

В машинах крупного, середнього та мілкового здрібнення руйнування матеріалу відбувається в 1-3 прийоми, а в машинах тонкого помелу необхідно 10-20 прийомів для досягнення певної дисперсності. При цьому витрата енергії при тонкому подрібненні теоретично повинна бути в 3-4 рази більшою, ніж при здрібненні. Однак, як показує практика, фактична витрата енергії більше в 15-20 разів. Це пояснюється гальмівною дією матеріалу, який досягнув необхідної дисперсності, але який залишається певний час в зоні подрібнення, або втратою додаткової енергії, яка витрачається на непотрібне перездрібнення матеріалу.

Тому, зменшення часу перебування готового продукту в камері млина призведе до зниження енерговитрат на дрібнення. Це досягається шляхом використання певних конструктивних або технологічних рішень в залежності від типу та конструкції млина.

2. Використання замкнутого циклу подрібнення

При періодичному процесі встановлено, що навіть при довготривалому подрібненні в готовому продукті залишається певна кількість часток, які мають більший розмір, ніж необхідний. При подрібненні в замкнутому циклі подрібнений матеріал направляється в класифікатор, де відбувається його розділення на мілку (готовий продукт) та крупну фракцію, яка повертається на домел в подрібнювач. Це дозволяє отримувати продукт певного дисперсного складу. Подрібнення в замкнутому циклі дозволяє також значно підвищити ефективність за рахунок усунення перездрібнення матеріалу шляхом зменшення часу перебування матеріалу в млині, підвищуючи кратність рециркуляції в помольній машині. Наприклад, в деяких типах кульових млинів кратність рециркуляції досягає 25, а одержаний продукт має вузький дисперсний склад. Підвищення кратності рециркуляції призводить до зростання продуктивності та ефективності млина. Однак при цьому прямо пропорційно зростають витрати на транспортування матеріалу та підвищується навантаження на класифікуючі пристрої.

3. Використання поверхнево-активних речовин та спеціальних добавок

Під час тонкого та, особливо, під час понадтонкого помелу відбувається злипання тонкодисперсних часток між собою, що призводить до сповільнення процесу подрібнення та досягнення межі подрібнення, тобто швидкість утворення агломератів з часток мілкої фракції досягає швидкості утворення нових часток.

На злипання часток при сухому подрібненні значно впливає вологість матеріалу. Так, підвищення вологості природних пігментів на 1-3% відносно регламентованої, знижує продуктивність та ефективність кульових млинів на 15-20%. Тому, необхідно в кожному випадку встановити оптимальну вологість при сухому подрібненні.

В останні часи для зниження злипання тонкодисперсних часток використовують введення поверхнево-активних речовин (ПАР) та спеціальних добавок. Вплив ПАР пов'язаний з їх розклинюючою дією в мікротріщинах матеріалу та зі зниженням сил адгезії між частинками.

В цементній промисловості при подрібненні клінкеру на кульових млинах введення добавки 0,02-0,03% тристаломіну призводить до підвищення продуктивності млина на 20-25%.

Значне підвищення продуктивності досягається при введенні у матеріал низки інших ПАР: милонафти, каніфолі, лігніну та інше. Існує оптимальне співвідношення добавки та матеріалу, яке залежить від ступеня подрібнення, типу млина та властивостей матеріалу.

Важливим є спосіб введення ПАР. Найкращий ефект показує введення ПАР не у вихідний матеріал до подрібнення, а безпосередньо в млин у вигляді

розсіяного розчину ПАР. При цьому ПАР швидко та рівномірно розподіляється по всій масі матеріалу. В деяких випадках ПАР вводять в пароподібному стані.

На ефективність подрібнення також впливає середовище, в якому відбувається подрібнення. Встановлено, що мокре подрібнення підвищує продуктивність кульових млинів на десятки відсотків.

Отже, шляхом підбору оптимальної вологості матеріалу, введення ПАР або інших добавок можливо підвищити продуктивність млинів.

8. Подрібнювачі

8.1. Подрібнювачі розколююче-розламуючої дії

Подрібнення або руйнування часток матеріалу розколюванням або розламуванням відбувається за рахунок дії на тіло зосереджених навантажень. При цьому виникають місцеві руйнуючі навантаження, які викликають поділ тіла на частини.

Подрібнювачі розколюючої та розламуючої дії є найбільш ефективними при крупному та середньому здрібненні, а також при одержанні продукту з мінімальним вмістом дріб'язку.

До подрібнювачів, принцип дії яких заснований на розколюючих і розламуючих способах подрібнення відносяться щоківі, конусні та зубовалкові дробарки (рис. II.6).

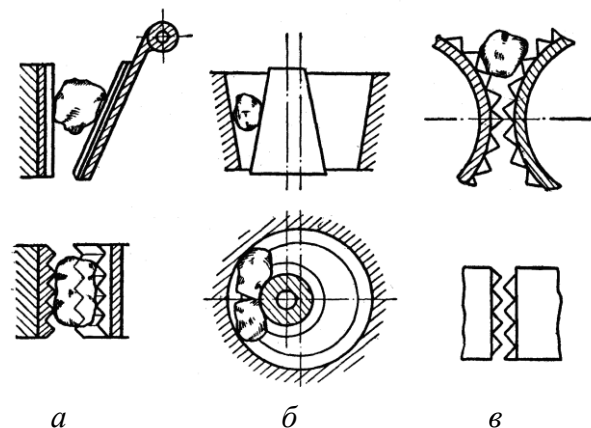


Рис. II.6. Схеми подрібнення
розколюючої та розламуючої дії:

- а – щоків дробарка;
- б – конусна дробарка;
- в – зубовалкова дробарка

Щоківі дробарки

Робочими елементами щоківих дробарок є дві щоки: рухома та нерухома. При зближенні щік, частки матеріалу, які знаходяться між щоками,

руйнуються, а при їх розходженні подрібнений матеріал висипається через розвантажувальний отвір.

В залежності від розміщення вісі рухомої щоки розрізняють дробарки з верхнім та нижнім підвішуванням рухомої щоки. При верхньому підвішуванні рухома щока має найбільший розлом в місці виходу здрібненого продукту, ширина розвантажувального отвору при цьому є змінною. Нижнє підвішування забезпечує постійну ширину розвантажувального отвору, що гарантує певний максимальний розмір часток продукту, але обмежує продуктивність цих дробарок в порівнянні з дробарками з верхнім підвішуванням рухомої щоки.

На рис. II.7 наведена щокова дробарка з верхнім підвішуванням і простим рухом щоки.

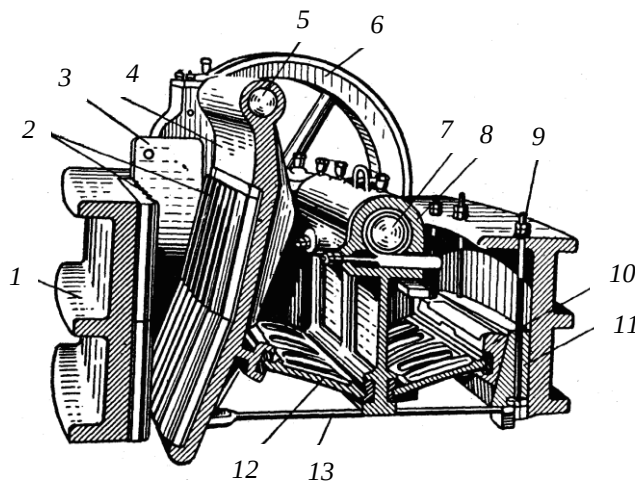


Рис. II.7. Щокова дробарка:

- 1 – станина; 2 – броньові плити; 3 – розпірні
клини; 4 – рухома щока; 5 – вісь коливання
щоки; 6 – маховик; 7 – ексцентриковий вал;
8 – шатун; 9 – підйомний гвинт; 10 – рухомий
клин; 11 – упорний клин; 12 – натискні плити;
13 – тяга

Дробарка складається з литої або зварної станини 1, броньованих плит 2, рухомої щоки 4, яка підвішена на вісі 5, маховика 6, шатуна 8, який встановлений на ексцентричному валу 7, гвинта 9 для підйому клина 10, натискних плит 12 та тяги 13, яка забезпечує контакт між рухомою щокою, натискними плитами, шатуном та опорним клином 11. Внутрішні стінки та рухома щока утворюють зону подрібнення. Для зменшення зношення нерухомої та рухомої щоки на робочі поверхні встановлюють броньовані плити 2 та розпірні клини 3. Плити та клини виготовляють із зносостійкої сталі або загартованого чавуну. Переріз робочих поверхонь плит виготовляють з поздовжніми виступами трикутної форми. При обертанні ексцентрикового вала 7, здрібнююче зусилля передається через натискні плити 12 рухомій щоці.

Процес руйнування матеріалу, який знаходиться в зоні помелу, відбувається під час наближення рухомої щоки до нерухомої (робочий хід). За рахунок тяги 13, яка створює в дробарці натяг, рухома щока віддаляється від

нерухомої (холостий хід), при цьому подрібнений матеріал висипається через нижній отвір.

В деяких конструкціях щоківих дробарок рухома щока не тільки наближається та віддаляється від нерухомої, але й під час робочого ходу рухається вниз, в сторону розвантаження матеріалу, тобто виконує складний рух. При цьому відбувається не тільки роздавлювання а й стирання матеріалу, за рахунок чого продуктивність цих дробарок по відношенню до щоківих дробарок других конструкцій дещо підвищується, а витрати енергії зменшуються.

В промисловості найбільш розповсюдженні щоківі дробарки з верхнім підвищенням зі складним рухом щоки. Дробарки з нижнім підвищенням рухомої щоки мають низку продуктивність, тому використовується, в основному, в лабораторних умовах.

Технічні характеристики щоківих дробарок наведені в табл. II.7.

Основними перевагами щоківих дробарок є: простота та надійність конструкції, широка область застосування (в тому числі для здрібнення матеріалів розмірами до 1,5 м та з великою міцністю), компактність та легкість обслуговування.

Основні недоліки щоківих дробарок: підвищений шум та вібрація при здрібненні, які виникають за рахунок періодичного характеру роботи дробарки та невірноваженість рухомих мас, перерви в роботі через поломки окремих деталей, захаращування робочого простору матеріалом при нерівномірній його подачі.

Розрахунок щоківі дробарки

Основні технологічні характеристики щоківих дробарок: кут захвату, швидкість обертання колінчастого (ексцентрикового) валу, продуктивність, споживана потужність.

Кут захвату (α) — це кут між площинами здрібнюючих щік при їх максимальному зближенні (рис. II.8).

Від кута захвату залежить ступінь подрібнення, який зростає з підвищенням α . Однак для того щоб частки матеріалу не виштовхувались з дробарки під дією тиску щік, необхідно щоб кут захвату не перевищував подвійного кута тертя матеріалу 2φ , тобто повинна виконуватись умова [1,2]:

$$\alpha \leq 2\varphi \quad (\text{II.35})$$

Якщо прийняти середнє значення коефіцієнта тертя сухого матеріалу по сталі $f \approx 0,3$, що відповідає куту тертя $\varphi = 16^\circ$ (так як $f = \tan \varphi$), то кут захвату α складає 32° .

В більшості випадків кут захвату приймають в межах $15\text{--}25^\circ$.

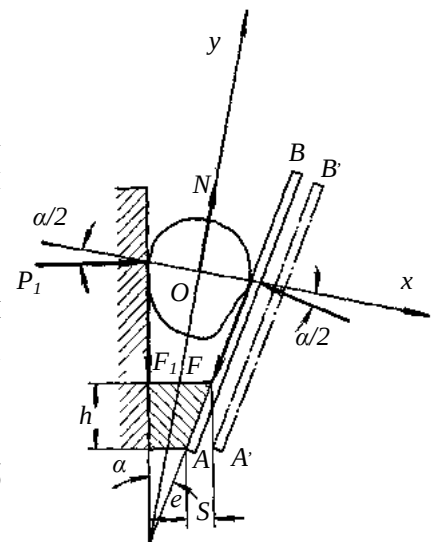


Рис. II.8. До розрахунку щоківі дробарки

Число обертів вала дробарки n (число повних коливань щоки), що відповідає найбільшій продуктивності дробарки, складає (об./хв) [2]:

$$n \leq \sqrt{\frac{450 \cdot g \cdot \operatorname{tg} \alpha}{S}} \quad (\text{II.36})$$

або

$$n \leq 66,5 \sqrt{\frac{\operatorname{tg} \alpha}{S}}, \quad (\text{II.37})$$

де S – довжина ходу щоки, м.

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

Практично приймають:

$$n = (60 \div 63) \sqrt{\frac{\operatorname{tg} \alpha}{S}}. \quad (\text{II.38})$$

При n ходів щоки (число обертів вала), годинна об'ємна продуктивність (в $\text{м}^3/\text{год}$) складає [1,2]:

$$Q = 60 \cdot n \cdot V \cdot \mu = 60 \cdot n \cdot \mu \frac{B \cdot S \cdot (2e + S)}{2 \cdot \operatorname{tg} \alpha} = \frac{30 \cdot n \cdot \mu \cdot B \cdot S \cdot (2e + S)}{\operatorname{tg} \alpha}, \quad (\text{II.39})$$

де V – об'єм, який утворюється між щоками, м^3 ;

μ — коефіцієнт розпушення матеріалу на виході з дробарки.

Практично приймають $\mu = 0,35 \div 0,65$.

B – довжина завантажувального отвору (ширина пащі), м;

e – мінімальна ширина випускної щілини, м.

Враховуючи, що середній діаметр часток подрібненого матеріалу в щоківій дробарці:

$$d_{cp} = \frac{(e + S) + e}{2} = \frac{2e + S}{2}, \quad (\text{II.40})$$

то масову продуктивність в ($\text{т}/\text{год}$) можна визначити за формулою

$$G = \frac{0,06 \cdot n \cdot \mu \cdot B \cdot S \cdot d_{cp} \cdot \rho}{\operatorname{tg} \alpha}, \quad (\text{II.41})$$

де ρ – густина матеріалу ($\text{кг}/\text{м}^3$).

Таблиця П.7

Технічні характеристики щоківих дробарок
(ГОСТ 27412-93)

Позначення:

ШДП – щоква дробарка з простим рухом щоки

ШДС – щоква дробарка зі складним рухом щоки

Найменування показника	Значення показника для типорозміру							
	ШДП- 9×12	ШДП- 12×15	ШДП- 15×21	ШДС-I- 2,5×9,0	ШДС-I- 4×9	ШДС-II- 1,6×2,5	ШДС-II- 2,5×4,0	ШДС-II- 6×9
Розміри прийомного отвору, мм:								
ширина	900	1200	1500	250	400	160	250	600
довжина	1200	1500	2100	900	900	250	400	900
Найбільший розмір куска вихідного матеріалу, мм	750	1000	1300	210	340	130	210	500
Ширина вихідної щілини в фазі розкриття, мм:								
номінальна	130	155	180	40	60	30	40	100
діапазон регулювання, не менше	±35	±40	±45	+20 -15	+30 -20	±15	+40 -20	+30 -25
Продуктивність при номінальній ширині вихідної щілини, м ³ /год, не менше	180	310	600	22	35	3,3	7,2	75
Габаритні розміри дробарок (без привода), мм, не більше:								
довжина	5100	5400	7500	2300	2500	950	1400	2000
ширина	3200	4500	5100	2400	2400	1100	1300	2500
висота	3300	4300	5200	1900	2200	1100	1500	1800
Питома витрата електроенергії, кВт·год/м ³ , не більше	0,5	0,48	0,42	2,05	1,6	2,27	2,37	1,0
Потужність двигуна основного привода, кВт, не більше	90	160	250	45	55	7,5	18,5	75
Середній ресурс до першого капітального ремонту, год, не менше	30000	35000	35000	14550	14500	13200	14550	14550

Для орієнтовних розрахунків споживаної потужності (в κBm) щокрової дробарки з простим коливанням щоки користуються емпіричною формулою [2]

$$N = C \cdot A \cdot B, \quad (II.42)$$

де B та A – довжина та ширина завантажувального отвору, m .

C – коефіцієнт, який приймають в межах від 80 (для дробарок з розмірами розвантажувального отвору 900×1200 мм та більше) до 160 (для дробарок невеликого розміру).

В формулі (II.42) не входять характеристики матеріалу, який подрібнюється, тому її практичне застосування обмежується матеріалами середньої міцності. Рекомендується для визначення потужності дробарки (κBm) користуватися залежністю, в якій враховуються характеристики матеріалу [3]:

$$N = \frac{\sigma^2 \cdot n \cdot B \cdot (d_n^2 - d_k^2)}{2,3 \cdot 10^5 \cdot E}, \quad (II.43)$$

де σ – межа міцності матеріалу при стисканні, $Па$.

d_n, d_k – діаметри часток вихідного матеріалу та продукту здрібнення, m .

n – число коливань, $об./хв$.

E – модуль пружності, $Па$.

Середню споживану потужність (в κBm) для дробарок з простим коливанням щоки можна визначити за формулою [1]

$$N = 11,7 m B H S n, \quad (II.44)$$

де m – конструктивний коефіцієнт, $m = 0,56 - 0,6$;

H – висота нерухомої щоки, m .

Для щокрових дробарок зі складним коливанням щоки споживана потужність (в κBm) визначається за формулою [1]

$$N = 12 B H r n, \quad (II.45)$$

де r – ексцентриситет валу, m .

Установча потужність двигуна повинна бути на 50% більшою розрахункової.

Конусні дробарки

Конусні дробарки поділяють на дробарки крупного, середнього та мілкового здрібнення (рис. II.9).

Робочими елементами конусних дробарок є зовнішній конус 1 та внутрішній конус 2, який ексцентрично встановлений в стакані 4.

При обертанні внутрішній конус дробарки наближається до нерухомого внутрішнього конуса, при цьому відбувається руйнування матеріалу, який знаходиться між конусами.

В конусній дробарці крупного здрібнення (рис. II.10) на внутрішній конічній поверхні литого корпусу 1 розміщені броньовані плити 4, дробильна головка 2 у вигляді крутого конуса, закріплена на головному валі 3. Верхній кінець валу встановлений в кульову (або конічну) втулку 7, яка закріплена в хрестовині 6. Піднімаючи або опускаючи вал за допомогою гайки 8, регулюють ширину вихідної щілини, та, відповідно, розмір подрібненого матеріалу. Нижній кінець валу розміщений в стакані-ексцентрику 5, який приводиться в дію за рахунок конічної зубчастої передачі.

При обертанні стакана-ексцентрика вал з дробильною головкою здійснює колові обертання навколо осі ексцентрика, описуючи конічну поверхню з кутом при вершині 8-12%. Матеріал, що подрібнюється, надходить в простір між дробильною головкою та броньованими плитами 4, подрібнюється та виводиться через нахилений лоток.

Технічні характеристики конусних дробарок крупного, середнього та мілкового здрібнення наведені в табл. II.8.

Дробарки крупного здрібнення характеризуються розміром найбільшої ширини завантажувального (верхнього) кільцевого отвору. Дробарки середнього та мілкового здрібнення характеризуються розміром діаметра основи внутрішнього конуса.

В дробарках середнього та мілкового здрібнення чаша закріплена до корпусу за допомогою пружин, що дозволяє запобігти можливую поломку у випадку потрапляння в зону подрібнення тіл, що не подрібнюються.

Конусні дробарки в порівнянні з щокочивими мають наступні переваги: висока продуктивність, врівноважена робота, високий ступінь подрібнення (для дробарок мілкового здрібнення).

В порівнянні з щокочивими конусні дробарки мають такі недоліки: більш складна та дорога конструкція, значні габаритні розміри і більш складне обслуговування.

При визначенні основних технологічних характеристик конусної дробарки (кута захвату, числа обертів, продуктивності, споживаної потужності) керуються тим, що процес здрібнення в конусній дробарці принципово подібний з процесом здрібнення в щокочивій дробарці. Відмінність полягає в безперервності дії навантажень на подрібнюваний матеріал.

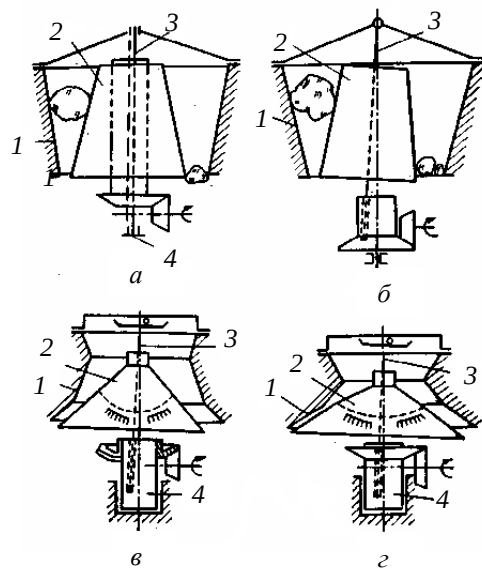


Рис. П.9. Схеми основних конусних дробарок:

а, б, – крупного здрібнення;
в – середнього здрібнення; г – мілкого здрібнення; 1 – зовнішній конус;
2 – внутрішній конус; 3 – вісь; 4 – стакан

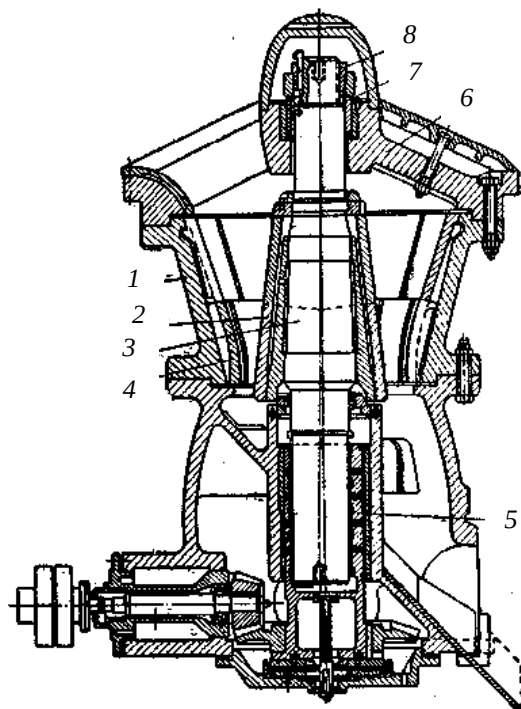
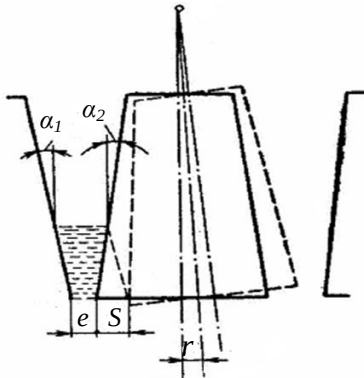


Рис. П.10. Конусна дробарка крупного здрібнення:

1 – корпус; 2 – дробильна головка;
3 – вертикальний вал; 4 – броньована плита; 5 – стакан-ексцентрик; 6 – хрестовина;
7 – конічна втулка; 8 – гайка

Розрахунок конусної дробарки

Для конусних дробарок кут захвату α дорівнює сумі кутів обох конусів (рис. П.11), тобто:



$$\alpha = \alpha_1 + \alpha_2. \quad (\text{П.46})$$

Кут захвату приймають в межах $= 21-23^\circ$.
За аналогією з щокровою дробаркою:

$$\alpha \leq 2\varphi, \quad (\text{П.47})$$

де φ – кут тертя матеріалу, який
подрібнюється, по робочих поверхнях.

Рис. П.11. До розрахунку конусної дробарки.

Число обертів ексцентрика (число коливань внутрішнього конуса), яке відповідає найбільшій продуктивності дробарки, визначається за формулою (в об./хв) [2]

$$n = \sqrt{\frac{450 \cdot g \cdot \operatorname{tg} \alpha}{S}} = 66,5 \sqrt{\frac{\operatorname{tg} \alpha}{S}} = 47 \sqrt{\frac{\operatorname{tg} \alpha_1 + \operatorname{tg} \alpha_2}{r}}, \quad (\text{П.48})$$

де S – величина ходу внутрішнього конуса, м;

$S = 2r$ (r – ексцентриситет гойдань внутрішнього конуса).

Продуктивність конусної дробарки (в $\text{м}^3/\text{год}$) орієнтовно визначається за формулою [2]

$$Q = \frac{340 \cdot \mu \cdot n \cdot D_n \cdot r \cdot d}{\operatorname{tg} \alpha_1 + \operatorname{tg} \alpha_2}, \quad (\text{П.49})$$

де μ – коефіцієнт розпушення матеріалу, $\mu = 0,3-0,5$;

D_n – діаметр нижньої частини розвантажувального конуса, м.

r – ексцентриситет головного вала, $r = 0,005 \div 0,020$ м.

d – середній діаметр часток подрібненого матеріалу, м.

Масова продуктивність (в $\text{т}/\text{год}$) конусної дробарки з урахуванням, що $\alpha = 22^\circ$:

$$G = 340 \cdot \mu \cdot n \cdot D_n \cdot r \cdot d \cdot \frac{\rho}{1000 \cdot \operatorname{tg} 22} = 0,84 \cdot \mu \cdot n \cdot D_n \cdot r \cdot d \cdot \rho, \quad (\text{П.50})$$

де ρ — густина матеріалу, $\text{кг}/\text{м}^3$.

Технічні характеристики конусних дробарок
(ГОСТ 6937-91)

Позначення:

ККД – конусні крупного здрібнення

КРД – конусні редуційного здрібнення

КСД – конусні середнього здрібнення: грубого здрібнення (Гр) та тонкого здрібнення (Т);

КМД – конусні мілко здрібнення: грубого здрібнення (ГР) та тонкого здрібнення (Т, Т1, Т2 та ін.)

	Норма для дробарок типів							
	ККД- 500/75	ККД- 900/1400	ККД- 1200/150	ККД-1200/220	ККД- 1500/180	ККД- 1500/270	ККД- 700/75	ККД- 700/100
Найменування показника	500	900	1200	1200	1500	1500	700	700
	75	140	150	220	180	270	75	100
	400	750	1000	1000	1200	1200	550	550
Діаметр основи здрібнювального конуса, мм	200	420	730		1500	2200	400	780
Діапазон регулювання ширини завантажувальної щілини, мм	110	250	320 (400)		400	500 (630)	250	400
Розмір максимального куска живлення, мм	0,215	0,357	0,368 (0,39)	Визначаються при приймально-здавальних випробуваннях	0,283 (0,297)	0,209	0,363	0,359
Продуктивність за матеріалом з часовим опором стискання 100-150 МПа та вологістю до 2%, у відкритому циклі, м ³ ·с ⁻¹								
Встановлена потужність головного привода, кВт, не більше								
Питома маса, т·м ³ ·с	4500	9000	10000 (15400)		11800	11800 (17500)	4800	11500
Габаритні розміри, мм, не більше	4600	5600	6500		6800	6800	3600	6500
- довжина	5100	7800	8900		10500	10500	7600	9100
- ширина	43	150	250 (265)		410	460 (430)	145	280
- висота								
Маса дробарки, т, не більше								

Технічні характеристики конусних дробарок
(ГОСТ 6937-91)

Продовження табл. П.8

Найменування показника	Норма для дробарок типів													
	кмд-600	кмд-900	кмд-1200			кмд-1750			кмд-2200			кмд-3000		
			Виконання за крупністю здрібнення											
			Гр	Т	Гр	Т	Гр	Т1					Т2	Гр
Діаметр основи здрібнювального конуса, мм	600	900	1200	1200	1200	1750	1750	1750	2200	2200	2200	3000	3000	3000
Діапазон регулювання ширини завантажувальної щілини, мм	4-13	5-15	5-15	3-12	9-20	5-15	10-20	5-15	8-12	15-25	7-15	8-15	8-15	8-15
Розмір максимального куска живлення, мм	40	60	801	40	100	70	110	85	80	180	100	85	85	85
Продуктивність за матеріалом з часовим опором стискування 100-150 МПа та вологістю до 2%, у відкритому циклі, м ³ ·с ⁻¹	5-15	12-40	45-60	27-50	95-130	85-110	220-260	160-220	150-210	360-620	320-440	320	320	320
Встановлена потужність головного привода, кВт, не більше	40	55	75	75	160	160	250	250	320	500	500	500	500	500
Питома маса, т·м ³ ·с	1-0,33	1,04-0,31	0,47-0,35	0,78-0,42	0,56-0,41	0,62-0,48	0,45-0,38	0,58-0,43	0,67-0,48	0,69-0,4	0,78-0,57	0,64	0,64	0,64
Габаритні розміри, мм, не більше														
—довжина	2400	2800	3600	3500	4400	4400	5500	5500	5500	7000	7000	7000	7000	7000
—ширина	1600	2500	2500	2500	3400	3400	4300	4300	4300	5500	5500	5500	5500	5500
—висота	1600	2400	3100	3100	4400	4400	5100	5900	5900	7100	7100	7100	7100	7100
Маса дробарки, т, не більше	5,0	12,5	21,0	21,0	53,0	53,0	98,0	98,0	98,0	250	250	250	250	250

Продовження табл. П.8.

Технічні характеристики конусних дробарок
(ГОСТ 6937-91)

Найменування показника	Норма для дробарок типів										
	кд-600	кд-900	кд-1200		кд-1750		кд-2200		кд-3000		
			Виконання за крупністю здрібнення								
			Гр	Т	Гр	Т	Гр	Т			
										Гр	Т
Діаметр основи здрібнювального конуса, мм	600	900	1200	1200	1750	1750	2200	2200	3000		
Діапазон регулювання ширини завантажувальної щілини, мм	12-35	15-40	20-50	10-25	25-60	15-30	30-60	15-30	25-50		
Розмір максимального куска живлення, мм	90	105	150	100	200	160	300	250	380		
Продуктивність за матеріалом з часовим опором стискання 100-150 МПа та вологістю до 2%, у відкритому циклі, м ³ ·4 ⁻¹	12-40	30-70	77-115	42-95	170-320	100-190	360-610	180-360	425-850		
Встановлена потужність головного привода, кВт, не більше	40	55	75	75	160	160	250	250	500		
Питома маса, т·м ³ ·4	0,416-0,125	0,417-0,179	0,273-0,183	0,500-0,220	0,310-0,166	0,530-0,280	0,270-0,160	0,540-0,270	0,910-0,294		
Габаритні розміри, мм, не більше											
— довжина	2400	2800	3600	3500	4400	4400	5500	5500	7000		
— ширина	1600	2500	2500	2500	3400	3400	4300	4300	5500		
— висота	1600	2400	3100	3100	4400	4400	5100	5100	6500		
Маса дробарки, т, не більше	5,0	12,5	21,0	21,0	53,0	53,0	98,0	98,0	250,0		

Потужність (в κBm) конусної дробарки визначається приблизно за формулою [3]

$$N = \frac{\sigma^2 \cdot n \cdot D_i (d_i^2 + d_k^2)}{7,46 \cdot 10^4 \cdot E}. \quad (\text{II.51})$$

Позначення такі ж, як і в формулі (II.43).

Для попередніх розрахунків потужності (в κBm) конусних дробарок використовують емпіричні залежності [1]:

– при крупному здрібненні:

$$N = 85 D_n^2; \quad (\text{II.52})$$

– при середньому та мілкому здрібненні:

$$N = 50 D_n^2. \quad (\text{II.53})$$

Зубовалкові дробарки

Зубовалкові дробарки використовуються для крупного та середнього здрібнення крихких неміцних матеріалів (кокс, вугілля, сіль та ін.).

В залежності від кількості валків дробарки поділяються на одновалкові та двовалкові. М'які породи з домішками в'язких матеріалів більш доцільно здрібнювати одновалковими зубчастими дробарками. Одновалкова дробарка не тільки подрібнює матеріал, але й примусово витісняє його з зони подрібнення, що є значною перевагою в порівнянні з шоковими та конусними дробарками.

Для підвищення ступеня подрібнення виготовляють зубовалкові дробарки з декількома парами зубчастих валків, які розміщуються одна над одною.

На рис. II.12 наведена двовалкова зубчаста дробарка.

Робочими елементами дробарки є зубчасті вали 1, 2, які обертаються на зустріч один одному з однаковою швидкістю. Зусилля за допомогою зубчастої передачі 3 передається на ведучий зубчастий валок 1, при цьому обертається ведений зубчастий валок 2 за рахунок пари зубчастих коліс 4.

Матеріал, який подрібнюється, потрапляє між зубцями валків, розколюється та висипається через щілину між валками.

Ведений валок встановлений на рухомі підшипники з амортизаційними пружинами 5, для того щоб захистити дробарку від поломок при потраплянні тіл, які не подрібнюються.

Ступінь подрібнення на валкових дробарках для крихких і середньої міцності матеріалів досягає $i=10 \div 15$, а розмір часток продукту подрібнення знаходиться в межах $5 \div 10$ мм. Для твердих матеріалів ступінь подрібнення значно менше $i=3 \div 4$.

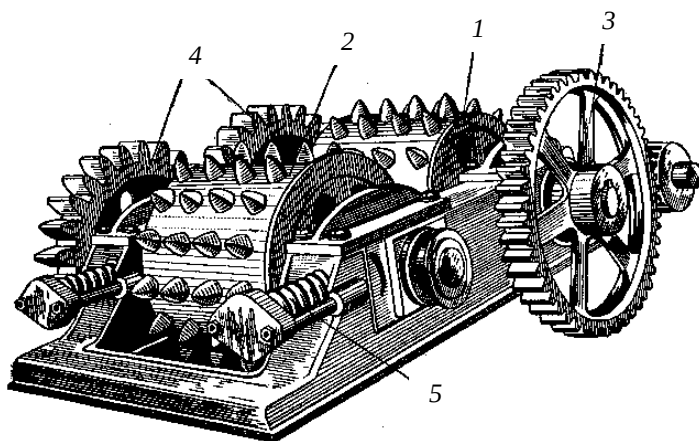


Рис. П.12. Двовалкова зубчаста дробарка:
1,2 – зубчасті валки; 3 – зубчаста передача;
4 – зубчасті колеса; 5 – пружина

Розглянута зубовалкова дробарка має значний недолік, який пов'язаний з односторонньою амортизацією, при якій виникає неврівноваженість конструкції, а зосередження коливальної маси тільки з одного боку потребує надійного фундаменту. Цей недолік усувається в зубовалкових дробарках, в яких обидва валки встановлені на амортизаційні рухомі підшипники. Однак двостороння амортизація ускладнює конструкцію та збільшує габаритні розміри і вартість дробарки.

Технічні характеристики зубовалкових дробарок наведені в табл. П.9.

Основні переваги зубчастих дробарок: простота та компактність конструкції, надійність в роботі.

Основні недоліки: незначна придатність для здрібнення матеріалів високої міцності, що пов'язано з частою необхідністю відновлення зубців при подрібненні твердих або абразивних матеріалів.

Розрахунок зубовалкової дробарки

Кутом захвату α зубовалкової дробарки називають кут, який утворюється двома дотичними в точках зіткнення частки подрібнювального матеріалу з валками (рис. П.13). Як і в раніше розглянутих дробарках кут захвату повинен бути менше двох кутів тертя:

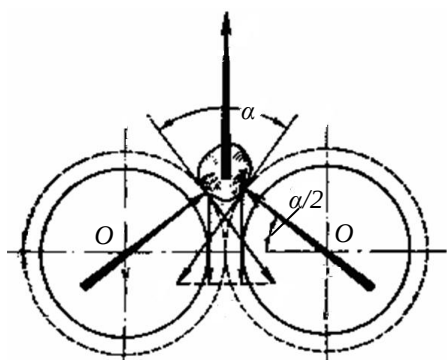


Рис. П.13. До розрахунку зубовалкової дробарки.

$$\alpha \leq 2\varphi. \quad (\text{П.54})$$

Під визначенням розмірів дробарки розуміють визначення діаметрів і ширини валків.

Діаметр зубчастих валків, згідно з рис.8.8, знаходять за формулою [1]

$$D_{\theta} = \frac{d_n \cdot \cos \alpha / 2}{1 - \cos \alpha / 2} \quad (\text{П.55})$$

де d_n – діаметр часток вихідного матеріалу, м.

Діаметр зубчастого валка залежить від висоти зубців, яку вибирають в залежності від міцності матеріалу, що подрібнюється. Для здрібнення твердих матеріалів зубці повинні бути короткими з тупим кутом та зі зрізаною вершиною, для більш м'яких порід зубці виготовляють довгими з гострим кутом при вершині.

Граничне число обертів валків n (в об./хв.) знаходять з умови недопустимості відставання матеріалу від поверхні валків [3]:

$$n = 616 \sqrt{\frac{f}{\rho \cdot d_n \cdot D\delta}} \quad (\text{II.56})$$

де f – коефіцієнт тертя матеріалу по валку, $f \approx 0,2$;

ρ – густина матеріалу, $\text{м}^3/\text{кг}$.

Таблиця II.9

Технічні характеристики зубовалкових дробарок [5]

Показники	Двовалкові			Одновалкові		
	ДДЗ-1М	ДДЗ-2М	СМ-423	СМ-5	ДОЗ-М	СМ-369
Діаметр валків, мм	450	600	630	820	900	1000
Довжина валків, мм	500	750	500	660	900	600
Швидкість обертання, об./хв	64	50	70	60/20	36	30/20
Установча потужність електродвигуна, кВт	11	20	9	12	20	28 и 14
Максимальна крупність вихідного матеріалу, мм	200	300-600	-	-	400-800	-
Максимальна крупність продукту, мм	25-100	50-125	0-50	-	100	-
Матеріали, для яких призначена дробарка	Породи середньої міцності ($\sigma < 500 \text{ кгс/см}^2$)		Породи м'які ($\sigma < 100 \text{ кгс/см}^2$)		Породи середньої міцності ($\sigma < 500 \text{ кгс/см}^2$)	
Продуктивність, т/год	20-55	60-125	40	30-32	60-8	20

Багаторічною практикою експлуатації зубовалкових дробарок встановлено, що вони найбільш ефективно працюють при колових швидкостях (м/с) [1]:

$$\omega = \frac{\pi \cdot D\delta \cdot n}{60} = 1,5 \div 2. \quad (\text{II.57})$$

Теоретична продуктивність (в т/год) зубовалкової дробарки визначається за формулою [2,4]

$$G = 0,06 \cdot \pi \cdot D\delta \cdot n \cdot B \cdot d_k \cdot \mu \cdot \rho \quad (\text{II.58})$$

де B – довжина валків, м ;

μ – коефіцієнт розпушення подрібненого матеріалу, (для матеріалів середньої міцності $\mu=0,2\div0,3$);

ρ – густина матеріалу, $кг/м^3$.

Споживана потужність зубовалкової дробарки не піддається теоретичному розрахунку, але її можна визначити за емпіричною формулою [1, 4] ($кВт$):

$$N = K \cdot B \cdot D_g \cdot n, \quad (II.59)$$

де K – коефіцієнт, який визначається дослідним шляхом.

Коефіцієнт K враховує фізико-механічні властивості матеріалу, що подрібнюється та ступінь його подрібнення.

Потужність валкових дробарок (в $кВт$) для середніх умов ($\sigma=1250 кг\cdot c/cm^2$, $E=2\cdot10^5 кг\cdot c/cm^2$), приблизно визначається за формулою [3]

$$N = \frac{B \cdot D \cdot n}{35300} \cdot \left(\frac{d_n}{2} + \frac{D^2}{24000} \right). \quad (II.60)$$

В формулу (II.60) геометричні розміри підставляють в $см$.

8.2. Подрібнювачі роздавлюючої дії

Основним способом подрібнення в машинах цього типу є роздавлювання матеріалу між двома робочими поверхнями. При цьому одна з поверхонь або обидві повинні бути рухомими. Головною відмінністю машин роздавлюючої дії в порівнянні одна з одною є положення робочих елементів та принцип створення роздавлюючих зусиль: в одних ці зусилля створюються пружинами, у інших – відцентровими силами.

До числа подрібнювачів роздавлюючої дії відноситься гладковалкові дробарки та ролико-кільцеві млини.

Гладковалкові дробарки

Гладковалкові дробарки призначені для мілкового здрібнення м'яких і середньої міцності матеріалів (крейда, шамот, вапно).

Вихідний матеріал надходить в валкову дробарку (рис. II.14), затягується парою гладких циліндричних валків 1, 2, які обертаються назустріч один одному, в проміжок між ними та подрібнюється шляхом роздавлювання. Валки розміщені на підшипниках в корпусі 3, причому валок 1 обертається у встановленому нерухомому підшипнику, а валок 2 в рухомому підшипнику з амортизаційними пружинами 4, які забезпечують захист дробарки від поламаць при потраплянні сторонніх предметів.

Валки звичайно виготовляють з чавуну та футерують зовнішню поверхню бандажами з вуглецевої або марганцевистої сталі. Колова швидкість валків складає 2-4,5 $м/с$.

Для того щоб, частки матеріалу втягувались за рахунок тертя між валками, розмір часток повинен бути приблизно в 20 разів менший за діаметр валків.

В промисловості використовують валкові дробарки, які відрізняються числом валків (одно-, дво- та чотиривалкові) та швидкістю обертання.

Для підвищення стираючої дії у валкових дробарках при подрібненні в'язких матеріалів (наприклад, глинистих) використовують диференційні валки, тобто валки, які обертаються з різною швидкістю.

Виготовляють дробарки з гладкими та рифленими валками.

Технічні характеристики валкових дробарок наведені в табл. П.10.

Основні переваги валкових дробарок: компактність та надійність в роботі; продукт подрібнення має в своєму складі мало дріб'язку; ефективні при подрібненні м'яких матеріалів, які схильні до налипання (під час роботи матеріал зрізується очисними скребками).

Основні недоліки: не призначені для подрібнення матеріалів підвищеної міцності; низька продуктивність.

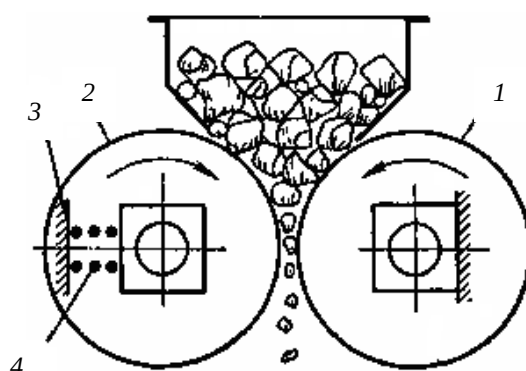


Рис. П.14. Гладковалкова дробарка:
1 — валок з нерухомими підшипниками; 2 — валок з рухомими підшипниками; 3 — корпус дробарки; 4 — пружина

Таблиця П.10

Технічні характеристики гладковалкових дробарок [5]

Показники	Тихохідні		Швидкохідні		
	СМ-12Б	Г80×50	ДВГ-3М	СМ-23	Г100×55
Діаметр валків, мм	600	800	600	800	1000
Довжина валків, мм	400	500	400	500	550
Максимальна швидкість обертання валків, об./хв	75	50	180	180;160*	100
Максимальна колова швидкість валків, об./хв	2,4	2,1	5,7	7,5	5,2
Установча потужність електродвигуна, кВт	20	28	2×7	14,5	46
Максимальна крупність вихідного матеріалу, мм	75	40	32	30	50
Ширина щілини між валками, мм	10-30	4-16	2-8	1-2	4-18
Матеріали, для яких призначена дробарка	Міцні породи ($\sigma \leq 2500$ кгс/см ²)		Породи м'якої та середньої міцності ($\sigma < 500$ кгс/см ²)		
Можлива тонина здрібнення	Мілке та середнє		Тонке та мілке	Тонке	Середнє
Продуктивність, т/год	8-25	4-15	10-40	10-25	10-46

Розрахунок гладковалкової дробарки

Частоту обертання валків і продуктивність гладковалкової дробарки визначають за формулами (II.56) та (II.58).

В дробарці енергія витрачається на подрібнення матеріалу (N_1) на тертя валків в підшипниках (N_2) і на тертя матеріалу по поверхні валків (N_3).

Згідно з [4]:

$$N_1 = \frac{n \cdot \sigma_p^2 \cdot B \cdot D\vartheta \cdot (d_n^2 - e^2)}{72 \cdot 10^3 \cdot E \cdot d_n}; \quad (II.61)$$
$$N_2 = \frac{B \cdot D\vartheta^3 \cdot n}{4,6} \quad \text{та} \quad N_3 = fN_1.$$

Таким чином, споживана потужність (в κBm) гладковалкової дробарки:

$$N = N_1 + N_2 + N_3 = \frac{(1 + f) [\sigma_p^2 \cdot n \cdot B \cdot D\vartheta (d_n^2 - e^2)]}{73 \cdot 10^3 \cdot E \cdot d_n} + \frac{B \cdot D\vartheta}{4,6}, \quad (II.62)$$

де e – зазор між валками, m .

Споживана потужність гладковалкової дробарки, яка розрахована за формулою (II.62) завищена або максимально можлива.

Ролико-кільцеві млини

Ролико-кільцеві млини призначені для подрібнення м'яких матеріалів і матеріалів середньої міцності, які схильні до налипання на робочих поверхнях.

В залежності від розміщення робочих елементів розрізняють вертикальні (рис. II.15) та горизонтальні (рис. II.16) ролико-кільцеві млини.

Робочими елементами ролико-кільцевого вертикального млина є ролики 2, 8 та розмельне кільце 1, яке висить на роликах. Ролик 8, який є ведучим, з'єднаний з приводом. Ролики 2 встановлені на осях і пружинами 6 через важіль 4 притискаються до кільця 1. Зусилля пружин, які діють на ролики, регулюють за допомогою гвинтів 3. Кільце та ролики розміщуються в корпусі 5, який закритий кришкою 7.

Матеріал через живильну воронку 11 потрапляє між кільцем, який обертається, та роликами, де відбувається подрібнення. Частина подрібненого матеріалу скидається з кільця та потрапляє в нижню частину корпуса, інша частина матеріалу за рахунок обертання кільця піднімається до другого ролика, а потім до ведучого ролика.

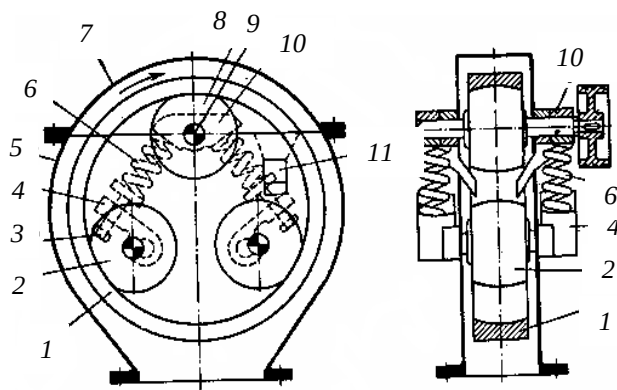


Рис. П.15. Ролико-кільцевий вертикальний млин:
1 – розмельне кільце; 2 – ролики;
3 – гвинт; 4 – важіль, 5 – корпус;
6 – натискна пружина; 7 – кришка;
8 – ведучий ролик; 9 – вісь ролика;
10 – коромисло; 11 – живильна воронка

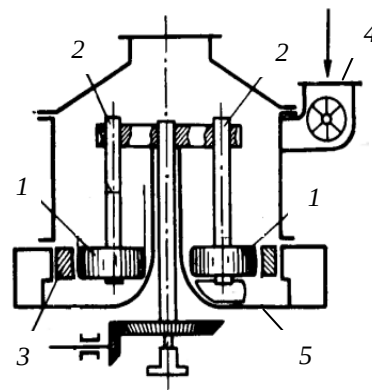


Рис. П.16. Ролико-кільцевий горизонтальний млин:
1 – ролики; 2 – вали роликів;
3 – розмельне кільце;
4 – завантажувальний патрубок;
5 – корпус

Подрібнений матеріал, який знаходиться між роликами та кільцем поступово витісняється вихідним матеріалом, який безперервно направляється в млин.

Подрібнений матеріал, який потрапив в нижню частину корпуса, має в своєму складі, крім цільового продукту, більш крупну фракцію. Тому ролико-кільцеві млини встановлюють в замкненому циклі з сепаратором, в якому відбувається розділення подрібненого матеріалу на крупну фракцію, яку повертається в млин, та мілку.

Існують ролико-кільцеві вертикальні млини, в яких ведучим є розмельне кільце, а ролики змонтовані на відкидній кришці. Це дозволяє проводити більш ретельний огляд дробарки та полегшує зміну зношених елементів.

На відміну від ролико-кільцевого вертикального млина у горизонтальному (рис. П.16) розмельне кільце 3 та ролики 1 розміщені горизонтально, а притиснення їх до кільця відбувається за рахунок відцентрових сил, які виникають при обертанні роликів відносно вертикального валу. Технічні характеристики ролико-кільцевих вертикальних млинів наведені в табл. П.11.

Можливість подрібнення матеріалів схильних до налипання є основною перевагою ролико-кільцевих млинів.

Основні недоліки: не призначені для подрібнення матеріалів високої міцності, низька продуктивність та складність конструкції.

Таблиця II.11

Технічні характеристики ролико-кільцевих вертикальних млинів [1]

Розміри, мм				Частота обертання, об/хв.	Колова швид- кість, м/с	Потужність, кВт	Продуктивніс ть, кг/год
розмельного кільця		роликів					
діаметр	ширина	діаметр	ширина				
250	60	100	60	160	2,1	1,5-3	25-185
350	85	145	85	145	2,65	2,5-5	50-375
450	110	185	110	125	2,95	4-8	100-750
650	160	265	160	100	3,4	7-13	200-1 500
800	200	345	200	90	3,8	23-25	400-3 000
1000	250	425	250	76	4,0	20-40	800-6 000
1250	310	515	310	66	4,35	35-65	1400-10 000
1500	375	620	375	58	4,55	45-90	2000-15 000
2150	535	890	535	50	5,65	80-160	3200-24 000
3000	750	1240	750	40	6,3	150-3000	6400-48 000

Розрахунок ролико-кільцевих млинів

Кут захвату матеріалу повинен α бути меншим двох кутів тертя φ [1]:

$$\alpha \leq 2\varphi. \quad (\text{II.63})$$

З другого боку, згідно з [1], кут захвату залежить від розмірів кільця, ролика та розмірів часток вихідного матеріалу:

$$\operatorname{tg}^2 \alpha/2 = \frac{r(R_1 - R_2 - r)}{R_1 \cdot R_2}, \quad (\text{II.64})$$

де R_1 – радіус кільця, м;

R_2 – радіус ролика, м

$r = d/2$, d – розмір частинки матеріалу, м.

Кут захвату визначається за коефіцієнтом f або кутом тертя. Співвідношення між R_1 та R_2 приймають конструктивно. Найчастіше користуються співвідношенням: $R_2 = (0,4 \div 0,6)R_1$.

Формули (II.63) та (II.64) дозволяють визначити граничний розмір часток вихідного матеріалу або розміри кільця та ролика при відомому коефіцієнті тертя.

За рекомендаціями [1] колова швидкість розмельного кільця визначається за формулою

$$\omega \geq \sqrt{\frac{1}{f} (gR_1 (\sin \alpha - f \cos \alpha))}. \quad (\text{II.65})$$

Для максимально можливого випадку, тобто при $\alpha = 90^\circ$, швидкість обертання складає:

$$\omega \geq \sqrt{\frac{gR_1}{f}}. \quad (\text{II.66})$$

За формулою (II.66) знаходять нижню межу швидкості кільця подрібнювача.

Продуктивність ролико-кільцевої дробарки визначають за формулою (в кг/год) [1]

$$G = 60 \cdot \pi \cdot \mu \cdot D_1 \cdot n \cdot B \cdot d_k \cdot \rho, \quad (\text{II.67})$$

де D_1 – внутрішній діаметр кільця, м;

n – кількість роликів;

B – ширина кільця, м.

Потужність в першому наближенні можна визначити за формулою (II.34), ввівши коефіцієнт корисної дії η . При цьому слід врахувати, що коефіцієнт корисної дії η залежить від ступеня подрібнення, умов експлуатації дробарки, рівномірності живлення та відводу з зони подрібнення готового продукту. Встановлено, що при ступені подрібнення $i=40$, коефіцієнт корисної дії складає від 0,05 до 0,06.

8.3. Подрібнювачі стираюче-роздавлюючої дії

Відмінною особливістю машин даної групи є подрібнення матеріалів в результаті одночасної дії прямого роздавлювання та стирання. Роздавлювання досягається зближенням робочих поверхонь, а стирання – за рахунок різниці лінійних швидкостей цих поверхонь. Найбільше розповсюдження серед цих машин отримали бігуни, жорнова, катково – тарілчасті, куле–кільцеві млини.

До машин даної групи також відносяться гладко - валкові дробарки, в яких робочі вали обертаються з різною швидкістю.

Бігуни

Бігуни (рис. II.17) складаються з катків 1, що закріплені на піввісях 2, водила 3, центрального валу 4, що опирається на підшипниках 7, та чаші 5. Водило 3, обертаючись тягне за собою катки 1, змушуючи їх бігати (звідси назва «бігуни») по дну чаші. Вихідний матеріал подається в чашу, де подрібнюється катками до необхідного розміру. В процесі подрібнення, відцентрові сили зміщують матеріал до зовнішньої стінки чаші, звідки за рахунок скребків матеріал знову повертається під катки.

В бігунах матеріал подрібнюється роздавлюванням та стиранням. Роздавлювання відбувається при потраплянні часток матеріалу під катки, а стирання за рахунок постійного повертання катків відносно їх вертикальних осей.

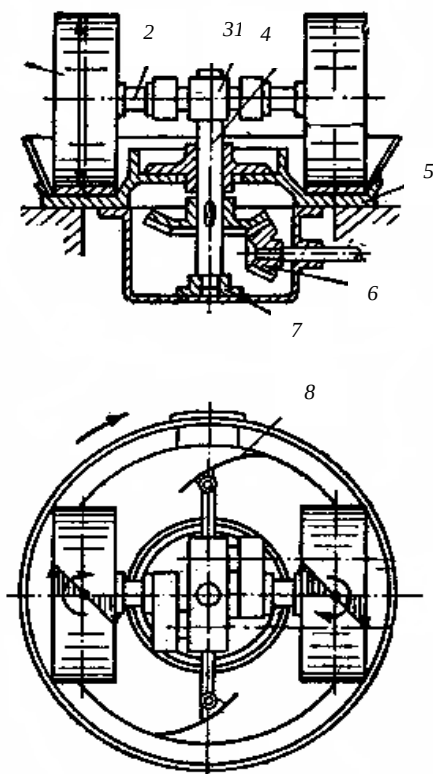


Рис. П.17. Бігуни:

- 1 – катки; 2 – піввісі катків;
- 3 – водило; 4 – центральний вал;
- 5 – чаша; 6 – конічна пара;
- 7 – підп’ятник;
- 8 – скребки

В наш час бігуни використовують рідко, лише для подрібнення в’язких матеріалів в поєднанні з перемішуванням. Існують різні конструкції бігунів для сухого та для мокрого подрібнення (табл. П.12).

Розрахунок бігунів

Як і в раніше розглянутих машинах, в бігунах необхідно, щоб кут захвату α був менше двох кутів тертя φ :

$$\alpha < 2\varphi \text{ або } \operatorname{tg} \frac{\alpha}{2} < f. \quad (\text{П.68})$$

Враховуючи умову формули (П.68), отримаємо:

$$D/d = \frac{1}{\operatorname{tg}^2 \frac{\alpha}{2}} = \frac{1}{f^2}, \quad (\text{П.69})$$

де D – діаметр катка, м;
 d – діаметр частинки матеріалу, м.

За формулою (П.69), знаючи розмір вихідного матеріалу, можна визначити мінімальний діаметр катків, або навпаки.

Якщо бігуни мають z катків, то продуктивність бігунів (в кг/год) визначають за формулою [1]

$$G = 188,4 \cdot \mu \cdot D_0 \cdot B \cdot d_k \cdot n \cdot z \cdot \rho_i, \quad (\text{П.70})$$

де μ – коефіцієнт розпушування, Па·с;

D_0 – відстань між осями катків, м;

B – ширина катків, м;

d_k – розмір часток подрібненого матеріалу, м;

ρ_n – насипна густина матеріалу, кг/м³;

n – частота обертання, об./хв.

Таблиця П.12

Технічні характеристики бігунів [1]

Номер або тип бігуна	Технологічне призначення бігуна	Розміри катків, мм		Матеріал катків	Маса катків, зовн./внутр., кг	Частота обертання вертикального валу, об./хв	Установча потужність, кВт	Продуктивність, м ³ /ч	Відстань від центральної осі до середньої катка, мм	Габаритні розміри бігунів, мм			Загальна маса, кг
		діаметр	ширина							довжина	ширина	висота	
1	Мокре подрібнення золотих та платинових руд	900	200	Чавун	-	16	5,0	0,03-0,06	-	3500	2500	2600	3000
2	Теж саме	1300	250	Чавун	-	14	7,5	0,12-0,25	-	4400	3000	3500	11600
3	« »	1800	300	Чавун	-	12	16,0	0,4-0,8	-	5600	3800	4100	24800
1	Суше подрібнення з чашою, яка обертається	600	200	Чавун	-	26	4,5	0,4	-	2000	1000	1600	12500
2	Теж саме	1000	250	Чавун	-	24	10,0	0,75	-	3400	2400	3200	18000
3	« »	1600	450	Чавун	-	22	30,0	1,5	-	4900	3250	4300	29700
4	« »	1800	450	Чавун	-	20	40	2,0	-	4950	3250	4600	35200
СМ-268	Мокре подрібнення	1800	550	Чавун	57-15/7100	19,3	60	14-18	1015/785	-	-	-	-
СМ-21А-СХ	Суше подрібнення	1200	350	Чавун	2000	27,0	15	2,4	500/500	-	-	-	-
СМ-21А-СМ	Перемішування	1200	350	Чавун	2000	27-31	19	-	725/500	-	-	-	-
СМ-139	Суше подрібнення	1400	400	Граніт	2120	16	16	3-6	-	-	-	-	-
СМ-21Б	Мокре подрібнення	1200	350	Граніт	2000/6900	30	19	До 10	875/500	-	-	-	-

Розрахункову потужність двигуна бігунів (в кВт) визначають за формулою [1]

$$N = (N_c + N_k) / \eta_i = \left(\frac{G \cdot f_c \cdot B \cdot n \cdot z}{19,1 \cdot 10^3} + \frac{G \cdot f_k \cdot \pi \cdot D_0 \cdot n \cdot z}{60 \cdot 10^3 R} \right) / \eta_i \quad (\text{II.71})$$

де N_c – потужність, яка витрачається на тертя ковзання;

N_k – потужність, яка витрачається на тертя кочення;

η_m – ККД привідного механізму;

G – сила тяжіння катків;

$G = mg$ (m – маса катків);

f_c – коефіцієнт тертя ковзання;

f_k – коефіцієнт тертя кочення;

R – радіус катка, м.

Жорнова

Основними робочими елементами жорнового подрібнювача (рис. II.18) є два кам'яних круги 3 та 4, які називаються жорнами. Один з жорен обертається, а другий залишається нерухомим. Верхнє жорно своєю масою, а також за допомогою пружин 8 притискається до нижнього рухомого. Матеріал, який подрібнюється, через живильний патрубок 6 потрапляє в середину верхнього жорна, а потім за рахунок насічок на робочих поверхнях затягується між жорнами та подрібнюється. Подрібнений матеріал потрапляє в кожух 7 та видаляється з подрібнювача через розвантажувальний штуцер 2. Розмір часток вихідного матеріалу регулюється маховиком 1, який дозволяє переміщувати один із жорен в основному напрямку.

Жорнові подрібнювачі мали широке використання в борошномельному виробництві. На даний час вони витіснені більш продуктивними подрібнювачами – валковими.

Технічні характеристики жорновів наведені в табл. II.13.

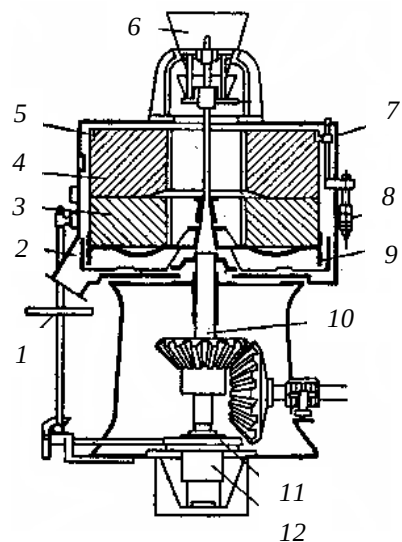


Рис. II.18. Жорнова:

- 1 – маховик;
- 2 – розвантажувальний штуцер;
- 3 – нижнє жорно; 4 – верхнє жорно; 5 – бандаж;
- 6 – живильний патрубок;
- 7 – кожух; 8 – притисні пружини; 9 – опорно-привідне колесо; 10 – центральний вал з приводом; 11 – черв'ячна пара; 12 – підп'ятник

Основною перевагою жорнових подрібнювачів є інертність матеріалу робочих елементів – жорен, до матеріалу, який подрібнюється, тому їх використовують для розтирання пігментів.

Таблиця П.13

Технічні характеристики жорен
(ООО «Новые технологии - инжиниринг», Російська Федерація)

Діаметр жорен	Тип жорен	Продуктивність, кг/год	Частота, об/хв	Маса, кг	Потужність привода
160	II	15	180	40	1,0
300	I/II	10-15/15-20	180	100	0,75/0,75
400	I/II	15-20/25-30	180	120	1,5/1,5
500	I/II	30-35/50-70	180	320	3,0/4,0
700	I/II	40-50/70-100	160	700	5,5/7,5
1000	I/II	70-80/100-140	140	100	7,5/11
1200	II	140-250	120	200	11
1600	II	400-600	200	250	15

Катково-тарілчасті млини

На рис. П.19 наведений катково-тарілчастий млин. Робочими елементами подрібнювача є чаша 1, в якій закріплене кільце 2 та катки 3, що обертаються на осях 4. Катки притискаються до розмельного кільця за допомогою пружин 7. Вихідний матеріал подається в чашу 1, що обертається, відкидається відцентровою силою до розмельного кільця 2, потрапляє під катки 3, подрібнюється та викидається з чаші.

В цей же час потік газу, який йде знизу, потрапляє в кільцеву щілину між тарілкою та корпусом млина, підхоплює подрібнений матеріал та виносить його в сепаратор. Крупні частки, які відділяються в сепараторі повертаються в чашу, а цільовий продукт з газовим потоком направляється на подальше оброблення.

Катково-тарілчасті млини за способом подрібнення подібні до бігунів. Суттєва відмінність полягає в тому, що катки в катково-тарілчастих млинах значно меншого розміру, та до сили тяжіння катків додається зусилля, яке

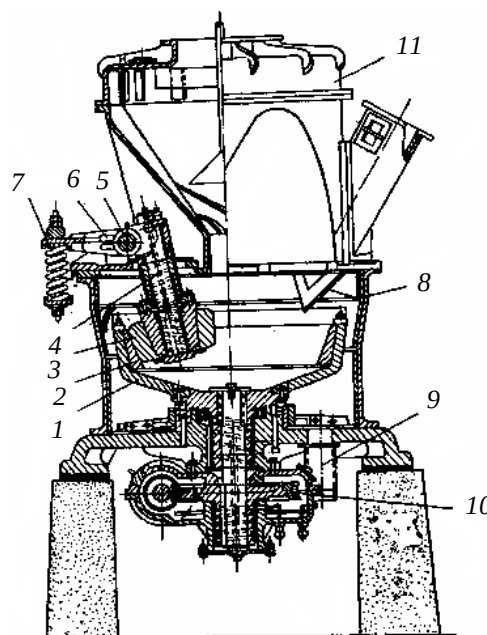


Рис. П.19. Катково-тарілчастий млин:
1 – чаша; 2 – розмельне кільце;
3 – каток; 4 – вісь катка; 5 – вісь натискного важеля; 6 – натискний важіль;
7 – натискна пружина; 8 – корпус млина;
9 – опірна плита; 10 – привід;
11 – сепаратор

створюється за допомогою пружин. Завдяки цим відмінностям катково-тарілчасті млини більш компактні в порівнянні з бігунами.

Катково-тарілчастий млин використовують для сухого та тонкого подрібнення матеріалів, які не злипаються.

Розрахунок катково-тарілчастого млина

Продуктивність катково-тарілчастих млинів залежить від ширини b та числа катків z , частоти обертання чаші n , умов живлення млина та своєчасного відведення готового продукту.

Якщо в подрібнювачі z катків, а насипна густина матеріалу ρ_m , то масову продуктивність подрібнювача (в $кг/год$) можна визначити за формулою [1]

$$G = 188,4 \cdot \mu_1 \cdot D_0 \cdot b \cdot d_k \cdot n \cdot \rho_i \cdot Z, \quad (II.72)$$

де D_0 – середній діаметр обертання катка по чаші, $м$

Витрату енергії катково-тарілчастих млинів при подрібненні крихких матеріалів визначають за формулами (II.33) та (II.34), приймаючи загальний ККД машини в межах від 0,03 до 0,06, або розраховують як суму енергій, які витрачаються на подолання тертя ковзання (N_c) та кочення (N_k) катків по матеріалу з врахуванням тертя в рухомих елементах машини (в $кВт$) [1]:

$$N = \frac{1}{\eta_i} (N_c + N_k) = \frac{1}{\eta_i} \left[\frac{(G + N) f_c \Delta \omega}{2040} + \frac{(G + N) \cdot f_k \cdot \pi \cdot D_0 \cdot n}{61200 \cdot R_c} \right], \quad (II.73)$$

де η_m – коефіцієнт тертя в механічних передачах, $\eta_m = 0,75-0,85$;

G – сила тяжіння катка;

N – вертикальна складова зусилля пружин;

f_c – коефіцієнт тертя ковзання;

f_k – коефіцієнт тертя кочення;

R_c – середній радіус катка, $м$.

Куле-кільцеві млини

Принцип дії куле-кільцевих млинів полягає в тому, що матеріал подрібнюється між кільцем та низкою металічних шарів. В одних конструкціях шари притискаються до кільця пружинами, в інших – відцентровими силами.

На рис. II.20 схематично зображений куле-кільцевий млин з горизонтальним розташуванням розмельного кільця, в якому притискання шарів до кільця відбувається під дією відцентрових сил.

Матеріал що подрібнюється, надходить на водило 3, відкидається відцентровою силою до розмельного кільця 8, потрапляє під шари 7 та подрібнюється. Вихідний потік повітря підхоплює подрібнений матеріал, та направляється в сепаратор 4, в якому відбувається розділення на крупну та мілку фракції. Мілка фракція відводиться в якості готового продукту, а крупна повертається на повторне подрібнення. Точність подрібнення можна

регулювати швидкістю повітря, оскільки розмір унесених часток залежить від їх швидкості витання.

Існують варіанти дво-, чотири- та шестирядних шаро-кільцевих млинів як для сухого, так і для мокрого подрібнення матеріалу.

Куле-кільцеві млини використовують для подрібнення м'яких та крихких матеріалів (вапно, гіпс, крейда, вугілля і т. ін.).

8.4. Подрібнювачі ударної дії

В подрібнювачах даного класу руйнування матеріалу відбувається за рахунок ударних навантажень. Дані навантаження виникають при дії подрібнюючих тіл на матеріал, зіткненні леткого матеріалу з нерухомою поверхнею, зіткненні матеріалу та подрібнюючих тіл на льоту, зіткненні на льоту подрібнюючих часток один з одним.

Схеми ударного подрібнення наведені на рис. П.21.

До подрібнювачів ударної дії відносяться молоткові подрібнювачі, ударно-відцентрові, роторні дробарки, відцентрово-кулеві, барабанні, струминні млини, дезінтегратори та дисмембратори.

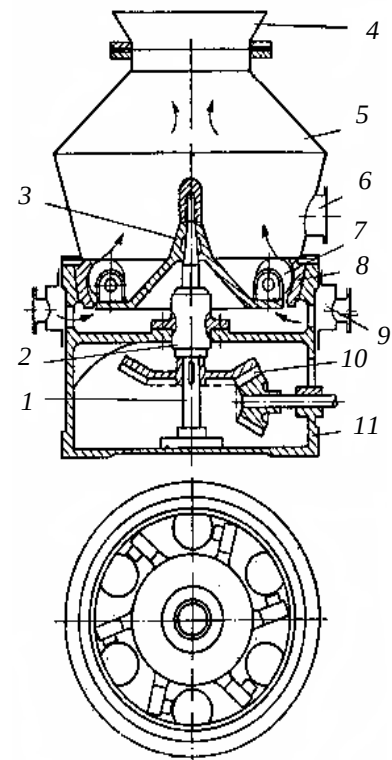


Рис. П.20. Куле-кільцевий млин:

- 1 – центральний вал;
- 2 – підшипник; 3 – водило;
- 4 – сепаратор; 5 – кожух;
- 6 – штуцер живлення; 7 – шари;
- 8 – розмельне кільце; 9 – короб повітря;
- 10 – зубчата пара;
- 11 – корпус

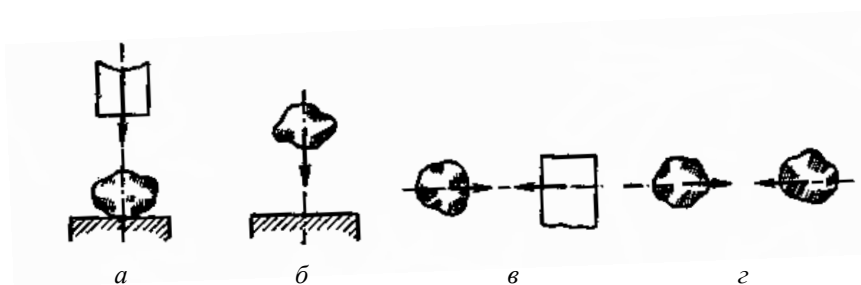


Рис. П.21. Схеми ударного подрібнення:

- а – удар робочого тіла по матеріалу (стиснений удар);
- б – удар вільно леткого матеріалу по нерухомій поверхні (вільний удар);
- в – зіткнення робочого тіла та матеріалу на льоту;
- г – зіткнення часток матеріалу на льоту

Молоткові подрібнювачі

До числа молоткових подрібнювачів відносяться молоткові дробарки, бильні та шахтні млини.

Основними робочими елементами молоткових подрібнювачів є ротор з молотками та статор – корпус.

Молоткова дробарка (рис. П.22) складається з корпусу 1, який футерований стальними відбійними плитами 4, на валу 2 вставлені диски 3, між якими шарнірно підвішені молотки 5. Матеріал подрібнюється під дією ударних навантажень молотків. Частинки матеріалу, які досягли певного розміру проходять через колошникову решітку 6 та виводяться з дробарки.

Молотки, плити та решітка виготовляються з зносостійкої сталі (вуглецевої з твердосплавними напайками або марганцевистої).

Молоткові дробарки використовуються для подрібнення різних крихких матеріалів низької та середньої міцності (шамот, шлак, вапняк, сланці та т. інше.). Ступінь подрібнення в молоткових дробарках досягає 10-15 при кінцевому розмірі часток 3-5мм.

Технічні характеристики молоткових дробарок наведені в табл. П.14.

В бильному млині (рис. П.23) матеріал через штуцер 5 живильником *Б* подається в подрібнювач. Повітряний потік, який створюється вентилятором *В*, виносить подрібнений матеріал через штуцер 4 в сепаратор *Г*, де відбувається його розділення на крупну та мілку фракцію. Крупна фракція повертається знову на подрібнення, а цільовий продукт направляється на подальшу обробку.

Бильні млини використовують для подрібнення вугілля, крейди, вохри та інших матеріалів з одержанням часток до 100 мкм.

Шахтні млини призначені для роботи в циклі з сепараторами-сушарками шахтного типу.

Матеріал через штуцер живлення 4 (рис. П.24) потрапляє на ротор 1, де руйнується.

Через штуцер в торцевій стінці 7 подається газ або сушильний агент.

Продукти подрібнення підхоплюються газовим потоком і піднімаються по шахті в гору, де відбувається одночасне розділення і сушіння матеріалу.

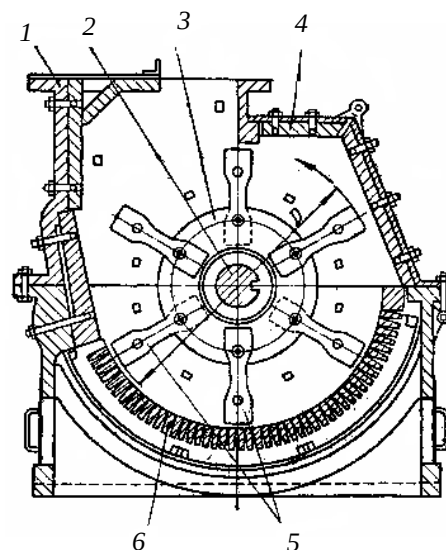


Рис. П.22. Молоткова дробарка:
1 – корпус; 2 – вал; 3 – диск;
4 – відбійна плита; 5 – молотки;
6 – колошникову решітка

Таблиця П.14

Технічні характеристики молоткових дробарок
(ГОСТ 7090-72)

Найменування параметра	Норми за типорозмірами									
	M-3-2	M-4-3	M-6-4	M-8-6	M-10-8	M-13-11	M-13-16	M-20-20	M-20-30	
Розміри ротора (в робочому положенні), мм:										
— діаметр	200	400	600	800	1000	1300	1300	2000	2000	2000
— довжина	200	300	400	600	800	1100	1600	2000	2000	3000
Розмір найбільшого куска вихідного матеріалу, мм	75	100	150	250	300	400	400	600	600	600
Номінальна частота обертання ротора, об./хв, для виконань:										
Б	2500	1900	1250	1000	750	600	600	-	-	-
В	3000	2400	1500	1300	1000	750	750	500	500	500
Г	4000	3000	2000	1500	1200	1000	1000	600	600	600
Максимальна споживана потужність, кВт, не більше, для виконань:										
Б	7	14	20	55	100	130	210	-	-	-
В	10	20	28	75	125	170	260	630	1000	1000
Г	14	28	40	100	170	260	350	800	1250	1250
Габаритні розміри, мм, не більше:										
— довжина	450	880	1100	1350	2100	2400	2400	4000	4000	4000
— ширина	500	800	1100	1400	1750	2300	2800	4200	4200	5500
— висота	520	750	1150	1250	1600	1900	1900	3100	3100	3100
Маса дробарки, т, не більше	0,2	0,8	1,5	3,0	5,5	9,0	11,0	46,0	46,0	60,0
Питома витрата енергії (при $\sigma_{ст} < 1000 \text{ кг/м}^3$), кВт·год/т, не більше	2,3									

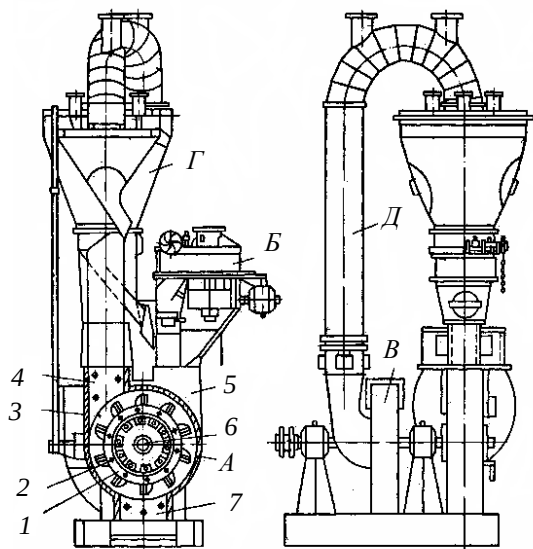


Рис. П.23. Бильний млин:
 А – млин; Б – живильник;
 В – вентилятор; Г – сепаратор;
 Д – повітровід;
 1 – диск; 2 – біла; 3 – корпус;
 4 – вихідний штуцер; 5 – штуцер
 живлення; 6 – вал; 7 – штуцер
 відходів

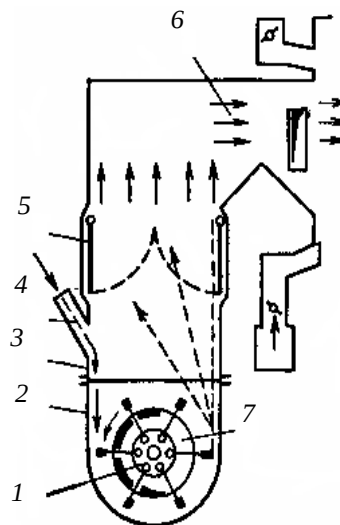


Рис. П.24. Шахтний млин:
 1 – ротор; 2 – кожух;
 3 – шахта; 4 – штуцер
 живлення; 5 – шибер;
 6 – вихідний патрубок;
 7 – штуцер вводу газу

Шахтні млини використовують переважно для грубого помелу м'яких матеріалів (буре вугілля, торф, крейда та ін.).

Переваги молоткових подрібнювачів в порівнянні з щокочовими і конусними є знижена витрата енергії та висока ступінь подрібнення.

Швидке зношення молотків і відбійних плит є основним недоліком молоткових подрібнювачів.

Ударно-відцентрові дробарки

Ударно-відцентрові дробарки використовуються для грубого та середнього подрібнення гірських порід, руд середньої міцності та ін.

Електропровід 1 ударно-відцентрової дробарки «Вагмас», яка наведена на рис. П.25, обертає ротор 2, що футерований твердосплавними лопатями. За рахунок відцентрових сил матеріал відкидається на стінки камери подрібнення. Нерухома стінка камери подрібнення розділена зносостійкими стрижнями на секції, які під час подрібнення заповнюються матеріалом, утворюючи футеровку 4. Руйнування матеріалу відбувається при ударі матеріалу по футеровці, а також при взаємному співударі часток матеріалу в камері.

Подрібнений матеріал видаляється з дробарки через розвантажувальний патрубок 6.

Принциповою відмінністю ударно-відцентрової дробарки «Титан Д», яка наведена на рис. П.26, від вище описаної, є гнучке з'єднання електродвигуна 1 з ротором 4.

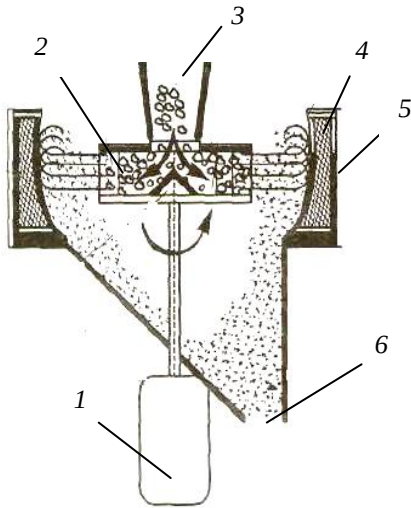


Рис. П.25. Ударно-відцентрова дробарка «Вармас»:

1 – електродвигун; 2 – ротор;
3 – завантажувальний патрубок;
4 – футеровка; 5 – корпус;
6 – розвантажувальний патрубок

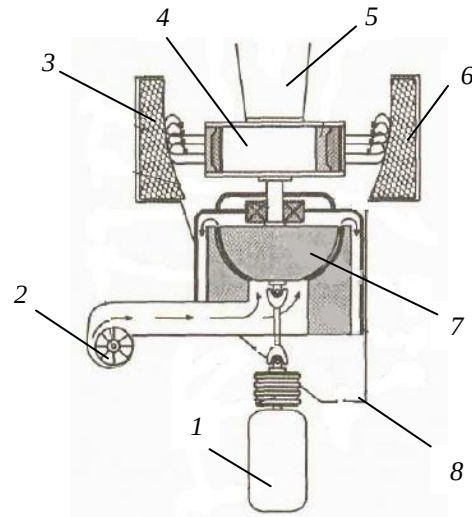


Рис. П.26. Ударно-відцентрова дробарка «Титан Д»:

1 – електродвигун; 2 – вентилятор;
3 – футеровка; 4 – ротор;
5 – завантажувальний патрубок;
6 – корпус; 7 – підшипник;
8 – розвантажувальний патрубок

Крутний момент з електродвигуна на вал ротора передається через карданний вал ротора та плаваючий підшипник 7. Плаваючий підшипник складається з рухомої та нерухомої частин, які розділені повітряним зазором, що створюється вентилятором 2.

Технічні характеристики ударно-відцентрових дробарок наведені в табл. П.15.

Основні переваги дробарок в порівнянні з конусними та зубовалковими: висока продуктивність, низькі енерговитрати.

Основні недоліки: швидке зношення робочих елементів ротора та футеровки, підвищене шумовиділення.

Роторні дробарки

В роторних дробарках руйнування матеріалу відбувається за рахунок швидко обертаючих бил, які жорстко закріплені на зовнішній поверхні ротора.

Конструктивні схеми роторних дробарок наведені на рис. П.27.

Найбільше розповсюдження отримали однороторні дробарки, які є найбільш простими, компактними та більш зручними при експлуатації.

В роторній дробарці (рис. П.28) з матеріалу, який надходить на подрібнення, на решітці 1 відсіюється мілка фракція і матеріал направляється на ротор 2.

Таблиця П.15
Технічні характеристики ударно-відцентрових дробарок

Виробник ООО «Новые технологии - инжиниринг», Російська Федерація					
Параметри	Титан Д-040	Титан Д-063	Титан Д-125	Титан Д-160	Титан Д-160-3
Продуктивність, т/ч	до 2	до 30	до 150/220	до 250/330	до 500
Крупність живлення, мм	до 20	до 30	до 60	до 70/110	до 70
Установча потужність, кВт	11	45-90	110-200	160-315	250-500
Габаритні розміри, м довжина ширина висота	1,24×0,8×0,8	1,2×1,36×2,2	2,4×2,5×3,2	3,4×3,3×3,4	5,8×3,4×2,5
Маса, т	0,51	2,2	9	12	15
Виробник НПО «Центр», Білорусь					
Параметри	ДЦ-0,63	ДЦ-1,0	ДЦ-1,25	ДЦ-1,6	
Продуктивність, т/ч	5-15	15-60	60-150	150-300	
Крупність живлення, мм	25	40	60	70	
Установча потужність, кВт	22-55	45-132	110-200	160-315	
Габаритні розміри, м довжина ширина висота	2,1×1,7×2,2	2,8×2,4×2,4	3,2×2,8×3,0	3,7×3,2×3,6	
Маса, т	2,5	4,8	9	13	

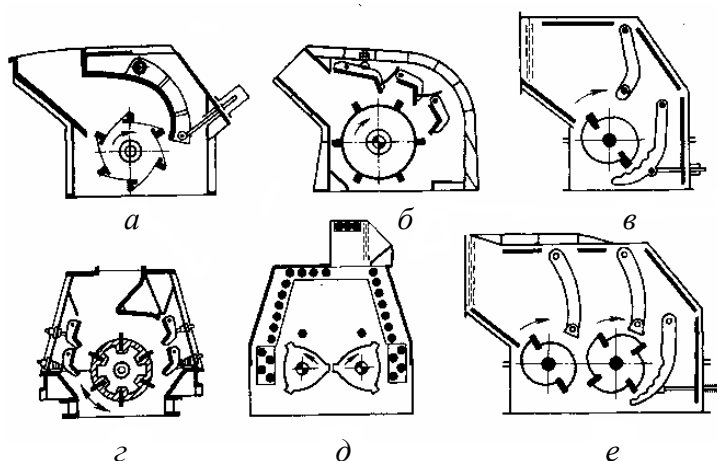


Рис. П.27. Схеми роторних дробарок:

- а) – однороторна з відбивною плитою;
- б) – однороторна з відбивними плитами;
- в) – однороторна двокамерна;
- г) – реверсивна;
- д) – двороторна одноступеневого дроблення;
- е) – двороторна двоступеневого дроблення

Лопатями 3 ротора, частки матеріалу відкидаються на відбивні плити 4. Подрібнення відбувається ударами лопатей та при ударах часток об плити. Для запобігання вильоту часток матеріалу з завантажувальної воронки в дробарці передбачена ланцюгова завіса 5.

Технічні характеристики роторних дробарок наведені в табл. П.16.

Роторні дробарки високопродуктивні, дозволяють отримувати високий ступінь подрібнення.

Швидке зношення робочих елементів, велике пилоутворення, необхідність точного балансування роторів є недоліками цих машин.

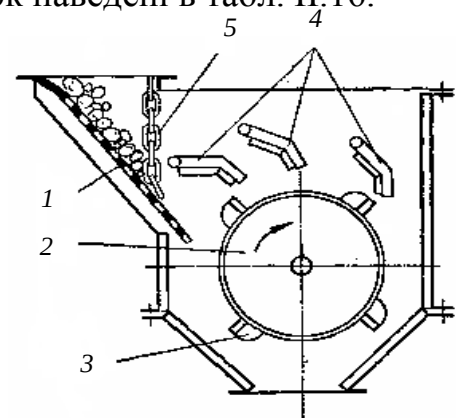


Рис. П.28. Роторна дробарка:
1 – решітка; 2 – ротор; 3 – лопатки;
4 – відбивні плити; 5 – ланцюгова завіса

Відцентрово-кулеві млини

Подрібнення матеріалу у відцентрово-кулевому млині (рис. П.29) відбувається за рахунок стисненого удару.

При обертанні чаші 3, шари 10 та матеріал відкидаються відцентровими силами до розмеленого кільця 4, вдаряються по ньому та повертаються назад, описуючи замкнені криві.

Матеріал головним чином руйнується на розмельному кільці та частково в чаші при зворотному падінні шарів.

Таким чином, при руйнуванні матеріалу використовується кінетична енергія шарів.

Подрібнений матеріал видаляється з млина повітряним потоком який створюється вентилятором 8, та розділяється в сепараторі 6.

Відцентрово-кулевий млин є високоефективною машиною, однак значне зношення шарів та робочих поверхонь є її значним недоліком.

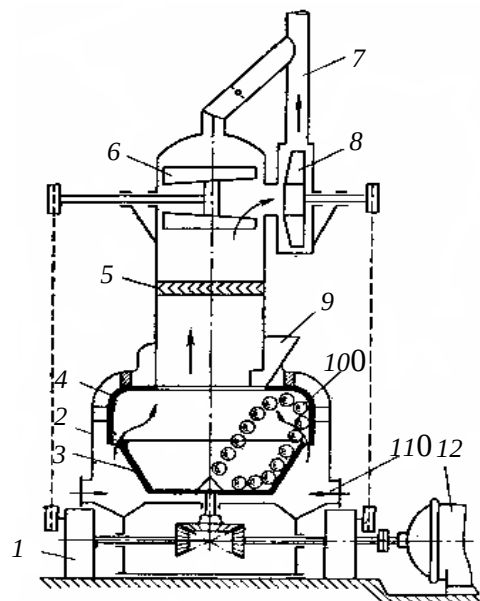


Рис. П.29. Відцентрово-кулевий млин:

- 1 – редуктор; 2 – корпус;
- 3 – чаша; 4 – розмельне кільце;
- 5 – відбійна решітка;
- 6 – сепаратор; 7 – вихідний штуцер;
- 8 – вентилятор;
- 9 – штуцер живлення; 10 – шари;
- 11 – штуцер вводу повітря; двигун

Таблиця П.16

Технічні характеристики роторних дробарок
(ГОСТ 12375-70, ГОСТ 12376-71)

Позначення:

ДРК – роторні дробарки крупного здрібнення

ДРС – роторні дробарки середнього здрібнення

Параметри	Норми по типорозмірам							
	ДРК 5x4	ДРК 6x5	ДРК 8x6	ДРК 10x8	ДРК 12x10	ДРК 16x12	ДРК 20x16	ДРК 25x20
Розміри ротора, мм:								
– діаметр,	500	630	800	1000	1250	1600	2000	2500
– довжина,	400	500	630	800	1000	1250	1600	2000
Розмірі прийомного отвору, мм:								
– повздовжній	400	500	630	800	1000	1250	1600	2000
– поперечний	350	440	550	700	875	1100	1400	1750
Продуктивність дробарки, м³/год	13	25	50	70	125	200	370	560
Розмір найбільшого куска вихідного матеріалу, мм	250	300	400	500	600	800	1100	1500
Колова швидкість бил ротора, м/с	20; 26,5; 36							
Регулюючі розміри вихідних щілин, мм:								
S_{1min} , не більше	10	13	16	20	25	32	40	50
S_{1max} , не менше	100	125	160	200	250	320	400	500
S_{2min} , не більше	10	13	16	20	25	32	40	50
S_{2max} , не менше	63	80	100	125	160	200	250	313
Установча потужність номінальна, кВт	10	22	40	55	100	160	250	400
Габаритні розміри, мм, не більше:								
– довжина	1300	1650	2500	2600	3200	4200	5600	6500
– ширина	950	1150	1700	1850	2350	2900	3600	4600
– висота	1100	1400	2150	2200	2800	3500	4400	5500
Маса дробарки, т, не більше	2	3,2	6	9	15	30	68	100
Питома маса дробарки (відношення маси дробарки до продуктивності), т·год/м³	0,15	0,13	0,13	0,13	0,13	0,15	0,19	0,18
Питома витрата енергії, кВт·год/м³, не більше	0,8	0,9	0,8	0,8	0,8	0,8	0,7	0,8

Технічні характеристики роторних дробарок
(ГОСТ 12375-70, ГОСТ 12376-71)

Параметри	Норми за типорозмірами					
	ДРС 5x5	ДРС 6x6	ДРС 8x8	ДРС 10x10	ДРС 12x12	ДРС 20x20
Розміри ротора, мм:						
– діаметр,	500+25	630+32	800+40	1000+50	1250+63	2000+100
– довжина,	500+25	630+32	800+40	1000+50	1250+63	2000+100
Розміри приємного отвору, мм:						
– повздовжній	500+25	630+32	800+40	1000+50	1250+63	2000+100
– поперечний	250+18	300+15	400+20	500+25	600+30	800+40
Продуктивність дробарки, м ³ /год	25	35	65	125	200	310
Розмір найбільшого куска вихідного матеріалу, мм	150	190	240	300	375	480
Колова швидкість бил ротора, м/с	20,0; 24,0; 28,8; 34,6; 41,5; 50,0					
Регулюючі розміри вихідних щілин, мм:						
$S_{1\min}$, не більше	100	125	160	200	250	315
$S_{1\max}$, не менше	75	95	120	150	185	240
$S_{2\min}$, не більше	40	50	65	80	100	130
$S_{2\max}$, не менше	8	10	12	16	20	25
Установча потужність номінальна, кВт	30	40	75	125	200	320
Габаритні розміри, мм, не більше:						
– довжина	1400	1750	2200	2700	3400	4400
– ширина	1300	1620	2100	2800	3200	4100
– висота	1050	1300	1700	2100	2800	3600
Маса дробарки, т, не більше	2,2	3,5	6,5	10	18	30
						50

Дезінтегратори та дисмембратори

Дезінтегратор (рис. П.30) складається з двох барабанів, які входять один в один. Барабани обертаються в протилежні сторони від самостійних приводів. Кожен барабан складається з диска 8, на якому по концентричним колам закріплені пальці 9 (найчастіше круглого перерізу). Відстань між пальцями на кожному колі зменшується за мірою віддалення від центру. Ряди пальців одного барабана розміщені між рядами пальців іншого.

Матеріал, що подрібнюється, надходить через воронку 6 в центральну частину одного з барабанів та потрапляє між пальцями, які рухаються назустріч один одному, та просувається до периферії за рахунок відцентрової сили. За рахунок зменшення відстані між пальцями та збільшення їх колової швидкості інтенсивність подрібнення збільшується. Подрібнений матеріал потрапляє в кожух дезінтегратора та направляється до вихідного патрубку.

Технічні характеристики дезінтеграторів, які виготовляються ООО "СтройМеханика" (Російська Федерація), наведені в табл. П.17.

На відміну від дезінтегратора у дисмембратора (рис. П.31) обертається тільки один диск барабана а другий, який також має пальці, є нерухомим та утворює відкидну кришку. За рахунок цього дисмембратор є більш компактною машиною, зберігаючи при цьому принцип дії дезінтегратора.

Технічні характеристики дисмембраторів, які виготовляються НПО "ЛАМЕЛ-777" (Російська Федерація), наведені в табл. П.18.

Значним недоліком дезінтеграторів та дисмембраторів є швидке зношення пальців барабанів, а їх заміна є трудомісткою операцією. Тому враховуючи цей недолік, дезінтегратори та дисмембратори переважно використовують для подрібнення крихких та м'яких матеріалів з низькою абразивністю (азбест, сірка, барвники, глина, каолін, вапно та ін.).

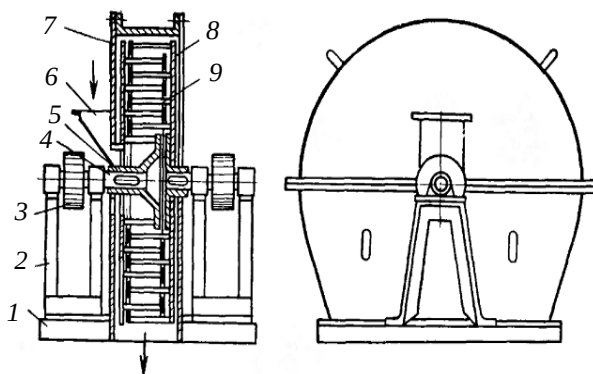


Рис. П.30. Дезінтегратор:

1 – станина; 2 – стійки з підшипниками; 3 – шків; 4 – вал; 5 – втулка; 6 – завантажувальний патрубок; 7 – кожух; 8 – диск; 9 – палець

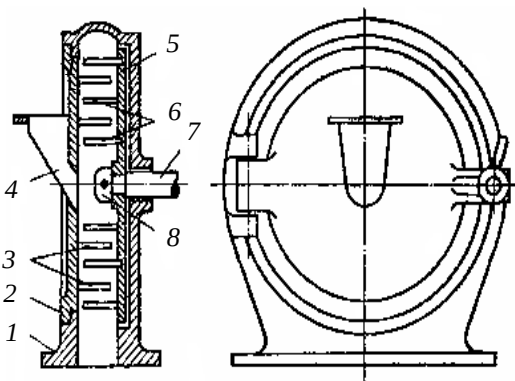


Рис. П.31. Дисмембратор:

1 – корпус; 2 – відкидна кришка; 3 – пальці кришки; 4 – завантажувальний патрубок; 5 – диск; 6 – пальці диска; 7 – вал; 8 – гайка

Барабанні млини

Барабанні млини являють собою футерований барабан, який частково заповнений молотьними тілами (шари, стержні, морська галька та ін.).

Барабанні млини класифікуються за наступними основними ознаками:

- 1) за принципом роботи – млини періодичної та безперервної дії.
- 2) за способами подрібнення – млини сухого та мокрого подрібнення.
- 3) за характером роботи – млини, які працюють в відкритому або закритому циклі.
- 4) за лінійними розмірами барабана – короткі при $L/D < 2$ та трубні багатокамерні $L/D > 2$ (де L – довжина, D – діаметр барабана млина).

Таблиця П.17

Технічні характеристики дезінтеграторів
(ООО "СтройМеханика", Російська Федерація)

Параметри	Тип			
	300/400-7,5	3000МК	4500МК	4500МК ULTRA
Частота обертання дисків, об./хв	4500	3000	4500	4500
Напрямок обертання дисків	назустріч			
Реверс напрямку обертання дисків	є			
Кількість бил, шт.	49	69	69	98
Живлення, В	380	380	380	380
Максимальний вихідний розмір часток, мм	12	12	12	12
Лінійна швидкість пальців-бил, м/с	70	65,9	98,9	98,9
Потужність двигунів (2 шт.), кВт	15	22,37	37,60	37,60
Продуктивність, т/год	до 2,8	до 5	до 7,5	до 5,5
Кількість роторів	2	2	2	2
Розташування роторів	горизонтально-співвісний			
Твердість матеріалу за шкалою Мооса, не більше	7	7	7	7
Вологість матеріалу, не більше, %	6	6	6	6
Габаритні розміри (L×B×H), мм	1200×900×900	1685×1700×760	1685×1700×760	1685×1700×760
Маса, кг	350	762	762	762

Технічні характеристики дезінтеграторів
(НПО "ЛАМЕЛ-777", Російська Федерація)

Параметри	Тип			
	ДМ-05	ДМ-5	ДМ-10	ДМ-20
Продуктивність, т/год	0,5	5-7	10-15	20-25
Крупність вихідного матеріалу, мм	0-5	0-10	0-10	0-10
Встановлена потужність, кВт	11	55	90	132
Габаритні розміри (L×B×H), м	1,2×1,1×0,9	2,5×1,0×1,3	3,9×1,7×1,7	3×1,7×1,9
Маса, кг	620	1100	1650	3200

В барабанних млинах періодичної дії завантаження молотьми матеріалом, а також розвантаження млина відбуваються через люк в циліндричній частині барабана при його зупинці. Млини періодичної дії використовують в молоткових установках з низькою продуктивністю або при поєднанні подрібнення матеріалу та інших процесів при необхідності дотримання певного часу перебування матеріалу в зоні подрібнення.

В крупних та середніх виробництвах використовують барабанні млини безперервної дії, які мають порожні цапфи, одна з яких використовується для безперервного завантаження матеріалу, а інша – для безперервного розвантаження подрібненого матеріалу потоком газового або рідкого носія (рис. П.32).

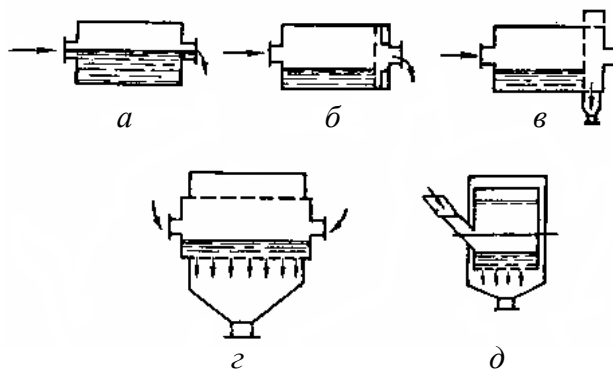


Рис. П.32. Схеми барабанних млинів безперервної дії:

- а) через цапфу;
- б) через цапфу з решіткою;
- в) через решітку;
- г) через отвори барабана;
- д) через сита

Для відділення подрібненого матеріалу від носія використовують циклони, відстійники або фільтри. Матеріал, який виноситься з млина, має в своєму складі частини більш крупного розміру, ніж потрібні, тому барабанні млини працюють в замкненому циклі з класифікуючими пристроями.

В барабанному млині безперервної дії (рис. П.33) горизонтальний барабан 3 обертається через зубчасту пару привідним двигуном. Барабан та кришки футеровані плитами (футеровка), поверхня яких має хвилеподібну або ступінчасту форму. Матеріал живильником подається в млин через завантажувальну цапфу 6. Подрібнений матеріал видаляється через розвантажувальну цапфу 1 на іншому кінці апарата.

Для одержання подрібненого матеріалу з певним розміром часток без допомоги класифікуючих пристроїв, використовують багатокамерні барабанні млини (рис. П.34). Барабан даного типу млинів поділений кільцевими діафрагмами на низку камер, які заповнюються молотьними тілами різних розмірів. Таке розподілення молотьних тіл покращує процес та знижує енерговитрати на одиницю подрібнення.

Наявність в барабані діафрагм ускладнює конструкцію та виникає необхідність регулювання рівномірного розподілення навантаження на кожную камеру.

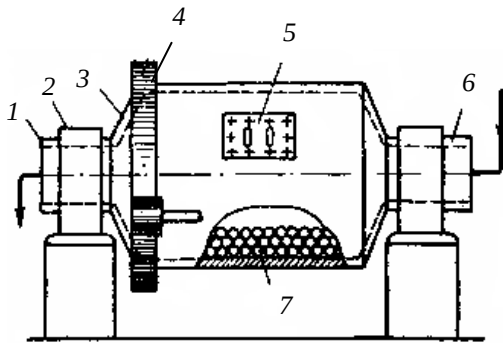


Рис. П.33. Барабанний млин безперервної дії:

1 — розвантажувальна цапфа; 2 — опори; 3 — барабан; 4 — зубчаста пара; 5 — люк; 6 — завантажувальна цапфа; 7 — молотьні тіла

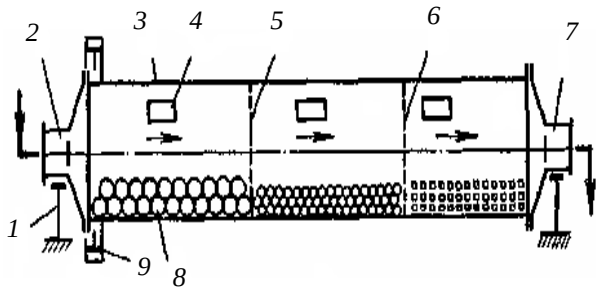


Рис. П.34. Багатокамерний барабанний млин:

1 — опора; 2 — завантажувальна цапфа; 3 — барабан; 4 — люк; 5, 6 — діафрагми; 7 — розвантажувальна цапфа; 8 — молотьні тіла; 9 — зубчастий привід

Одним з типів барабанних млинів є стрижневі млини, в яких в якості молотьних тіл в барабан завантажують металеві стрижні, довжиною дещо меншою довжини барабана. При падінні шарів в барабанних кулевих млинах відбуваються точкові удари, тоді як в стрижневих удар розподіляється по лінії, що дозволяє вести процес без перездрібнення, та одержувати більш однорідний продукт з меншим вмістом пилу.

Відмінною особливістю барабанних ситових млинів є наявність циліндричного сита, яке пропускає частки необхідного розміру. Це дозволяє використовувати ситові млини без класифікуючих пристроїв. Головний недолік млинів даної конструкції — часте захаращення сит, особливо при подрібненні вологих матеріалів, а також швидке зношування сит та низька продуктивність.

Технічні характеристики барабанних млинів наведені в табл. П.19.

Високі ступені подрібнення деяких видів матеріалу без використання молотильних тіл досягаються в барабанних млинах самоподрібнення. Подрібнення матеріалу в млинах даного типу відбувається за рахунок ударної дії, яка виникає при співударянні часток матеріалу між собою.

Незважаючи на низький коефіцієнт корисної дії, та значний намел молотильних тіл в продукті подрібнення, барабанні млини знайшли широке впровадження в гірничій, будівельній, лакофарбовій та інших галузях промисловості.

Розрахунок барабанних млинів

Частота обертання барабанних млинів визначається за формулою [1]:

$$n = \frac{40\varphi + 16}{\sqrt{D_6}}, \quad (\text{II.74})$$

де φ – коефіцієнт заповнення барабана, $\varphi = 0,3-0,45$;

D_6 – діаметр барабана, м.

При максимальному заповненні барабана молотильними тілами, тобто при $\varphi = 0,45$, частота обертання барабана визначається за формулою [1]

$$n_{\max} = \frac{32}{\sqrt{D_6}}. \quad (\text{II.75})$$

Для визначення продуктивності (в $m^3/\text{год}$) барабанних млинів в гірничодобувній промисловості користуються емпіричною залежністю [3]:

$$Q = k \cdot V \cdot D_6^{0,6}, \quad (\text{II.76})$$

де k – коефіцієнт пропорційності;

V – об'єм барабана, m^3 ;

L – довжина барабана, м.

Для приблизної оцінки витрати енергії на подрібнення (в kBm) в барабанних млинах користуються формулою [1]

$$N = 8,9 \cdot m_u \cdot \sqrt{D_6}, \quad (\text{II.77})$$

де m_u – маса кулевого завантаження, т.

Струминні млини

В струминних млинах подрібнення матеріалу відбувається за рахунок енергії стисненого повітря, перегрітої пари або інертного газу.

Подрібнення відбувається за рахунок удару та стирання часток в потоці газу.

Відомі дві групи струминних млинів:

- з зустрічним потоком струменів і винесеним сепаратором.
- з пересіканням струменів під кутом та пласкою або трубчастою кільцевою помельною камерою.

До першої групи відноситься протитечійний двоструминний млин з верхнім виведенням продукту подрібнення (рис. II.35).

До розгінних трубок 2 приєднані рукава живлення 4, по яких надходить матеріал для подрібнення, та сопла 3, через які надходить енергоносіє. Вихідний матеріал подається живильником 8 в нижню частину сепаратора та по рукавах живлення направляється до розгінних трубок. В молільній камері 1 зустрічні потоки енергоносія зіштовхуються, за рахунок чого відбувається подрібнення матеріалу. Подрібнений матеріал з молільної камери виноситься потоком повітря через вивідну трубу 5 в сепаратор, де відбувається розділення на дві фракції. Крупна фракція осаджується на дно сепаратора, по рукавах 4 спускається до розгінних трубок і знову потрапляє в камеру 1. Мілка фракція, яка являє собою цільовий продукт, потоком газу виноситься з сепаратора через верхній штуцер 7 та направляється на розділення.

До другої групи відносяться струминний млин з пласкою молільною камерою та струминний млин з трубчастою кільцевою камерою.

В струминному млині з пласкою камерою (рис. II.36) вихідний матеріал через штуцер живлення 5 подається в зону подрібнення А. В цю ж зону через сопла 2 надходить енергоносіє. Сопла направлені таким чином, що струмені газу в середині камери пересікаються, що призводить до подрібнення матеріалу. Так як сопла розміщені під певним кутом, вся маса пилогазової суміші набуває обертального руху, в наслідок чого частинки матеріалу опиняються в полі відцентрових сил та розділяються на фракції. Пилогазовий потік, обертаючись, потрапляє в корпус циклону В, де відбувається розділення готового продукту від енергоносія.

В струминному млині з трубчастою кільцевою камерою (рис. II.37) вихідний матеріал живильником 2 подається в зону подрібнення. Через сопла 4 надходить енергоносіє. При зіткненні пилогазових потоків в молільній камері 1 відбувається подрібнення матеріалу та подальше розділення на крупну та мілку фракції. Крупна фракція направляється на додаткове подрібнення, а мілка газовим потоком виноситься з камери подрібнення та направляється на розділення в сепаратор 3.

Основні переваги струминних млинів: високе енергонавантаження та ефективність подрібнення, відсутність деталей які обертаються, та молільних

тіл, можливість поєднання помелу та класифікації з сушінням, окисленням та іншими технологічними процесами.

Основні недоліки: необхідність попереднього подрібнення, значна витрата енергоносія, необхідність постійного підтримування точних параметрів процесу.

Незважаючи на перераховані недоліки, струминні млини знайшли широке впровадження у виробництві пігментів (двоокис титану, тальк, шпати, сурик та ін.), які повинні бути попередньо тонко подрібнені на кульових або роликівих млинах.

8.5. Подрібнювачі ударно-стираючої дії

В подрібнювачах ударно-стираючої дії подрібнення матеріалу відбувається при поєднанні ударних та стираючих навантажень.

Це досягається за рахунок ударної дії матеріалу о поверхню молоткових тіл (або навпаки) та стираючих навантажень, які виникають при дії молоткових тіл на матеріал або при взаємодії часток матеріалу між собою.

Ударно-стираючий спосіб подрібнення реалізується в ударно-відцентрових, вібраційних, планетарних, гіроскопічних і бісерних млинах.

Ударно-відцентрові млини

Подрібнення матеріалу в ударно-відцентрових млинах відбувається за рахунок вільного удару та стирання в турбулентних потоках носія (повітря, інертний газ).

Ударно-відбивні млини класифікуються в залежності від:

- розміщення ротора:
 - а) вертикальні;
 - б) горизонтальні.
- типу регулювання тонини помелу:
 - а) сепарація в зоні помелу;
 - б) сепарація поза зоною помелу.
- кількості ступенів ротора.

Класифікація подрібненого матеріалу в млинах ударно – відцентрової дії досягається шляхом вибору певних конструктивних рішень в залежності від типу матеріалу, тонини помелу та інших факторів.

Технічні характеристики барабаних млинів
(ГОСТ 10141-91)

Позначення:

МСЦ — млини стрижневі з центральним завантаженням;
 МСП — млини стрижневі з периферичним завантаженням;
 МШР — млини кульові з завантаженням через решітку;
 МШЦ — млини кульові з центральним завантаженням.

Найменування параметра	Норма для типорозміру			
	МСЦ- 900X1800	МШЦ- 900X1800	МСЦ- 1200XX2400	МШЦ- 1200X1300
Внутрішній діаметр барабану (без футеровки) D, мм, не більше	900	900	1200	1200
Довжина барабана (без футеровки) L, мм, не менше	1860	1860	2400	2400
Номінальний об'єм барабана V, м ³ , ±5 %	0,9	0,9	2,0	1,0
Номінальна частота обертання барабана, % від критичної швидкості	60—72	75—85	60—72	75—85
Ступінь заповнення барабана молотильними тілами, %, не більше	35	42	35	45
Потужність електроприводу привода, кВт, не більше	22	22	40	30
Продуктивність, т/год	2,0—4,0	0,7-2,0	3,0—8,0	0,4—1,9
Габаритні розміри млина з приводом, мм, не більше:				
довжина	3850	5400	4700	3600
ширина	2200	2200	2450	2400
висота	1600	1600	2100	2100
Маса млина, т, не більше	5,2	5,2	13,5	10,5
				13,5

Технічні характеристики барабаних млинів
(ГОСТ 10141-91)

Найменування параметра	Норма для типорозміру					
	МСЦ- 1500X3000	МШР- 1500X1600	МШЦ- 1500X3000	МСЦ- 2100X2200	МСЦ- 2100X3000	МШР- 2100X1500
Внутрішній діаметр барабана (без футеровки) D, мм, не більше	1500	1500	1500	2100	2100	2100
Довжина барабана (без футеровки) L, мм, не менше	3100	1670	3100	2200	3000	1500
Номинальний об'єм барабана V, м ³ , ±5 %	4,2	2,2	4,2	6,3	8,5	4,3
Номинальна частота обертання барабана, % від критичної швидкості	60-72	75-85	75-85	60-72	60-72	75-85
Ступінь заповнення барабана молотильними тілами, %, не більше	35	45	42	35	35	45
Потужність електродвигуна привода, кВт, не більше	100	55	100	200	200	132
Продуктивність, т/год	10,0—24,0	0,5—3,0	4,2—12,0	-	8,0—25	6,0—18
Габаритні розміри млина з приводом, мм, не більше:						
довжина	6300	4900	6300	8450	9200	7400
ширина	3600	3300	3600	5700	4900	4700
висота	2600	2500	2600	4250	3800	3800
Маса млина, т, не більше	23,0	16,5	23,0	52,0	46,0	35,5

Найменування параметра	Норма для типорозміру					
	МШР- 2100X2200	МШР- 2100X3000	МШЦ- 2100X2200	МШЦ- 2100X3000	МШЦ- 2100X3000	МСП- 2100X3000
Внутрішній діаметр барабана (без футеровки) D, мм, не більше	2100	2100	2100	2100	2100	2100
Довжина барабана (без футеровки) L, мм, не менше	2200	3000	2200	3000	3000	3000
Номинальний об'єм барабана V, м ³ , ±5 %	6,3	8,5	6,3	8,5	8,5	10,0
Номинальна частота обертання барабана, % від критичної швидкості	75-85	75-85	75-85	75-85	75-85	55-65
Ступінь заповнення барабана молотильними тілами, %, не більше	45	45	42	42	42	35
Потужність електродвигуна привода, кВт, не більше	200	200	200	200	200	200
Продуктивність, т/год	8,6-26	11-34	7,5-22,0	10-29	-	-
Габаритні розміри млина з приводом, мм, не більше:						
довжина	8300	9100	8300	9100	8450	8450
ширина	4900	4900	4900	4900	4800	4800
висота	3800	3800	3800	3800	3800	3800
Маса млина, т, не більше	40,5	45,5	50,0	42,5	49,0	49,0

Технічні характеристики барабанних млинів
(ГОСТ 10141-91)

Найменування параметра	Норма для типорозмера			
	МСЦ- 2700X3600	МШР- 2700X2100	МШР- 2700X3600	МШЦ- 2700X3600
Внутрішній діаметр барабана (без футеровки) D, мм, не більше	2700	2700	2700	2700
Довжина барабана (без футеровки) L, мм, не менше	3600	2100	3600	3600
Номінальний об'єм барабана V, м ³ , ±5 %	17,5	10,0	17,5	17,5
Номінальна частота обертання барабана, % від критичної швидкості	60-72	75-85	75-85	75-85
Ступінь заповнення барабана молотильними тілами, %, не більше	35	45	45	42
Потужність електроприводу привода, кВт, не більше	400	400	400	400
Продуктивність, т/год	20-50	16-47	75-130	22-63
Габаритні розміри млина з приводом, мм, не більше:				
довжина	10000	8450	10000	10000
ширина	6400	6400	6400	6400
висота	5050	5050	5050	5050
Маса млина, т, не більше	81	65	77	74
				87

Найменування параметра	Норма для типорозміру			
	МСЦ- 3200X4500	МШР- 3200X3100	МШР- 3200X3800	МШЦ- 3200X4500
Внутрішній діаметр барабана (без футеровки) D, мм, не більше	3200	3200	3200	3200
Довжина барабана (без футеровки) L, мм, не менше	4520	3100	3800	3100
Номінальний об'єм барабана V, м ³ , ±5 %	32,0	22,0	27,5	23,0
Номінальна частота обертання барабана, % від критичної швидкості	60-72	75-85	75-85	75-85
Ступінь заповнення барабана молотильними тілами, %, не більше	35	45	45	42
Потужність електроприводу привода, кВт, не більше	800	630	800	630
Продуктивність, т/год	140-245	35-103	42-122	30-86
Габаритні розміри млина з приводом, мм, не більше:				
довжина	14100	9800	10600	9700
ширина	7400	6400	6400	6400
висота	5600	5100	5100	5100
Маса млина, т, не більше	144	94	110	90
				140

Технічні характеристики барабанних млинів
(ГОСТ 10141-91)

Найменування параметра	Норма для типорозміру					
	МСЦ- 3600X4500	МСЦ- 3600X5500	МШР- 3600X4000	МШР- 3600X5000	МШЦ- 3600X5500	
Внутрішній діаметр барабана (без футеровки) D, мм, не більше	3600	3600	3600	3600	3600	3600
Довжина барабана (без футеровки) L, мм, не менше	4520	5510	4000	5000	5500	5500
Номинальний об'єм барабана V, м³, ±5 %	40,0	49,0	36,0	45,0	49,0	49,0
Номинальна частота обертання барабана, % від критичної швидкості	60-72	60-72	75-85	75-85	75-85	75-85
Ступінь заповнення барабана мелочними тілами, %, не більше	35	35	45	45	42	42
Потужність електродвигуна привода, кВт, не більше	1000	1000	1000	1250	1250	1250
Продуктивність, т/год	182-340	200-370	57-165	68-192	65-183	65-183
Габаритні розміри млина з приводом, мм, не більше:						
довжина	14100	15100	1380	14700	15100	15100
ширина	7600	7600	7600	7600	7600	7600
висота	5700	5700	5700	5700	5700	5700
Маса млина, т, не більше	160	174	164	169	170	170

Найменування параметра	Норма для типорозміру					
	МСЦ- 4000X5500	МШР- 4000X5000	МШЦ- 4000X5500	МСЦ- 4500X6000	МШР- 4500X5000	МШЦ- 4500X5500
Внутрішній діаметр барабана (без футеровки) D, мм, не більше	4000	4000	4000	4500	4430	4430
Довжина барабана (без футеровки) L, мм, не менше	5510	5010	5510	6010	5010	5510
Номинальний об'єм барабана V, м³, ±5 %	60	55	60	82	68	74
Номинальна частота обертання барабана, % від критичної швидкості	60-72	75-82	75-82	60-72	75-82	75-82
Ступінь заповнення барабана мелочними тілами, %, не більше	35	45	42	35	45	42
Потужність електродвигуна привода, кВт, не більше	2000	2000	2000	2500	2500	2500
Продуктивність, т/год	295-515	90-255	85-245	-	130-360	120-335
Габаритні розміри млина з приводом, мм, не більше:						
довжина	15800	14800	16400	16000	15100	16500
ширина	8400	8400	8400	9100	9100	9100
висота	6200	6200	6200	6800	6800	6800
Маса млина, т, не більше	250	265	250	310	300	355

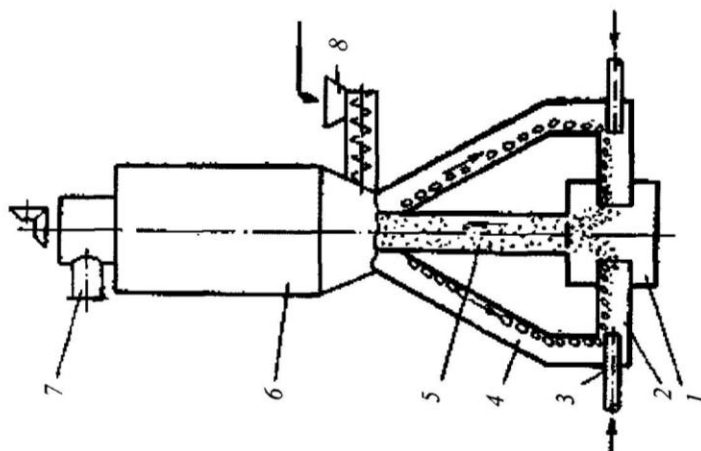


Рис. П.35. Протигетійний двострумний млин:
1 – молотна камера; 2 – розгінні труби; 3 – сопла; 4 – живильні труби; 5 – вивідна труба; 6 – сепаратор; 7 – штуцер

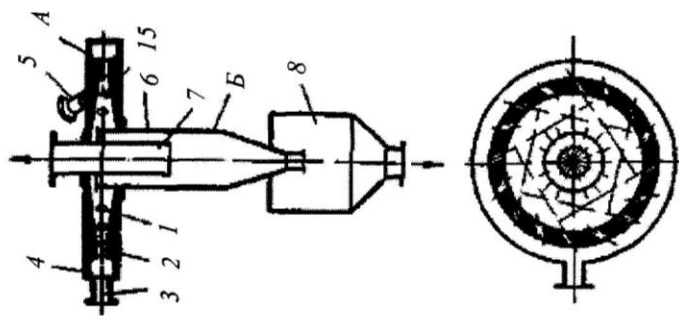


Рис. П.36. Струмний млин 3 плоскою помельною камерою:
1- молотна камера; 2 – сопла; 3 – штуцер подачі енергоносія; 4 – газорозподільні труби; 5 – штуцер живлення; 6 – сепаратор; 7 – труба для виведення тонкої фракції, 8 – збірник крупної фракції

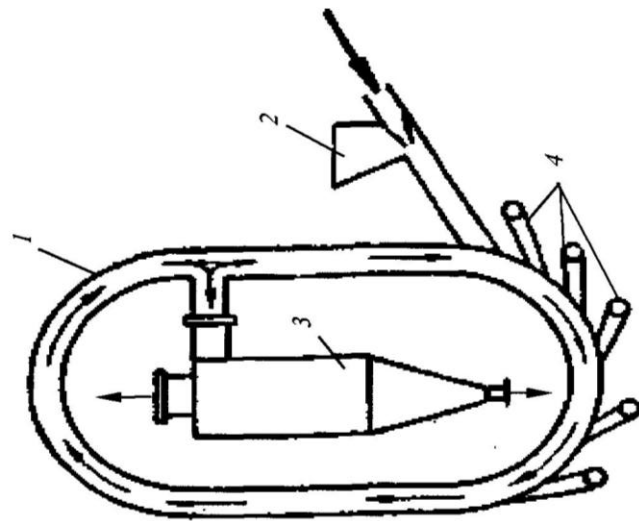


Рис. П.37. Струмний млин 3 трубчастою кільцевою камерою:
1 – помольна камера; 2 – живильник; 3 – сепаратор; 4 – сопла

На рис. П.38 наведений одноступінчатий ударно – відцентровий млин з висхідним сепараційним потоком повітря.

Вихідний матеріал через завантажувальний патрубок 6 подається на диск ротора 4 та за рахунок дії відцентрових сил відкидається в зону подрібнення, яка утворюється бильними 2 та відбійними 1 елементами.

Процес подрібнення складається з удару бильних елементів по частинках матеріалу, удару часток матеріалу по відбійних елементах та наступного удару та стирання часток в інтенсивних турбулентних потоках носія.

Розділення подрібненого матеріалу на крупну та мілку фракції відбувається за рахунок відцентрової сили ротора та інерційних сил, які діють у висхідному потоці пилогазової суміші. Більш крупні частинки повертаються в зону подрібнення, а мілкі виносяться газовим потоком з млина.

На рис. П.39 наведений горизонтальний ударно-відцентровий млин з пороговою сепарацією. Вихідний матеріал через завантажувальний патрубок 1 подається на першу ступінь 3. За рахунок дії відцентрової сили матеріал потрапляє в зону подрібнення, яка утворюється бильними 5 та відбійними 4 елементами. Руйнування матеріалу відбувається за рахунок удару та стирання в турбулентному потоці. При перевищенні аеродинамічної сили над відцентровою, частинки, які досягли оптимального розміру для даної ступені, направляються на другу ступінь 7, де відбувається подальше подрібнення. За другим ступенем встановлено сепараційне кільце 8, за рахунок якого відбувається розділення продукту помелу на крупну та мілку фракції. При перевищенні аеродинамічної сили, яка створюється вентилятором 9, над відцентровою силою другого ступеня ротора, подрібнений матеріал виносяться з млина через розвантажувальний патрубок 6.

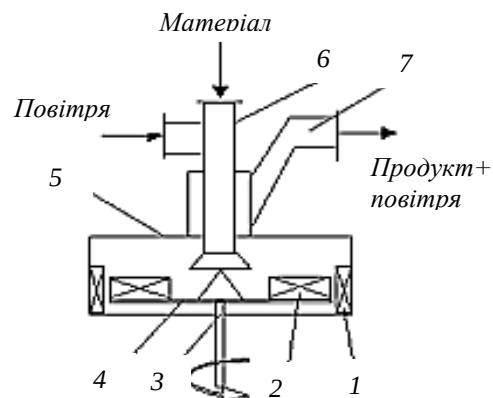


Рис.П.38. Одноступінчастий ударно-відцентровий млин з висхідним сепараційним потоком:

1 – відбійні елементи; 2 – била; 3 – вал; 4 – диск; 5 – корпус; 6 – завантажувальний патрубок; 7 – розвантажувальний патрубок

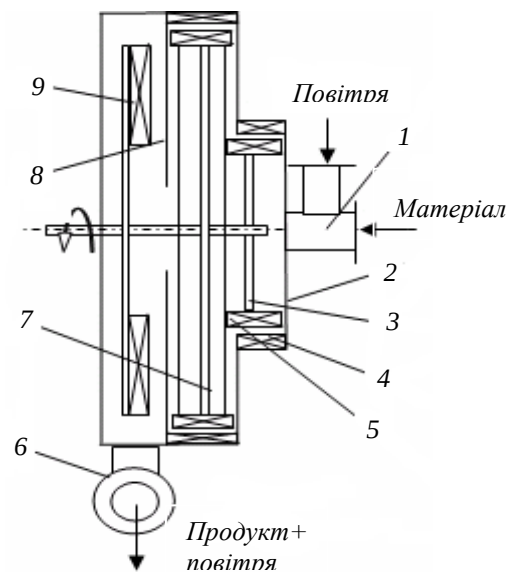


Рис. П.39. Двоступінчастий горизонтальний ударно-відцентровий млин з пороговою сепарацією :

1 – завантажувальний патрубок;
2 – корпус; 3 – перший ступінь;
4 – відбійні елементи; 5 – бильні елементи; 6 – розвантажувальний патрубок; 7 – друга ступінь;
8 – сепараційне кільце;
9 – вентилятор

Технічні характеристики ударно-відцентрових млинів, які виготовляються ООО «Новые технологии–инжиниринг» (Російська Федерація), наведені в табл. II.20.

В двороторному ударно-відцентровому млині (рис. II.40) вихідний матеріал через завантажувальні патрубки 1 подається в камери подрібнення 2. Під дією відцентрових сил частинки матеріалу відкидаються до периферії роторів та потрапляють в струминну камеру 3, де відбувається подрібнення матеріалу. Млини даної конструкції дозволяють поєднувати процеси подрібнення, змішування та сушіння матеріалів.

Технічні характеристики двороторних ударно-відцентрових млинів, які виготовляються ЗАО «НПО «Талнах» (Російська Федерація), наведені в табл. II.21.

Ударно-відцентрові млини використовуються для подрібнення рослинних матеріалів, хімічних та мінеральних речовин з твердістю до 4 за шкалою Мооса.

Основні переваги ударно-відцентрових млинів: одержання продукту помелу певного дисперсного складу, висока продуктивність, низькі енерговитрати.

Основні недоліки: зношення робочих елементів млинів, особливо при подрібненні матеріалів підвищеної міцності.

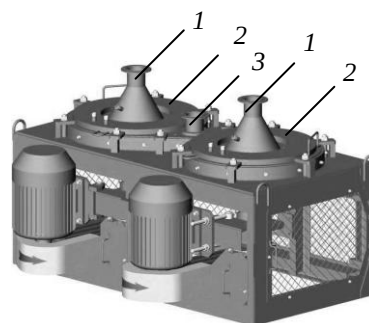


Рис. II.40. Двороторний ударно-відцентровий млин:
1 – завантажувальні патрубки; 2 – камери подрібнення; 3 – струминна камера

Таблица II.20

Технічні характеристики ударно-відцентрових млинів
(ООО «Новые технологии - инжиниринг», Російська Федерація)

Параметри	Тип			
	М-040	М-063	М-125	М-160
Продуктивність, т/год	до 0,5	до 3	до 12	до 20
Крупність живлення, мм	до 10	до 20	до 40	до 40
Крупність продукту, мм	0,06 - 0,3	0,06 - 0,5	0,05 – 0,5	0,04 – 0,5
Потужність, кВт	18,5	110-121	305-318	360-375
Габаритні розміри, м довжина x ширина x висота	2×1,3×3,2	5,5×3,0×7,6	7,6×4,2×15,3	9,0×6,5×15,3
Маса комплексу, т	2,6	8	35	45

Технічні характеристики двороторних
ударно-відцентрових млинів
(ЗАО «НПО «Талнах», Російська Федерація)

Параметри	Тип	
	МРС-2/770	МРС-2/770Г
Продуктивність, т/год	до 1,5	до 1,5
Крупність живлення, мм	1-2	1-2
Крупність продукту, мкм	100	100
Діаметр ротора, мм	770	770
Кількість роторів, шт.	2	2
Розміщення роторів	вертикальне	горизонтальне
Частота обертання роторів, об./хв	3020÷3985	3020÷3985
Потужність, кВт	2×30	2×30
Маса, кг	2020	2010

Вібраційні млини

На рис. П.41 наведений вібраційний млин, який складається з циліндричного корпусу 1 з завантажувально-розвантажувальним пристроєм 8, вібратора 2, пружинних або резинових опор 3, опорної рами 4, електродвигуна 5, муфти 6 та шарів 7.

При обертанні дебалансового валу корпус вібраційного млина вібрує, передаючи коливання шарам. При співударянні вібруючих шарів, а також при їх взаємному переміщенні, відбувається інтенсивне подрібнення матеріалу.

Вібраційні млини на 70-80% заповнюються молотковими тілами у вигляді сталевих шарів, циліндриків розміром 8-15 мм або фарфоровими шарами діаметром 12-15 мм.

Вібраційні млини використовують для сухого та мокрого подрібнення матеріалів періодичним або безперервним способом. Використання вібраційних млинів найбільш ефективно при надтонкому подрібненні матеріалу невеликої міцності з розмірами часток від 2 мм до 60 мкм.

У порівнянні з кульовими млинами вібраційні млини мають більше енергонавантаження та продуктивності. Однак, високі показники навантаження призводять до значного підвищення температури в середині млина. Тому вібраційні млини не використовуються для подрібнення матеріалів з низькими температурами деструкції.

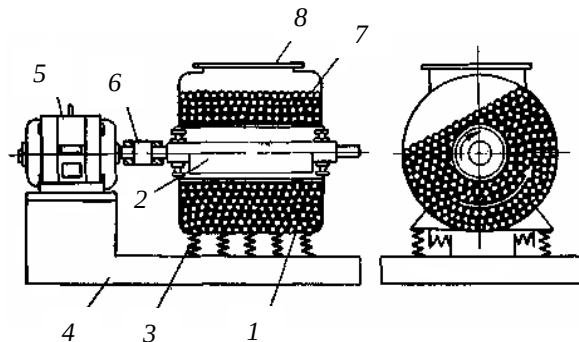


Рис. П.41. Вібраційний млин:

1 – корпус; 2 – вібратор; 3 – опори;
4 – рама; 5 – електродвигун; 6 – муфта
7 – мелючі тіла; 8 – люк

Основні недоліки вібраційних млинів: швидке зношення молольних тіл, низький строк служби підшипників, корпуса та опор, відносно низька продуктивність, підвищене шумовиділення.

Планетарні млини

Планетарний млин (рис. П.42) являє собою декілька невеликих барабанних подрібнювачів, які змонтовані на водилі 2. На вісі кожного подрібнювача посаджені шестерні 5, які знаходяться в зачепленні з нерухомим зубчастим колесом 4. При обертанні водила барабанні подрібнювачі обертаються як відносно його осі, так і власної осі. Мелючі тіла, які знаходяться в барабанах, набувають складного руху і при зіткненні зі стінками барабана та один з одним подрібнюють матеріал.

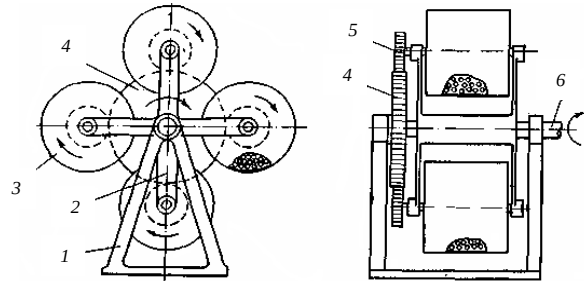


Рис. П.42. Планетарний млин:

- 1 – станина; 2 – водило;
- 3 – барабанні подрібнювачі;
- 4 – зубчасте колесо; 5 – привідна шестерня; 6 – ведучий вал

Гіроскопічні млини

Гіроскопічний млин (рис. П.43) складається з барабана 5, на цапфах якого знаходяться ролики 3, які спираються на опорну шайбу 2. З цапфами барабана пов'язано водило 4, яке з'єднане з привідним валом 1.

При обертанні привідного валу барабан подрібнювача обертається відносно горизонтальної та вертикальної осі.

Молольні тіла, які знаходяться в середині барабана, набувають складного руху, в результаті чого матеріал подрібнюється.

Планетарні та гіроскопічні млини не знайшли широкого впровадження в промисловості зв'язку з відсутністю даних з впливу факторів, таких як розміри барабана, частоти його обертання, розміру мелольних тіл та інше, на процес подрібнення.

Планетарні та гіроскопічні млини мають такі ж недоліки як і кульові, крім того не вирішене питання про безперервність процесу подрібнення в млинах даної конструкції.

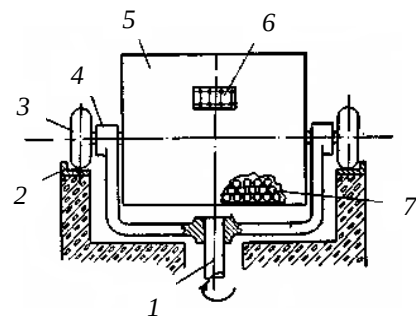


Рис. П.43. Гіроскопічний млин:

- 1 – вал; 2 – опорна шайба;
- 3 – опорний ролик; 4 – водило;
- 5 – барабан; 6 – люк; 7 – молольні тіла

Бісерні млини

Бісерний млин, який наведений на рис. П.44, складається з корпусу *А* та дискового ротора *Б*.

Циліндр *1* заповнюють на 2/3-3/4 об'єму кремній-кварцовим бісером (розмір часток 1-2 мм), або крупнозернистим зносостійким піском (розмір часток 0,6-0,8 мм). При обертанні дисків ротора бісеринки рухаються. Суспензія, яка приготовлена з матеріалу та зв'язуючого, подається насосом через штуцер *а* в циліндр, піднімається вгору, проходить через шар вібруючих бісеринок або піщинок, подрібнюється, а потім фільтрується через сито *5* та виводиться по жолобу *в* на подальше оброблення. Для охолодження циліндра в кожух *2* через штуцер *б* та *г* подають охолоджуючий агент.

Бісерні млини знайшли широке впровадження у виробництві красок, емалей, ґрунтовок та інших аналогічних матеріалів.

Головні переваги бісерних млинів: висока продуктивність при незначних розмірах машини, простота конструкції, високий ступінь герметизації.

Основні недоліки: не призначені для високов'язких красок та емалей.

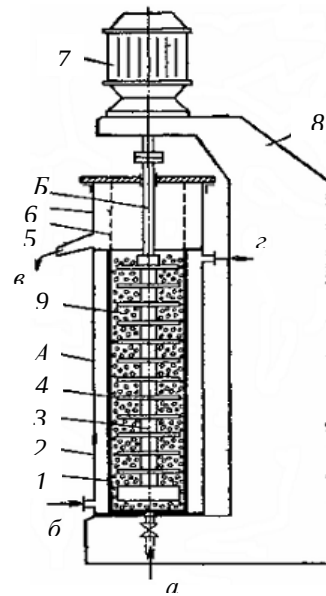


Рис. П.44. Бісерний млин:

А – корпус; Б – дисковий ротор; 1 – циліндр; 2 – кожух; 3 – вал; 4 – диски; 5 – сито; 6 – приймач; 7 – електродвигун; 8 – станина; 9 – бісер або пісок

8.6. Подрібнювачі ріжучої дії

В подрібнювачах ріжучої дії руйнування матеріалу відбувається за рахунок ріжучих навантажень.

До подрібнювачів ріжучої дії відносяться ножові млини.

Ножові млини

Ножові млини – це машини, середнього та мілкового подрібнення. Призначені для здрібнення матеріалів середньої міцності, полімерних і рослинних матеріалів з розміром часток до 50 мм. Мінімальний розмір часток після подрібнення становить 0,5 мм.

Ножовий млин, який наведений на рис. П.45, складається з корпусу *1*, в якому встановлені нерухомі ножі *3* та диска ротора *4* з рухомими ножами *5*, які виготовляють з інструментальної сталі.

Вихідний матеріал через завантажувальний патрубок *2* потрапляє під дію рухомих і нерухомих ножів, подрібнюється та після досягнення певного розміру часток видаляється через решітку *6*. Розмір часток кінцевого продукту залежить від розміру отворів в решітці.

Технічні характеристики ножових млинів наведені в табл. П.22.

Основні переваги ножових млинів: можливість здрібнення матеріалів, які мають волокнисту структуру.

Низька продуктивність та незначний ступінь подрібнення є основними недоліками млинів даної конструкції.

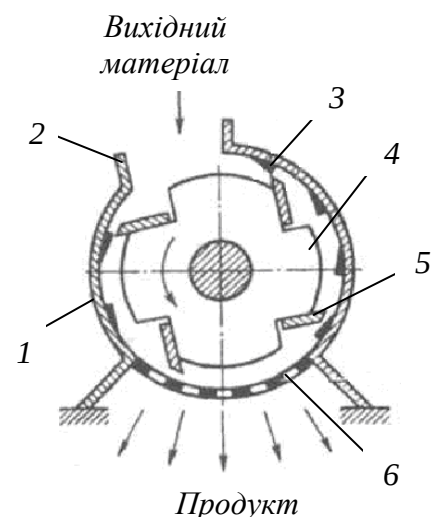


Рис. П.45. Ножовий млин:

1 – корпус; 2 – завантажувальний патрубок; 3 – нерухомий ніж; 4 – диск ротора; 5 – рухомий ніж; 6 – решітка

Таблиця П.22

Технічні характеристики ножових млинів

Виробник – ООО «Консит А» (Російська Федерація)			
Параметри		Тип	
		МН-0,15	МН-0,25
Продуктивність, м ³ /кг		не більше 0,08	не більше 0,3
Діаметр робочої камери, м		0,15	0,25
Частота обертання ножів, об./хв		3000	
Діаметр отворів сита **, мм		1 (0,5; 0,75; 1,5)	1 (0,5; 0,75; 1,5; 2; 3; 4; 5; 6; 8; 10)
Потужність привода, кВт		1,1	5,5
Матеріал робочого органа		сталь 10ХСНД	
Габаритні розміри, мм:	довжина	580	580
	ширина	640	367
	висота	1074	360
Маса, кг		57	98

Виробник – ООО «Вибротехник» (Російська Федерація)			
Параметри		Тип	
		PM120	PM250
Завантажувальне вікно, мм		80×60	270×250
Розміри редуктора, мм		80×120	250×250
Крупність продукту, мм		1,5-15	1,5-40
Потужність електродвигуна, кВт		1,5/1,1	7,5
Напруга живлення, 50 Гц, В		220/380	380
Габаритні розміри, мм		500×550×1210	1380×610×1510
Маса, кг		45	450
Матеріал ножів		Легована конструкційна сталь 40 Х	Інструментальна сталь 9ХС

8.7. Колоїдні млини

Під колоїдним подрібненням розуміють таке, при якому одержують продукт, розмір якого близький до колоїдного, тобто порядку від одиниць до часток мікрометра.

В кожному з наданих вище млинах при певних умовах можливо одержувати частинки такої дисперсності, але з економічної та технологічної точки зору більш доцільно одержувати продукти з таким розміром в так званих колоїдних млинах.

Це пояснюється тим, що частинки матеріалу, які близькі до колоїдних притягуються одна до одної, та утворюють агломерати. Для того щоб уникнути укрупнення частинок, колоїдне подрібнення здійснюють у присутності диспергуючого середовища, найчастіше рідини. В залежності від типу матеріалу, який подрібнюється, відношення твердої та рідинної фази становить від 1:2 до 1:6.

Колоїдне подрібнення є складним і маловивченим процесом. До цього часу процес не має надійної теоретичної основи, тому виконується виключно в дослідних умовах.

Конусні млини

Головними елементами конусного колоїдного млина (рис. П.46) є конусний ротор 2 та статор 5, які розміщені в корпусі 3.

Ротор і статор розділені на декілька кільцевих зон, які мають на поверхні нахилені паралельні канавки 6, ширина яких зменшується, а їх число збільшується при переході від верхніх до нижніх зон. Канавки статора та ротора направлені в протилежні боки та перетинаються.

Матеріал, який підлягає подрібненню, подається у вигляді пульпи через воронку 7

на верхній торець ротора, потрапляє в зону між статором і ротором, подрібнюється між канавками, які перетинаються, та видаляється через вихідний патрубок 9.

Тонина помелу в конусних млинах регулюється зазором між ротором та статором.

В залежності від розміру подрібнювача його споживана потужність коливається від 1,5 до 30 кВт.

Конусні колоїдні млини призначені для подрібнення матеріалів в лакофарбовій, резиновій, хімічній, паперовій, харчовій та інших галузях промисловості.

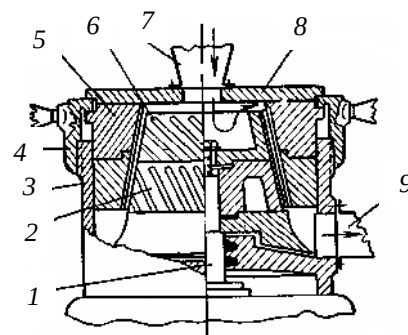


Рис. П.46. Конусний колоїдний млин:

- 1 – вал; 2 – ротор;
- 3 – корпус; 4 – гайка;
- 5 – статор; 6 – канавки;
- 7 – воронка; 8 – кришка;
- 9 – вихідний патрубок

Бильні млини

Робочими елементами бильного колоїдного млина (рис. П.47) є била 3, які закріплені на роторі 4, та контрбила 6, які розміщені в корпусі 1. Ряди бил ротора знаходяться між рядами контрбил корпуса.

Матеріал, що подрібнюється, направляється в подрібнювач через штуцер подачі 8, потрапляє під дію бил та контрбил, подрібнюється та виводиться через штуцер 9. Корпус подрібнювача має оболонку охолодження для підігріву або охолодження системи, яка подрібнюється.

В залежності від типу та вимог до подрібненого матеріалу бильний млин може працювати як в відкритому так і в закритому циклі.

Високий ступінь подрібнення матеріалу в млинах даної конструкції досягається за рахунок стирання і стиснення часток між билами та контрбилами, цьому також сприяє значний кавітаційний ефект, який виникає внаслідок великої швидкості руху бил та часток при їх зустрічі з контрбилами. Через великий кавітаційний ефект бильні млини іноді називають кавітаційними.

Бильні млини дозволяють одержувати продукт з частинками розміром від 1 до 20 мкм.

Продуктивність млинів залежить від тонини помелу, а також від співвідношення матеріалу до рідини.

Подрібнювачі даної конструкції використовують для виготовлення колоїдної сірки, арсенітів кальцію та міді, барвників, колоїдного графіту та ін., а також використовуються як емульгатори, гомогенізатори, змішувачі та розпушувачі.

Колоїдні млини з решітчастим ротором

На рис. П.48 наведений колоїдний млин з решітчастим ротором. Подрібнювач складається з порожнього решітчастого ротора 1 та статора 2, які розміщені в корпусі 3. Вихідний матеріал у вигляді пульпи через штуцер 4 потрапляє в ротор, захоплюється закріпленими в роторі ребрами 5, під дією відцентрових сил проходить через вузькі прорізи

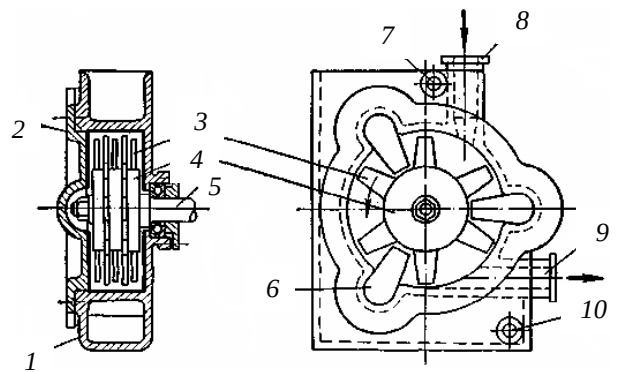


Рис. П.47. Бильний колоїдний млин:

1 – корпус; 2 – кришка; 3 – била; 4 – ротор; 5 – вал; 6 – контрбила; 7, 10 – штуцери нагріву або охолодження; 8, 9 – штуцери подачі та розвантаження матеріалу

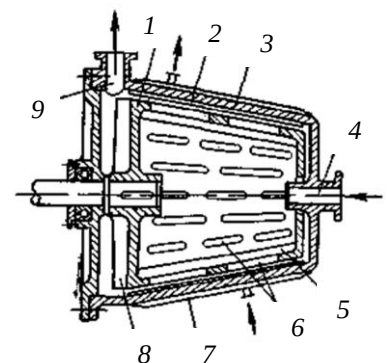


Рис. П.48. Колоїдний млин з решітчастим ротором:

1 – ротор; 2 – статор; 3 – корпус; 4 – штуцер живлення; 5 – ребра; 6 – наскрізні прорізи; 7 – кожух; 8 – лопаті; 9 – штуцер розвантаження

в стінках ротора та потрапляє в зазор між ротором і статором. На внутрішній поверхні статора є повздовжні борозни, які покращують процес подрібнення. Подрібнення матеріалу відбувається в зазорі за рахунок стирання та розриву часток, а також внаслідок кавітаційного ефекту, який виникає при швидкому обертанні ротора.

Подрібнювач має кожух 7 для відведення або підведення тепла.

Тонина помелу регулюється зміною зазора між ротом і статором, а також тривалістю подрібнення матеріалу.

Подрібнювач працює в замкнутому циклі з проміжною ємністю та циркуляційним насосом.

Віброкавітаційні млини

Віброкавітаційний млин (рис. П.49) складається з корпусу 1, статора 2 та ротора 3. Статор та ротор мають на поверхні канавки, які направлені вздовж осі.

Вихідний матеріал у вигляді суспензії потрапляє через штуцер 5 в кільцевий зазор між статором та ротором, подрібнюється та видаляється через штуцер 6.

При обертанні ротора частки матеріалу, рухаючись від канавок ротора до канавок статора, здійснюють коливання високої частоти. При діаметрі ротора подрібнювача 0,5 м та частоті обертання близько 18000 об./хв частота коливань часток досягає ультразвукових. Такі коливання матеріалу в диспергуючому середовищі обумовлюють високий ступінь подрібнення.

Для охолодження або нагрівання передбачена оболонка охолодження з штуцерами 7.

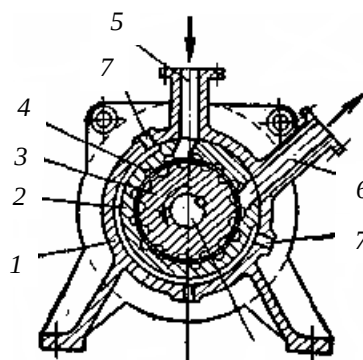


Рис. П.49. Віброкавітаційний млин:

- 1 – корпус; 2 – статор;
- 3 – ротор; 4 – канавки;
- 5 – штуцер живлення;
- 6 – штуцер розвантаження;
- 7 – штуцера для нагріву або охолодження; 8 – вал ротора

8.8. Спеціальні види подрібнення

Ультразвукове диспергування

Ультразвукове диспергування – тонке подрібнення твердих матеріалів в рідинах під дією ультразвукових коливань.

Ультразвукове диспергування дозволяє одержувати високодисперсні однорідні суспензії твердих речовин. При ультразвуковому диспергуванні суспензій дисперсність продукту підвищується в декілька разів в порівнянні з механічним подрібненням.

Подрібнення матеріалу при ультразвуковому диспергуванні відбувається під дією ударних хвиль, які виникають при кавітації. Руйнування матеріалу починається при певному граничному значенні інтенсивності ультразвуку, яке залежить від кавітаційної міцності рідини, стану поверхні твердої фази, а також від характеру та величини сил взаємодії в окремих частинках твердої фази.

Для запобігання злипанню (коагуляції) твердих часток, як правило, по закінченню процесу диспергування в рідину вводять поверхнево-активні речовини.

Ультразвукове диспергування застосовують в хімічній промисловості для отримання суспензій з каоліну, слюди, сірки, графіту і т. ін.

Криогенне подрібнення

Криогенне подрібнення – механічне подрібнення в середовищі холодоагенту, при якому матеріал досягає стану холодноламкості.

В залежності від типу матеріалу криогенне подрібнення виконують при температурі від -80 до -190⁰С.

В якості холодоагентів використовують рідкий азот, двооксид вуглецю або повітря. Після оброблення холодоагентом матеріал подрібнюється в дробарках або млинах.

При криогенному подрібненні, в порівнянні з механічним, одержують продукти більш високої дисперсності. Однак, спосіб криогенного подрібнення потребує використання матеріалів високої вартості, та спеціального обладнання для одержання і зберігання холодоагенту.

Криогенне подрібнення використовується для одержання дисперсних продуктів з пружних і в'язких матеріалів та для зниження термодеструкції матеріалів, яка відбувається при звичайному механічному подрібненні.

Криогенне подрібнення застосовують при здрібненні пластмас, еластомерів, гумотехнічних відходів та ін., в фармацевтичній промисловості при виготовленні лікарських засобів, в харчовій промисловості для зниження втрат поживних властивостей речовин.

9. Промислові схеми подрібнення

9.1. Подрібнення рослинних матеріалів

Подрібнені рослинні матеріали (пшенична, рисова солома, соняшникове, рисове лушпиння та ін.) з розміром часток до 100 мкм використовуються у якості наповнювача полімерних матеріалів, у виробництві вибухових речовин, фільтрувальних елементів, клеїв, каталізаторів, двооксиду титану, зварювальних матеріалів. Продукти помелу застосовуються при виробництві кормів та добрив у сільському господарстві та інших галузях.

Схема установки тонкого подрібнення рослинних матеріалів наведена на рис. П.50.

Установка працює наступним чином.

Вихідний матеріал з бункера живильника 3, за допомогою шнека, який приводиться в дію електродвигуном з частотним регулятором 2, направляється в завантажувальний патрубок ударно-відцентрового млина 13. Суміш повітря та подрібненого матеріалу виноситься з млина через розвантажувальний патрубок та направляється в фільтр-циклон 12. У фільтр-циклоні відбувається розділення пилоповітряної суміші на продукт та повітря. Очищення фільтрувальних елементів фільтр-циклону відбувається за рахунок періодичної подачі стисненого повітря в автоматичному режимі. Відділений від повітря подрібнений матеріал направляється в ємкість 9. На установці встановлений вентилятор 8, який дозволяє зменшити опір фільтр-циклону та регулювати дисперсність продукту помелу. Контроль та регулювання установки здійснюється силовою шафою 5 та пультом керування 6.

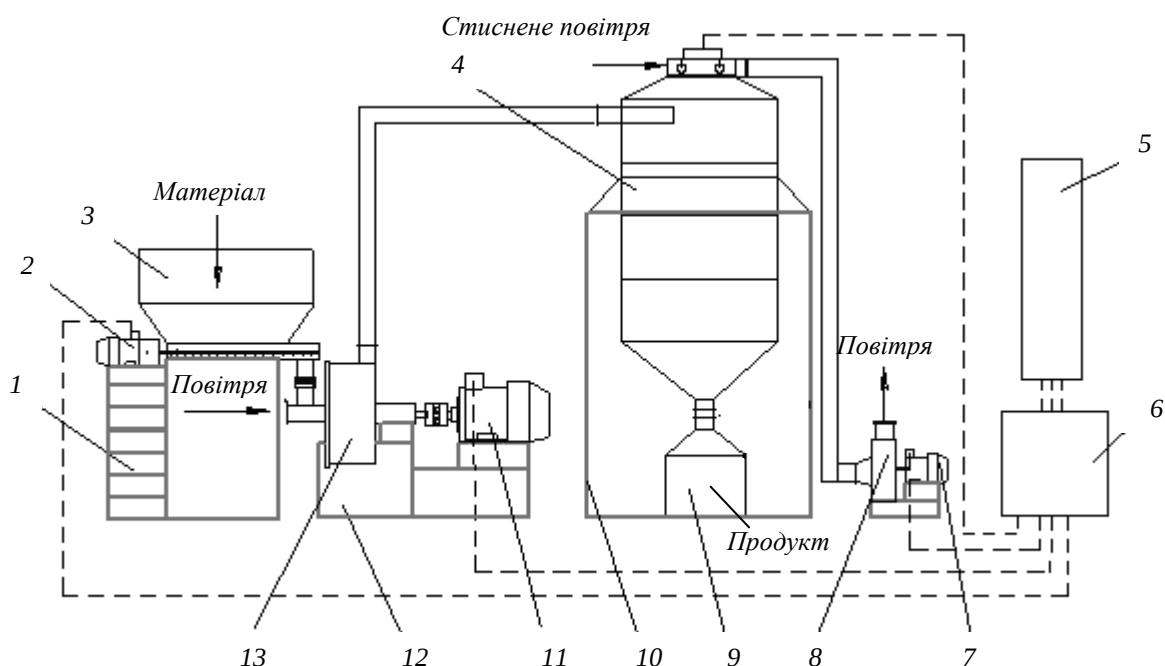


Рис. П.50. Схема установки тонкого подрібнення рослинних матеріалів:

1, 10, 12 – рама; 2 – електродвигун з частотним регулятором; 3 – живильник; 4 – фільтр-циклон; 5 – силова шафа; 6 – пульт керування; 7 – електродвигун вентилятора; 8 – вентилятор; 9 – ємкість для продукту; 11 – електродвигун млина; 13 – ударно-відбивний млин

Технічна характеристика установки тонкого подрібнення рослинних матеріалів.

Продуктивність, кг/год	До 300
Енерговитрати, кВт·год/т	200-300
Дисперсність продукту, мкм	не більше 100
Потужність електродвигуна, кВт	75
Габаритні розміри, мм	8080x3460x5850

Установка розроблена НПП “Техмет” (Україна) при співпраці з ГKB Південне (Україна), ДВНЗ «Український державний хіміко-технологічний університет» (Україна), Kansas City Planet (USA) та Pinnacle Technology inc. (USA).

Установка тонкого подрібнення рослинних матеріалів, за рахунок зміни конструктивних параметрів млина та технологічних параметрів процесу, дозволяє одержувати продукти помелу з різним дисперсним складом [6].

Із залежності, яка наведена на рис. П.51, видно, що вміст фракції менше 63 мкм в продуктах помелу рослинних матеріалів досягає 96-100%.

При тонкому помелі рослинних матеріалів в млині ударно-відбивної дії виділяється значна кількість тепла. Це явище пов'язане з ударною дією та тертям частинок матеріалу по робочим поверхням млина та за рахунок турбулізації пилогазової суміші в робочій зоні млина.

В млині ударно-відбивної дії відбувається практично миттєвий процес сушіння, що в свою чергу призводить до прискорення процесу руйнування матеріалу. Тобто дана установка дозволяє поєднувати процеси подрібнення та сушіння матеріалів. Встановлено, що вологість продукту помелу рослинних матеріалів досягає 1-3 мас.% до (рис. П.52) при початковій вологості 8-10 мас.%

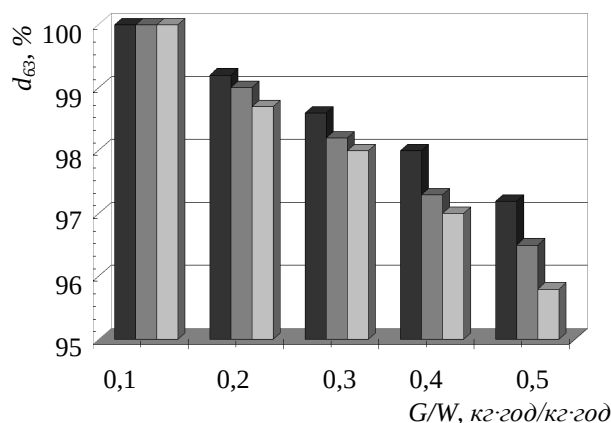


Рис П.51. Залежність вмісту фракції менше 63 мкм в продукті помелу рослинних матеріалів від масового співвідношення матеріалу до повітря:

- - соняшникове лушпиння;
- - рисове лушпиння;

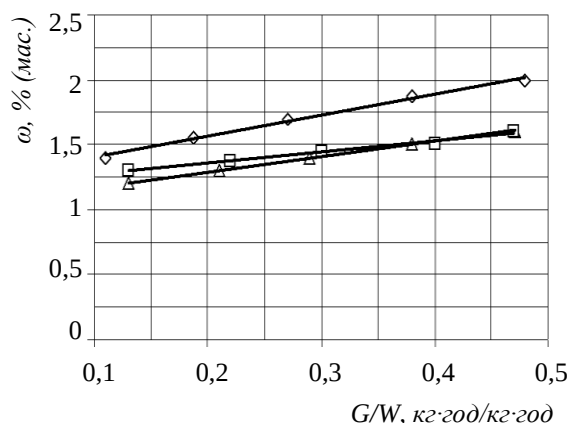


Рис П.52. Залежність вологості продукту помелу рослинних матеріалів від масового співвідношення матеріалу до повітря:

- ◇ - соняшникове лушпиння;
- △ - рисове лушпиння;
- - пшенична солома.

9.2. Подрібнення залізоокисного пігменту

Залізоокисний пігмент використовується в лакофарбовій промисловості при виробництві фарб, емалей та ґрунтовок.

Схема установки подрібнення залізоокисного пігменту наведена на рис. П.53.

Установка працює наступним чином [7]:

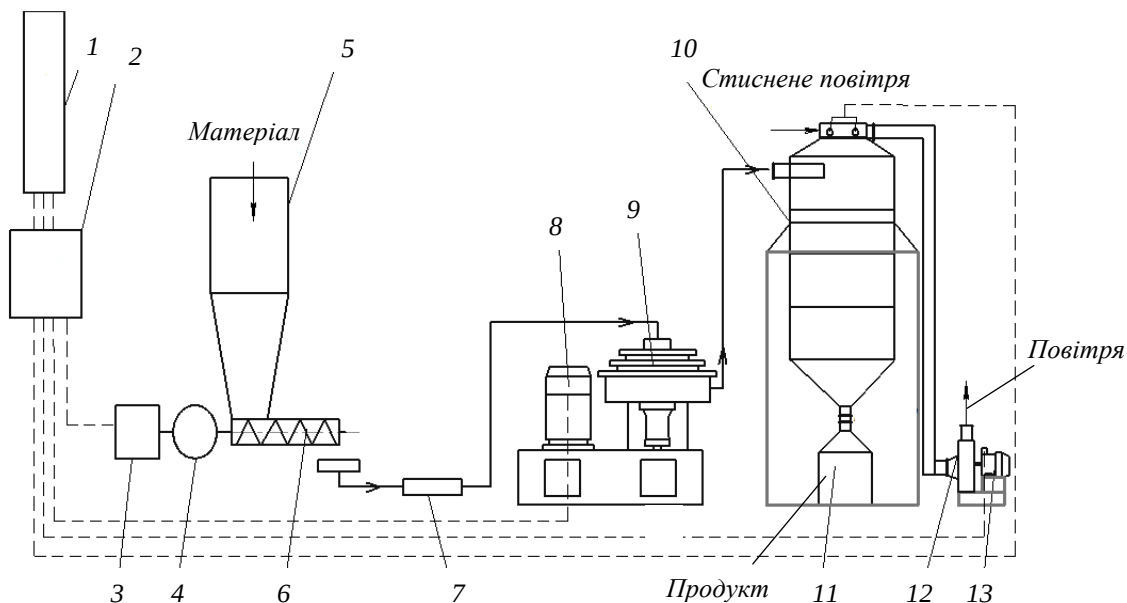


Рис. П.53. Схема установки подрібнення залізоокисного пігменту:

- 1 – силова шафа; 2 – пульт керування; 3 – електро двигун живильника;
4 – редуктор; 5 – завантажувальний бункер; 6 – шнековий живильник;
7 – магнітний уловлювач; 8 – електро двигун млина; 9 – ударно-відбивний млин; 10 – фільтр-циклон; 11 – бункер продукту;
12 – вентилятор; 13 – електро двигун вентилятора

Технічна характеристика
установки подрібнення залізоокисного пігменту.

Продуктивність, кг/год	До 500
Дисперсність продукту, мкм	10 (до 90 %)
Потужність електро двигуна, кВт	12,5

Вихідний залізоокисний пігмент з розміром часток 5-10 мм з завантажувального бункера 5 шнековим живильником 6 подається в магнітний уловлювач 7, який запобігає потраплянню в млин металічних включень. З магнітного уловлювача матеріал направляється в ударно-відбивний млин 9. Привід шнекового живильника складається з електро двигуна 3 та редуктора 4. Продуктивність шнекового живильника регулюється частотним регулятором. Подрібнений в ударно-відбивному млині пігмент направляється в фільтр-циклон 10, в якому відбувається розділення пилогазової суміші. Очищене повітря виходить в атмосферу, а продукт

потрапляє в бункер 11. З метою зменшення опору фільтр-циклона на установці передбачений вентилятор 12 з електродвигуном 13.

Очищення фільтрувальних елементів фільтр-циклона відбувається стисненим повітрям в автоматичному режимі. Контроль та регулювання процесу подрібнення залізоокисного пігменту здійснюється за допомогою пульта керування 2.

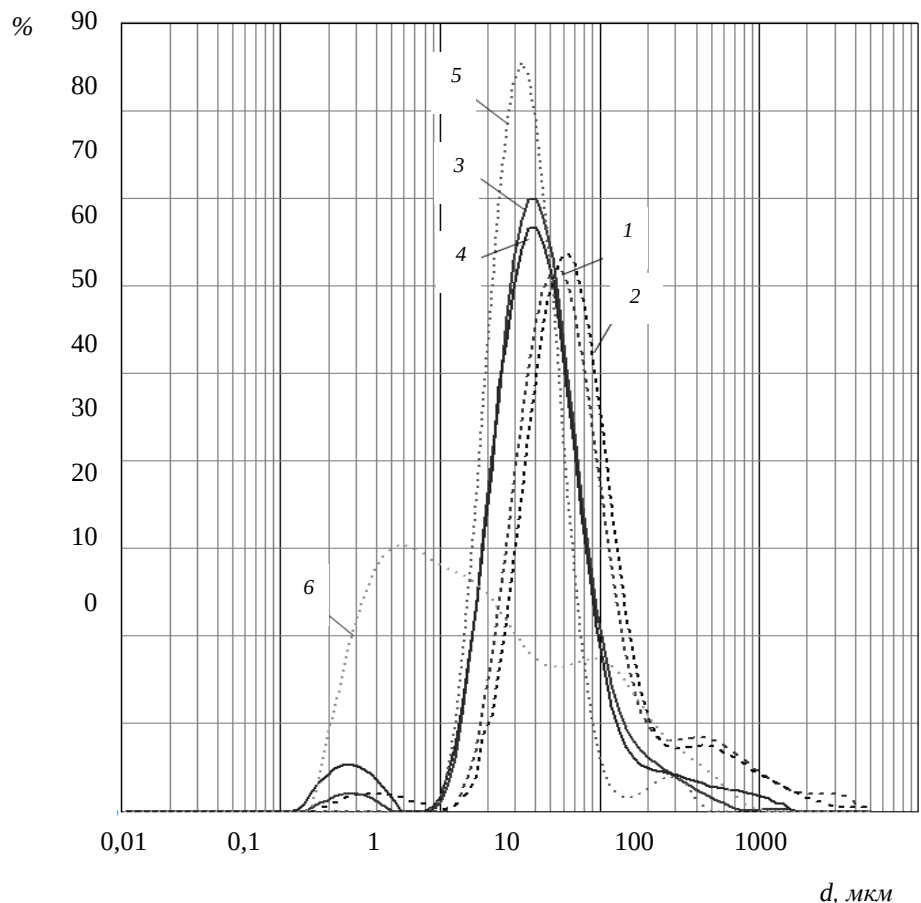


Рис. П.54. Криві розподілення часток за розміром:

- 1 – червоно-вишневий пігмент (дисембратор);
- 2 – червоно –коричневий пігмент (дисембратор);
- 3 – червоно -вишневий пігмент (млин ДВНЗ УДХТУ);
- 4 – червоно -коричневий пігмент (млин ДВНЗ УДХТУ);
- 5 – червоний пігмент марки 3021М (Італія);
- 6 – червоний пігмент Bayferrox 120М (Германія)

Дослідно-промисловий зразок установки подрібнення залізоокисного пігменту розроблений на базі ДВНЗ «Український державний хіміко-технологічний університет».

Криві розподілення часток за розміром наведені на рис. П.54. З рис. П.54 видно, що зразки, які одержані на данній установці, мають більш вузький інтервал розподілення часток, ніж інші зразки.

9.3. Подрібнення гумотехнічних матеріалів

Велика різноманітність гумотехнічних відходів та зростаючі вимоги до якості кінцевого продукту зумовили необхідність створення обладнання, яке б забезпечило очищення вихідної сировини від металевих включень, подрібнення до певного розміру, розсів одержаного кришива та отримання подрібнених гумових відходів в запакованому вигляді.

Технічна характеристика лінії подрібнення гумотехнічних відходів

Продуктивність, $кг/год$	до 350
Розмір кришива, $мм$	0,3-0,5
Витрата стисненого газу, $м^3/год$	1,5
Потужність електродвигуна, $кВт$	130
Габаритні розміри, $мм$	1530x3500x6255
Маса, $кг$	18000

Всім цим вимогам відповідає лінія з отримання гумового кришива із неармованих гумових відходів. Установка розроблена на Костромському заводі полімерного машинобудування.

Лінія (рис. II.55) складається з магнітного сепаратора 1, подрібнювача 2, вібраційного сепаратора 3, магнітного сепаратора 4, бункера 5, агрегата упакування 6 та чотирьох транспортних систем. Кожна з яких складається з живильника 7, циклона 8, вентилятора 9 та трубопроводу 10.

Одержання кришива відбувається наступним чином: гумові відходи, пройшовши через магнітний сепаратор 1, направляються в подрібнювач 2, з якого кришиво подається пневмотранспортом в вібраційний сепаратор 3. Готове кришиво, проходячи через отвори сітки вібраційного сепаратора та магнітний сепаратор 4, в якому з кришива видаляються металеві включення, потрапляє в бункер 5, а кришиво, яке залишилось на сітці, повертається в подрібнювач 2. З бункера кришиво направляється в агрегат упакування 6.

Для перероблення зношених покришок з металевим кордом ВНИИРТмашем розроблений подрібнювач, який складається з двох ножових роторів, які обертаються назустріч один одному. Покришка в подрібнювачі розрізається на смуги шириною 60 $мм$.

Технічна характеристика подрібнювача зношених покришок

Продуктивність, $кг/год$	5000
Розмір покришок, $мм$	до 500
Ширина отриманих смуг, $мм$	60
Потужність електродвигуна, $кВт$	130
Габаритні розміри, $мм$	7900x6400x3490
Маса, $кг$	44000

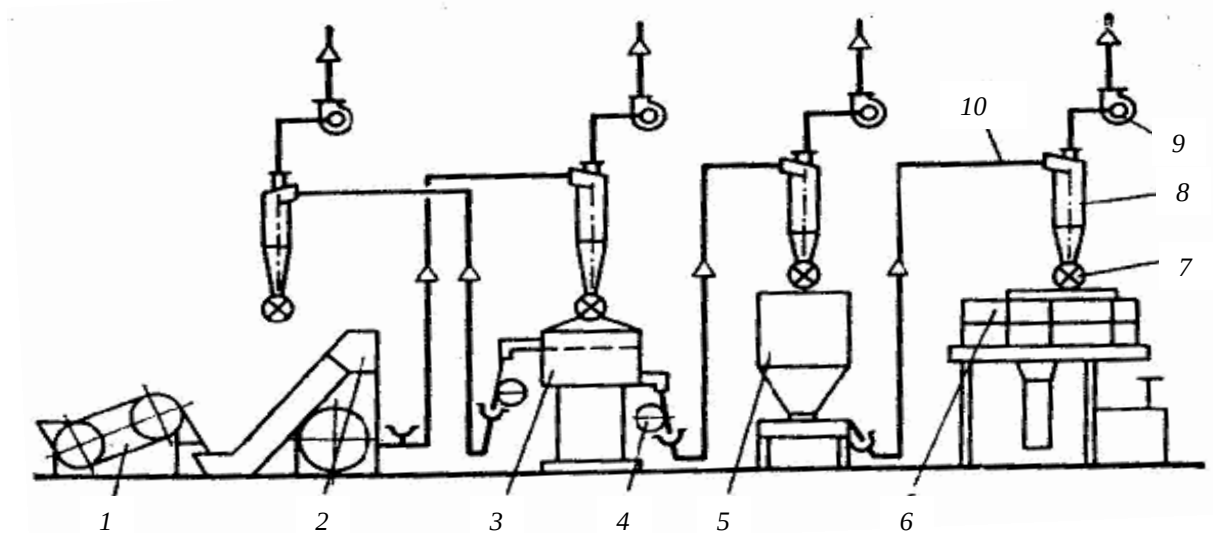


Рис. П.55. Схема установки подрібнення гумотехнічних відходів:
 1 – магнітний сепаратор; 2 – подрібнювач; 3 – вібраційний сепаратор;
 4 – магнітний сепаратор; 5 – бункер; 6 – агрегат упакування;
 7 – живильник; 8 – циклон; 9 – вентилятор; 10 – трубопровід

9.4. Подрібнення сірчаної руди

Для одержання сірки самородні сірчані руди попередньо збагачують. Збагачення здійснюють на флотаційних машинах з одержанням флотаційного концентрату, який містить близько 90 % сірки. Перед флотаційним збагаченням сірчану руду подрібнюють до розмірів часток менше 0,1 мм.

На рис. П.56 наведена схема подрібнення сірчаної руди.

Руду, яку доставляють самоскидом 2 з кар'єра, подають на пластинчастий живильник 3, а потім в щоківу дробарку 4. З щоківної дробарки ланцюговим живильником 5 руду направляють в молоткову дробарку 6, з дробарки на стрічковий транспортер 7 і далі в бункер 8. Милку руду, яка провалилась через пластинчастий живильник, конвейером 1 також подають на транспортер 7, а потім в бункер 8. З бункера через живильник 9 руду направляють в барабанний млин 10, в який подають воду. Подрібнена руда з млина у вигляді пульпи подається в спіральний класифікатор 11. Крупні частки осаджуються на дні класифікатора, захоплюються спіраллю і направляються на домелення, а мілкі частинки разом з рідиною переливаються через поріг класифікатора та направляються до флотаційних машин.

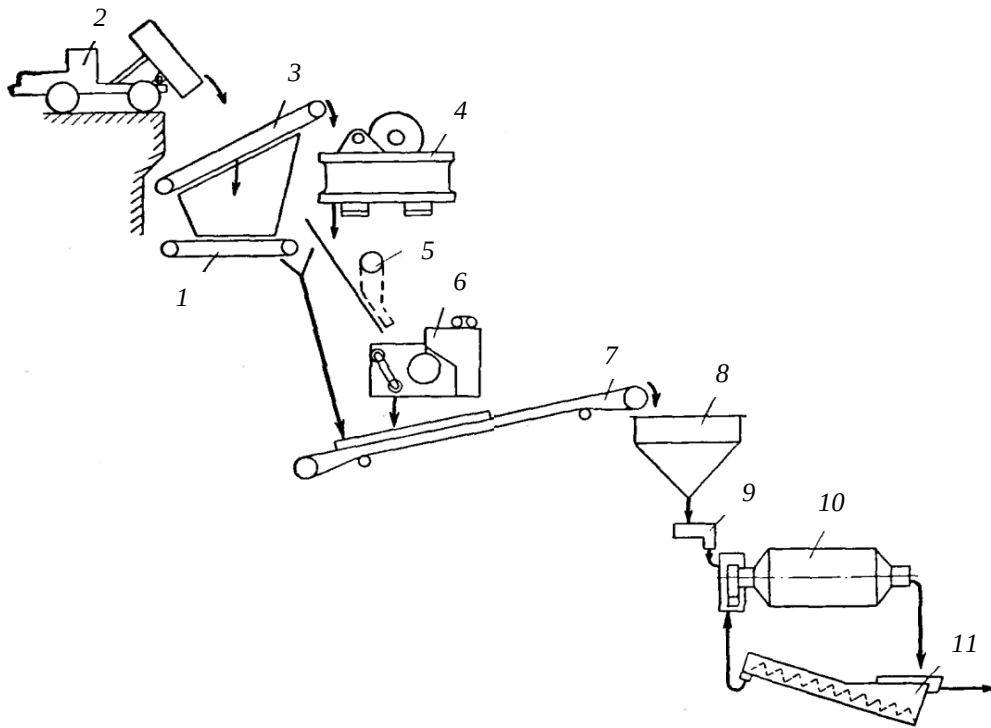


Рис. П.56. Схема подрібнення сірчаної руди:

1 – конвеєр; 2 – самоскид; 3 – пластинчатий живильник;
 4 – щокова дробарка; 5 – ланцюговий живильник; 6 – молоткова дробарка; 7 – стрічковий транспортер; 8 – бункер; 9 – живильник;
 10 – барабанний млин; 11 – спіральний класифікатор

9.5. Подрібнення вапна у виробництві преципітату

Одним з компонентів фосфорного добрива преципітату – є вапно, яке використовується у вигляді водяної суспензії, що одержують в результаті мокрого помелу вапна до розмірів часток 60-80 мкм в барабанних млинах.

Схема подрібнення вапна у виробництві преципітату наведена на рис. П.57.

Шматки вапна зі складу грейфером 1 подають в бункер 2, з якого стрічковим живильником 3 у валкову дробарку 4. Подрібнене до 8-10 мм вапно підіймають елеватором 5 в бункер 6, з якого живильником 7 направляють в барабанний млин 8. В млин подають воду у розрахунку 430 л на 1 т вапна. Одержана паста надходить в збірник 9 з мішалкою, де її розводять водою у співвідношенні рідкої фази до твердої 70:30. Суспензію подають насосом 10 на нейтралізацію фосфорної кислоти вапном та одержання преципітату.

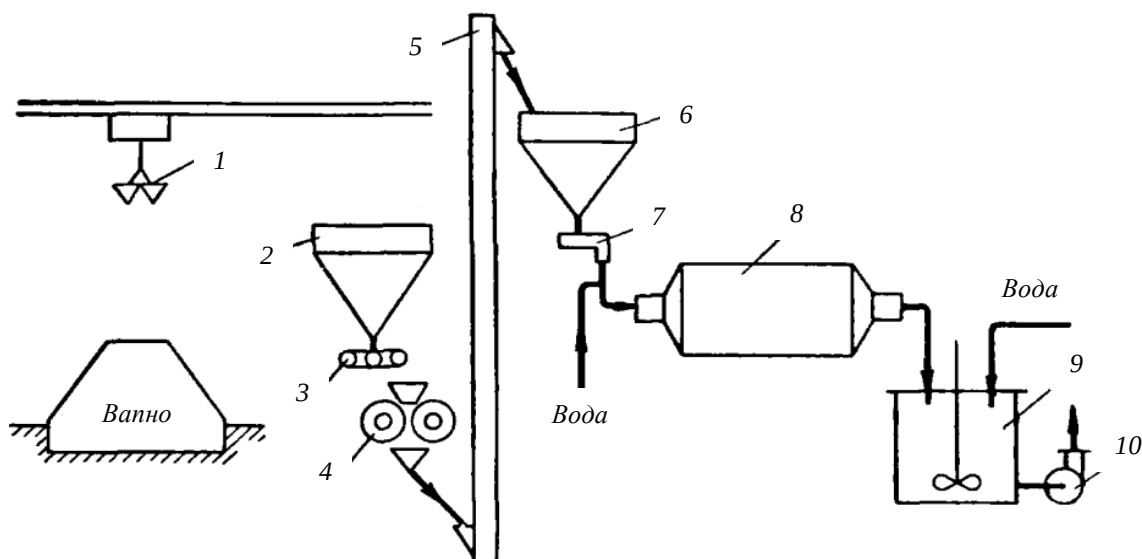


Рис. 9.7. Схема подрібнення вапна у виробництві преципітату:

1 – грейфер; 2, 6 – бункер; 3 – стрічковий живильник; 4 – валкова дробарка;
5 – елеватор; 7 – живильник; 8 – барабанний млин; 9 – збірник суспензії;
10 – насос

Тести для самоконтролю до розділу II

1. Процес зменшення розмірів часток матеріалу шляхом їх руйнування під дією зовнішніх сил називається:
 - а) випарюванням;
 - б) подрібненням;
 - в) абсорбцією.
2. Відношення розмірів часток вихідного до розмірів подрібненого матеріалу називається:
 - а) ступенем подрібнення;
 - б) ступенем поглинання;
 - в) ступенем вилучення.
3. Процес подрібнення використовується для зменшення розмірів:
 - а) газоподібних матеріалів;
 - б) рідких матеріалів;
 - в) твердих матеріалів.
4. Розподіл розмірів часток в загальній кількості матеріалу характеризує:
 - а) дисперсність (фракційний склад);
 - б) середній діаметр часток;
 - в) питома поверхня.
5. Частка маси матеріалу, яка пройшла через сито з певним розміром вічок, від загальної маси, що просіюється, називається:
 - а) залишком;
 - б) ступенем подрібнення;
 - в) проходом.
6. Частка маси матеріалу, яка залишилась на ситі з певним розміром вічок, від загальної маси, що просіюється, називається:
 - а) проходом;
 - б) ступенем подрібнення;
 - в) залишком.

- 7. Спосіб подрібнення – це такий вид впливу на твердий матеріал, який призводить до його:**
- а) дистиляції;
 - б) руйнуванню;
 - в) поглинанню.
- 8. Якщо тіло руйнується під дією згинальних сил, то такий спосіб подрібнення називається:**
- а) різанням ;
 - б) стиранням;
 - в) розламуванням.
- 9. Якщо тіло руйнується під дією динамічного навантаження, то такий спосіб подрібнення називається:**
- а) розпилюванням ;
 - б) розколюванням;
 - в) ударом.
- 10. Згідно з поверхневою теорією Риттингера корисна робота подрібнення витрачається на утворення нових:**
- а) часток ;
 - б) поверхонь;
 - в) розмірів.
- 11. Теорія подрібнення, згідно з якою робота подрібнення пропорційна величині утвореної поверхні, називається:**
- а) об'ємною теорією Кирпичова-Кика;
 - б) поверхневою теорією Риттингера;
 - в) теорією Ребіндера.
- 12. Згідно з об'ємною теорією Кирпичова-Кика корисна робота подрібнення витрачається на:**
- а) утворення нових поверхонь;
 - б) утворення нових часток;
 - в) об'ємну деформацію часток, які руйнуються.
- 13. Теорія подрібнення, згідно з якою робота подрібнення пропорційна зміненню об'єму часток, називається:**
- а) теорією Ребіндера;
 - б) поверхневою теорією Риттингера;
 - в) об'ємною теорією Кирпичова-Кика.
- 14. Згідно з теорією Ребіндера корисна робота подрібнення витрачається на:**
- а) утворення нової поверхні та об'ємну деформацію часток;
 - б) тільки на утворення нової поверхні;
 - в) тільки об'ємну деформацію часток.
- 15. При здібненні ступінь подрібнення матеріалу знаходиться в межах:**
- а) 2-50;
 - б) 50-100;
 - в) більше 100.
- 16. При помелі ступінь подрібнення матеріалу знаходиться в межах:**
- а) 50-100;
 - б) 2-50;
 - в) більше 100.
- 17. При подрібненні у відкритому циклі частки матеріалу проходять через подрібнювач:**
- а) тільки один раз;
 - б) три рази;
 - в) багаторазово.

- 18. При подрібненні у замкнутому циклі частки матеріалу проходять через подрібнювач:**
- а) тільки один раз;
 - б) багаторазово;
 - в) два рази.
- 19. В шоккових дробарках відбувається:**
- а) крупне здрібнення;
 - б) тонкий помел;
 - в) надтонкий помел.
- 20. В зубовалкових дробарках відбувається:**
- а) тонкий помел;
 - б) крупне здрібнення;
 - в) надтонкий помел.
- 21. В валкових дробарках відбувається:**
- а) крупне здрібнення;
 - б) мілке здрібнення;
 - в) надтонкий помел.
- 22. В барабанних млинах відбувається:**
- а) крупне здрібнення;
 - б) середнє здрібнення;
 - в) надтонкий помел.
- 23. В вібраційних млинах відбувається:**
- а) середнє здрібнення;
 - б) крупне здрібнення;
 - в) надтонкий помел.
- 24. В конусних дробарках реалізується спосіб подрібнення:**
- а) удар;
 - б) різання;
 - в) розколювання.
- 25. В ролик-кільцевих млинах реалізується спосіб подрібнення:**
- а) розламування;
 - б) роздавлювання;
 - в) удар.
- 26. В молоткових подрібнювачах реалізується спосіб подрібнення:**
- а) різання;
 - б) розколювання;
 - в) удар.
- 27. В ножевих подрібнювачах реалізується спосіб подрібнення:**
- а) стирання;
 - б) різання;
 - в) роздавлювання.
- 28. В струминних млинах реалізується спосіб подрібнення:**
- а) роздавлювання;
 - б) удар;
 - в) розламування.
- 29. Шокові дробарки відносяться до подрібнювачів:**
- а) ударної дії;
 - б) стираюче-роздавлюючої дії;
 - в) розколююче-розламуючої дії.
- 30. Гладковалкові дробарки відносяться до подрібнювачів:**
- а) ріжучої дії;
 - б) роздавлюючої дії;

в) ударно-стираючої дії.

31. Бігуни відносяться до подрібнювачів:

- а) ударної дії;
- б) ріжучої дії;
- в) стираюче-роздавлюючої дії.

32. Ударно-відцентрові млини відносяться до подрібнювачів:

- а) ріжучої дії;
- б) роздавлюючої дії;
- в) ударно-стираючої дії.

33. Дезінтегратори та дисмембратори відносяться до подрібнювачів:

- а) розколююче-розламуючої дії;
- б) ударної дії;
- в) ударно-стираючої дії.

Контрольні питання до розділу II

1. Що таке подрібнення? Класи подрібнення. Характеристики подрібненого матеріалу.
2. Навести характеристику способів подрібнення матеріалів.
3. Теорії подрібнення. Робота подрібнення. Витрата енергії.
4. Навести характеристику стадій та основних схем подрібнення.
5. Класифікація подрібнювачів за класом та способом подрібнення.
6. Навести основні шляхи інтенсифікації роботи подрібнювачів.
7. Щоківні дробарки. Типи. Конструкції. Принцип дії. Галузь застосування. Переваги та недоліки.
8. Розрахунок основних параметрів щоківних дробарок.
9. Конусні дробарки. Типи. Конструкції. Принцип дії. Галузь застосування. Переваги та недоліки.
10. Розрахунок основних параметрів конусних дробарок.
11. Зубовалкові дробарки. Конструкції. Принцип дії. Галузь застосування. Переваги та недоліки.
12. Розрахунок основних параметрів зубовалкових дробарок.
13. Гладковалкові дробарки. Конструкції. Принцип дії. Галузь застосування. Переваги та недоліки.
14. Розрахунок основних параметрів гладковалкових дробарок.
15. Ролико-кільцеві млини. Конструкції. Принцип дії. Галузь застосування. Переваги та недоліки.
16. Розрахунок основних параметрів ролико-кільцевих млинів.
17. Бігуни. Конструкції. Принцип дії. Галузь застосування. Переваги та недоліки.
18. Розрахунок основних параметрів бігунів.
19. Жорнова. Конструкції. Принцип дії. Галузь застосування. Переваги та недоліки.
20. Катково-тарілчасті машини. Конструкції. Принцип дії. Галузь застосування. Переваги та недоліки.
21. Розрахунок основних параметрів катково-тарілчастих млинів.
22. Куле-кільцеві млини. Конструкція. Принцип дії. Галузь застосування.
23. Схеми ударного подрібнення. Типи млинів ударної дії.
24. Молоткові подрібнювачі. Типи. Конструкції. Принцип дії. Галузь застосування. Переваги та недоліки.
25. Ударно-відцентрові дробарки. Типи. Конструкції. Принцип дії. Галузь застосування. Переваги та недоліки.
26. Роторні дробарки. Конструкції. Принцип дії. Галузь застосування. Переваги та

- недоліки.
27. Відцентрово-кулеві млини. Конструкції. Принцип дії.
 28. Дезінтегратори та дисмембратори. Конструкції. Принцип дії. Переваги та недоліки.
 29. Класифікація барабанних млинів. Схеми барабанних млинів безперервної дії.
 30. Барабанні млини. Конструкції. Принцип дії. Галузь застосування. Переваги та недоліки.
 31. Розрахунок основних параметрів барабанних млинів.
 32. Класифікація струминних млинів. Переваги та недоліки.
 33. Протитечійний двоструминний млин з верхнім виведенням продукту подрібнення. Конструкція. Принцип дії.
 34. Струминний млин з плоскою помольною камерою. Конструкція. Принцип дії.
 35. Струминний млин з трубчатою кільцевою камерою. Конструкція. Принцип дії.
 36. Класифікація ударно – відцентрових млинів. Переваги та недоліки.
 37. Ударно – відцентровий млин з висхідним сепараційним потоком повітря. Конструкція. Принцип дії.
 38. Ударно-відцентровий млин з пороговою сепарацією. Конструкція. Принцип дії.
 39. Двороторний ударно-відцентровий млин. Конструкція. Принцип дії.
 40. Вібраційні млини. Конструкції. Принцип дії. Галузь застосування. Переваги та недоліки.
 41. Планетарні та гіроскопічні млини. Конструкції. Принцип дії. Переваги та недоліки.
 42. Бісерні млини. Конструкції. Принцип дії. Галузь застосування. Переваги та недоліки.
 43. Ножові млини. Конструкції. Принцип дії. Галузь застосування. Переваги та недоліки.
 44. Колоїдні конусні млини. Конструкції. Принцип дії. Галузь застосування.
 45. Колоїдні бильні млини. Конструкції. Принцип дії. Галузь застосування.
 46. Колоїдні млини з решітчастим ротором. Конструкції. Принцип дії.
 47. Колоїдні віброкавітаційні млини. Конструкції. Принцип дії.
 48. Ультразвукове диспергування.
 49. Криогенне подрібнення.

Приклади до розділу II

Приклад II. 1

Середній розмір вихідного матеріалу $d_n=200$ мм. Розмір часток після подрібнення не повинен перевищувати $d_k=4$ мм. Визначити необхідну кількість подрібнювачів, якщо лінійний ступінь подрібнення в кожному $i=4$.

Розв'язок

Визначимо загальну ступінь подрібнення:

$$i_{\text{заг}} = \frac{d_n}{d_k} = \frac{200}{4} = 50$$

Так як:

$$i_{\text{заг}} = i_1 \cdot i_2 \cdot \dots \cdot i_n = i^n,$$

звідки

$$n = \frac{\lg i_{\text{заг}}}{\lg i} = \frac{\lg 50}{\lg 4} = 2,82.$$

Приймаємо необхідну кількість подрібнювачів $n=3$.

Приклад II.2

Визначити розмір часток вихідного матеріалу. Якщо лінійна ступінь подрібнення однієї дробарки $i=3,5$. Кількість послідовно з'єднаних дробарок $n=4$. Розмір часток продукту

$d_k=2$ мм.

Розв'язок

Визначимо загальний ступінь подрібнення:

$$i_{\text{заг}} = i^n = 3,5^4 = 150.$$

Розмір часток вихідного матеріалу:

$$d_n = d_k \cdot i_{\text{заг}} = 150 \cdot 2 = 300 \text{ мм}.$$

Приклад II.3

Визначити кут захвату і число коливань рухомої щопи щоквої дробарки при максимальній продуктивності, якщо коефіцієнт тертя матеріалу по сталі $f=0,2$, а довжина ходу щопи $S=30$ мм.

Розв'язок

Кут захвату матеріалу згідно з формулою (II.35):

$$\alpha = 2\varphi$$

Враховуючи, що

$$f = \operatorname{tg} \varphi,$$

звідки

$$\varphi = \operatorname{arctg} f = \operatorname{arctg} 0,2 = 11,3^\circ.$$

Тоді

$$\alpha = 2 \cdot 11,3 = 22,6^\circ$$

Число коливань рухомої щопи при максимальній продуктивності визначимо за формулою (II.37):

$$n = 66,5 \sqrt{\frac{\operatorname{tg} \alpha}{s}} = 66,5 \sqrt{\frac{\operatorname{tg} 22,6}{30 \cdot 10^{-3}}} = 248 \text{ об/хв}$$

Приклад II.4

Визначити необхідне число щоквих дробарок при здрібненні базальтової лави у кількості $G=60$ т/год. Середній розмір подрібненого матеріалу $d_k=50$ мм, коефіцієнт розпушення матеріалу $\mu=0,4$, густина матеріалу $\rho=2500$ кг/м³. Довжина пащі дробарки $B=400$ мм, хід рухомої щопи $S=35$ мм.

Розв'язок

Визначимо число коливань рухомої щопи при максимальній продуктивності за формулою (II.37), приймаючи кут захвату $\alpha=22^\circ$:

$$n = 66,5 \sqrt{\frac{\operatorname{tg} 22^\circ}{35 \cdot 10^{-3}}} = 226 \text{ об/хв}$$

Масову продуктивність однієї дробарки визначимо за формулою (II.41):

$$G_1 = \frac{0,06 \cdot n \cdot \mu \cdot B \cdot S \cdot d_k \cdot \rho}{\operatorname{tg} \alpha} = \frac{0,06 \cdot 226 \cdot 0,4 \cdot 400 \cdot 10^{-3} \cdot 35 \cdot 10^{-3} \cdot 50 \cdot 10^{-3} \cdot 2500}{\operatorname{tg} 22^\circ} = 23,5 \text{ т/год}$$

Необхідне число дробарок:

$$n = \frac{G}{G_1} = \frac{60}{23,5} = 2,6$$

Приймаємо $n=3$.

Приклад II.5

Визначити середнє значення ступені подрібнення в щоквої дробарці при продуктивності $Q=25$ м³/год. Розміри часток вихідного матеріалу $d_n=13 \div 16$ см. Число коливань рухомої щопи $n=190$ об/хв., хід щопи $S=30$ мм, довжина пащі $B=1200$ мм.

Розв'язок

Користуючись формулою (II.39) та враховуючи формулу (II.40), визначимо середній діаметр часток після подрібнення d_k .

Приймаємо коефіцієнт розпушення $\mu=0,5$ та кут захвату $\alpha=20^\circ$.

$$d_k = \frac{Q \cdot \operatorname{tg} \alpha}{60 \cdot n \cdot \mu \cdot B \cdot S} = \frac{25 \cdot \operatorname{tg} 20}{60 \cdot 190 \cdot 0,5 \cdot 1,2 \cdot 0,03} = 44,3 \cdot 10^{-3} \text{ м} = 44,3 \text{ мм}$$

Середній розмір часток вихідного матеріалу:

$$d_{n.cep.} = \frac{130+160}{2} = 145 \text{ мм.}$$

Середня ступінь подрібнення:

$$i = \frac{d_{n.cep.}}{d_k} = \frac{145}{44,3} = 3,3.$$

Приклад II.6

Визначити діаметр валків зубовалкової дробарки, якщо відстань між валками $e=5 \text{ мм}$.
Ступінь подрібнення $i=4,8$. Прийняти коефіцієнт тертя матеріалу по сталі $f=0,25$.

Розв'язок

Кут захвату зубовалкової дробарки згідно з формулою (II.54)

$$\alpha = 2 \arctg f = 2 \arctg 0,25 = 28,1^\circ$$

Так як розмір часток продукту d_k не може перевищувати відстань між валками e , то, приймаючи що $d_k=e$, знайдемо розмір часток вихідного матеріалу

$$d_n = i \cdot d_k = 4,8 \cdot 5 = 24 \text{ мм}$$

Діаметр зубчастих валків згідно з формулою (II.55)

$$D_d = \frac{d_n \cdot \cos \alpha / 2}{1 - \cos \alpha / 2} = \frac{24 \cos 28,1 / 2}{1 - \cos 28,1 / 2} = 778 \text{ мм}$$

Приклад II.7

Визначити найбільший розмір часток вихідного матеріалу, який подрібнюється в ролико-кільцевому млині. Діаметр розмельного кільця $D=800 \text{ мм}$, діаметр роликів $d=200 \text{ мм}$, коефіцієнт тертя матеріалу по сталі $f=0,4$.

Розв'язок

Визначимо кут захвату в ролико-кільцевому млині (ф. 8.30):

$$\alpha = 2 \arctg f = 2 \arctg 0,4 = 44^\circ.$$

Користуючись формулою (II.64), визначимо:

$$\operatorname{tg}^2 \alpha / 2 = \operatorname{tg}^2 22 = 0,16.$$

Враховуючи, що $R_1=D/2$ та $R_2=d/2$, отримаємо:

$$0,16 = \frac{r(400 - 100 - r)}{400 \cdot 100} = \frac{300r - r^2}{4 \cdot 10^4}.$$

Звідки

$$r^2 - 300 \cdot r + 6400 = 0$$

Знайдемо корені рівняння:

$$r = \frac{300}{2} \pm \frac{\sqrt{300^2 - 4 \cdot 6400}}{2} = 150 \pm 127.$$

Так як r не може бути більшим за R_2 , то дійсним значенням є другий корінь рівняння $r=23,1 \text{ мм}$.

Тобто найбільший розмір часток вихідного матеріалу $d_n=2r=2 \cdot 23,1=46,2 \text{ мм}$.

Приклад II.8

Визначити масову продуктивність та витрату енергії на подрібнення матеріалу від $d_n=19$ мм до $d_k=200$ мкм в барабанному млині. Розміри барабана млина $D \times L = 1500 \times 3000$ мм. Насипна густина сталених шарів $\rho_{ш}=4000$ кг/м³.

Розв'язок

Масову продуктивність барабанного млина визначимо за формулою (II.76).

Об'єм барабанного млина:

$$V = \frac{\pi \cdot d^2}{4} \cdot L = \frac{3,14 \cdot 1,15^2}{4} \cdot 3 = 5,3 \text{ м}.$$

Коефіцієнт пропорційності $K=1,57$ [3].

Тоді:

$$Q = 1,57 \cdot 5,3 \cdot 1,5^{0,6} = 10,6 \text{ т/год}.$$

Витрату енергії на подрібнення в барабанному млині визначимо за формулою (II.77):

$$N = 6,1 \cdot m_{ш} \cdot \sqrt{D}.$$

Приймаючи коефіцієнт заповнення $\varphi=0,4$, маса шарів:

$$m_{ш} = \varphi \cdot V \cdot \rho_{ш} = 0,4 \cdot 5,3 \cdot 4000 = 8480 \text{ кг}.$$

Приклад II.9

Визначити число обертів валків валкової дробарки при здрібненні тальку у кількості $G = 5$ т/год. Розмір часток вихідного матеріалу $d_n=45$ мм, коефіцієнт розпушення матеріалу $\mu=0,25$, ширина валків $B=400$ мм, відстань між валками $e=5$ мм.

Розв'язок

Число обертів валкової дробарки визначимо за формулою (II.58)

$$n = \frac{G}{0,06 \cdot \pi \cdot D_6 \cdot B \cdot d_k \cdot \mu \cdot \rho}.$$

Мінімальний діаметр валків:

$$D = 20 \cdot d_n = 20 \cdot 25 = 500 \text{ мм}.$$

Розмір часток матеріалу після подрібнення

$$d_k = e = 5 \text{ мм}.$$

Густина тальку $\rho=2700$ кг/м³ [1].

Тоді:

$$n = \frac{5}{0,06 \cdot 3,14 \cdot 0,5 \cdot 0,4 \cdot 5 \cdot 10^{-3} \cdot 0,25 \cdot 2700} = 39,3 \text{ об/хв}$$

Визначимо граничне число обертів валків за формулою (II.56)

$$n_{cp} = 616 \sqrt{\frac{0,2}{2700 \cdot 25 \cdot 10^{-3} \cdot 0,5}} = 47 \text{ об/хв}$$

Умова $n < n_{cp}$ виконується.

Задачі до розділу II

Задачі II.1-3

Середній розмір вихідного матеріалу d_n , мм. Розмір часток після подрібнення не повинен перевищувати d_k , мм. Визначити необхідну кількість подрібнювачів, якщо лінійний ступінь подрібнення в кожному i .

№ задачі	d_n , мм	d_k , мм	i
1	195	6	3,1
2	206	4	2,9
3	183	5	2,7

Задачі II.4-6

Визначити розмір часток вихідного матеріалу. Якщо лінійний ступінь подрібнення однієї дробарки i . Кількість послідовно з'єднаних дробарок n . Розмір часток продукту d_k , мм.

№ задачі	i	n	d_k , мм
4	3,3	4	2,5
5	2,9	5	3,1
6	3,1	3	2,8

Задача II.7-9

Визначити кут захвату і число коливань рухомої щоки щоквої дробарки при максимальній продуктивності, якщо коефіцієнт тертя матеріалу по сталі f , а довжина ходу щоки S , мм.

№ задачі	f	S , мм
7	0,2	25
8	0,3	35
9	0,25	30

Задачі II.10-12

Визначити необхідне число щоквих дробарок при здрібненні базальтової лави у кількості G , т/год. Середній розмір подрібненого матеріалу d_k , мм коефіцієнт розпушення матеріалу μ , густина матеріалу ρ , кг/м³. Довжина пащі дробарки B , мм, хід рухомої щоки S , мм.

№ задачі	G , т/год	d_k , мм	μ	ρ , кг/м ³	B , мм	S , мм
10	55	48	0,35	2700	450	35
11	61	45	0,36	1900	650	25
12	58	52	0,38	2200	500	30

Задачі II.13-15

Визначити середнє значення ступені подрібнення в щоквій дробарці при продуктивності $Q=25$ м³/год. Розміри часток вихідного матеріалу d_n , см. Число коливань рухомої щоки n , об./хв, хід щоки S , мм, довжина пащі B , мм.

№ задачі	Q , м ³ /год	d_n , см	n , об./хв	S , мм	B , мм
13	14	12-14	210	30	500
14	29	10-15	180	25	600
15	25	11-13	170	40	550

Задачі II.16-18

Визначити діаметр валків зубовалкової дробарки, якщо відстань між валками e , мм. Ступінь подрібнення i . Прийняти коефіцієнт тертя матеріалу по сталі $f=0,25$.

№ задачі	e , мм	i	f
16	6	3,5	0,26
17	8	2,8	0,28
18	5	4,1	0,24

Задачі II.19-21

Визначити найбільший розмір часток вихідного матеріалу, який подрібнюється в

роliko-кільцевому млині. Діаметр розмельного кільця D , мм, діаметр роликів d , мм, коефіцієнт тертя матеріалу зі сталі f .

№ задачі	D , мм	d , мм	f
19	750	150	0,24
20	700	250	0,27
21	850	170	0,25

Задачі II.22-24

Визначити масову продуктивність та витрату енергії на подрібнення матеріалу від d_n , мм до d_k , мкм в барабанному млині. Розміри барабана млина $D \times L$, мм. Насипна густина сталених шарів $\rho_{ш}$, кг/м³.

№ задачі	d_n , мм	d_k , мкм	$D \times L$, мм	$\rho_{ш}$, кг/м ³
22	25	150	1200X2400	4500
23	12	200	1200X1300	4000
24	6	75	900X1800	4200

Задачі II.25-27

Визначити число обертів валків валкової дробарки при здрібненні тальку у кількості G , т/год. Розмір часток вихідного матеріалу d_n , мм, коефіцієнт розпушення матеріалу μ , ширина валків B , мм, відстань між валками e , мм.

№ задачі	G , т/год	d_n , мм	μ	B , мм	e , мм
25	4,5	41	0,33	400	6
26	5,1	38	0,35	550	5
27	4,8	35	0,4	500	4

Список літератури до розділу II

1. Сиденко П.М. Измельчение в химической промышленности / Сиденко П.М. – М.: «Химия», 1977. – 368с.
2. Касаткин А.Г. Основные процессы и аппараты химической технологии / Касаткин А.Г. – М.: «Химия», 1971. – 784с.
3. Плановский А.Н. Процессы и аппараты химической технологии / Плановский А.Н., Рамм В.М., Каган С.З. – М.: «Химия», 1968. – 847с.
4. Гельперин Н.И. Основные процессы и аппараты химической технологии / Гельперин Н.И. – М.: «Химия», 1981. – 812с.
5. Козулин Н.А. Оборудование заводов лакокрасочной промышленности / Козулин Н.А., Горловский И.А. – Л.: «Химия», 1968. – 584с.
6. Опарин С.А. Процесс и оборудование помола растительных материалов до микронных размеров: дис. ... кандидата технических наук : 05.17.08 / Опарин Сергей Александрович. – Днепропетровск, 2002. – 193с.
7. Лещенко Е.В. Процесс и оборудование тонкого измельчения пигментов и наполнителей для лакокрасочной промышленности / дис. ... кандидата технических наук: 05.17.08 / Лещенко Елена Васильевна. – Днепропетровск, 2007. – 175с.

РОЗДІЛ III

ОБЛАДНАННЯ ДЛЯ ПЕРЕРОБЛЕННЯ СИПКИХ МАТЕРІАЛІВ

Умовні позначення та одиниці вимірювання

Величина, термін	Умовне позначення	Одиниці вимірювання
Висота бортів, жолоба	h	м
Висота підйому	H	м
Висота шару матеріалу у барабані	h	мм
Вміст нижнього продукту у вихідному матеріалі	a	%
Вміст у нижньому продукті зерен розміром менше половини отвору сита	b	%
Діаметр	d, D	мм, м
Довжина транспортера	L	м
Коефіцієнт запасу	K_3	-
Коефіцієнт заповнення матеріалу	φ	-
Коефіцієнт корисної дії	η	-
Коефіцієнти опору	K_1	-
Коефіцієнт розпушення матеріалу	μ	-
Коефіцієнт рухливості	m	-
Коефіцієнт тертя матеріалу	f	-
Крок витка шнека	s	м
Кут нахилу	α	°
Маса барабана	G_{δ}	кг
Маса матеріалу	G_m	кг
Масова продуктивність	G	кг/с, т/год
Насипна густина матеріалу	ρ_H	г/м ³
Об'ємна витрата матеріалу	Q	м ³ /с
Об'єм матеріалу	V	м ³
Площа перерізу	S	м ²
Площа сита	F	м ²
Порозність	ε	-
Потужність грохота	N	кВт
Радіус кривошипа	r	м

1. Сита

Класифікація – процес розділення однорідних сипких матеріалів за розмірами кусків або часток.

Класифікація сипкого матеріалу за розмірами часток здійснюється:

– *просіюванням* (механічна класифікація) або *розсіванням* суміші твердих часток на ситах;

– *повітряною* (пневматичною) класифікацією, або *сепарацією* розділенням суміші твердих часток на фракції за величиною швидкості осадження часток у повітрі;

– *гідравлічною класифікацією* – розділенням суміші на фракції за величиною швидкості осадження часток у рідині (воді).

Розділення суміші сипкого матеріалу з метою одержання готового продукту із заданим дисперсним складом називають *сорткуванням*.

Сорткування (просіювання) буває самостійне, коли одержаний матеріал – готова продукція та проміжне, коли продукти і надалі подрібнюють, і допоміжне – для виділення дрібних фракцій, наявність яких у матеріалі зменшує продуктивність сит (грохотів).

Класифікацію використовують і як самостійний процес для *ситового аналізу* – розділення часток сипкого матеріалу за розмірами.

Основною частиною пристроїв для класифікації та сорткування є сита, які виготовляють із плетених сіток або штампованих решіток з визначеним розміром отворів сит (решіт) – d мм (табл. 3.1). Частки, розміри яких менше d отворів сит (решіт), проходять через отвір (фракція $+d$, або прохід), а більші частки залишаються на ситі (фракція $+d$ або залишок) рис.3.1а. Сита мають розміри отворів від 100 до 0,04 мм і позначаються номерами, що відповідають розміру сторони отвору сита у світлі, вираженому в мм. Ефективність сорткування (просіювання) залежить від форми часток, отворів сит, вологості, товщини шару матеріалу, швидкості його руху. Сита, які виготовляють штампуванням з металевих листів товщиною $\delta = 2 \div 12$ мм, називають *решетами*. Круглі або довгасті отвори розміром 5–10 мм штампують розширеними до низу (щоб уникнути забивання). Для просіювання великих кусків використовують *решітки* – колосники зі стрижнів трапецієподібного перерізу.

Механічне сорткування (просіювання) матеріалу залежить від розміщення сит і решіт. Розрізняють три способи розміщення решіт (сит):

- 1) від дрібного до крупного;
- 2) від крупного до дрібного;
- 3) комбінований.

Кількість фракцій залежить від кількості решіт (сит). Якщо застосувати n решіт, то виходить $n+1$ фракція сипкого матеріалу.

Фракції (класи) сипких дисперсних матеріалів позначають номерами сит. Так, якщо клас отриманий послідовно просіюванням на ситах з отворами 4 та 2 мм (№4 та № 2), то його позначають так: $-4 +2$ мм.

Таблиця 3.1

Основні характеристики сит

Сита	Матеріал	Форма та розмір отворів	Живий переріз, %	Примітка
Плетені та ткані	Дріт сталевий, мідний, латунний; нитка шовкова, капронова, нейлонова	Квадратні або прямокутні шириною від 10 до 0,15 мм	До 70	У великотоннажних виробництвах використовують сита із отворами в поперечнику більше 100 мкм
Штамповані (пробивні)	Листи сталеві, мідні, латунні (плоскі, циліндричні)	Довгасті або круглі	До 50	У дрібнотоннажних виробництвах і для контрольних аналізів використовують сита з отворами від 40 до 100 мкм

Характеристикою однорідності складу дисперсного матеріалу є коефіцієнт відхилення k_0 , який визначається наступним чином. Від розміру отворів сита d_{84} , що відповідає вмісту 84% на інтегральній кривій залишків, віднімають розмір отвору d_{16} , що відповідає вмісту 16% на цій же кривій; отриману різницю ділять на подвоєний діаметр d_{50} і множать на 100, тобто:

$$k_0 = \frac{d_{84} - d_{16}}{2 \cdot d_{50}} \cdot 100 . \quad (3.1)$$

Таким чином, при визначенні k_0 із загальної маси матеріалу, що аналізується відкидають 16% найдрібніших і найкрупніших часток та у розрахунок приймають тільки $2/3$ сипкого матеріалу, який залишився. Чим менше коефіцієнт k_0 , тим більш однорідний продукт.

2. Грохоти

Просіювання сипкого матеріалу здійснюється при русі кусків (або часток) по робочій поверхні грохота. Існує багато типів грохотів, які за формою сит можна розділити на дві групи: плоскі та барабанні (циліндричні) і в залежності від положення сит – на похилі та горизонтальні.

Плоскі грохоти підрозділяють на решітчасті, ситові, колошникові та валкові. Для попереднього просіювання (відділення дріб'язку або занадто великих кусків) використовують нерухомі грохоти з кутом нахилу 30 – 50°.

Найпоширеніші схеми (способи) ситових грохотів для механічного сортування (просіювання) матеріалу наведені на рис. 3.1.

За першим способом сортування (просіювання) вихідного матеріалу «від дрібного до крупного» починають з решета (сита) із найменшими отворами і закінчують на решеті (ситі) з найбільшими отворами (рис.3.1б).

Розміщені таким чином сита зручно ремонтувати, а також знімати з них готовий продукт. Однак якість просіювання погіршується через стирання дрібних сит та кришення матеріалу.

За другим способом сортування (просіювання) « від крупного до дрібного» сита розміщують один над одним. Верхнє сито має найбільші отвори, а нижнє – найменші (рис.3.1в).

Переваги другого способу: менше стирання сит та кришення матеріалу, висока ефективність просіювання.

Недоліки схеми: велика висота встановлення, незручність ремонту сит та вузький фронт розвантаження сортів.

Третій спосіб сортування (просіювання) – комбінований, коли суміш надходить спочатку на решето з отворами середнього розміру, а частки які пройшли через отвори в першому решеті, надходять на розміщене під ним решето із найменшими отворами, тоді як шматки великих розмірів надходять на друге решето із найбільшими отворами (рис.3.1г). Ця схема поєднує в собі недоліки і переваги двох перших схем.

За конструктивними особливостями і обладнанням приводу ситові грохоти поділяють на коливні, гіраційні та вібраційні.

Плаский коливний грохот (рис. 3.2) складається з рами 1, нижнього 7 та верхнього 4 коробів із ситами, які встановлені на опорах 6, і привідного пристрою, що включає ексцентрикний вал 2, шатун 5, двигун 3 і клинову передачу. Ексцентрики приводу верхнього короба розташовані під кутом 180° до ексцентриків нижнього короба, завдяки чому сита рухаються в різних напрямках за умови рівноваги коливних мас.

Сипка суміш, що розділяється надходить на сито верхнього короба, просувається по ньому і ділиться на дві фракції: верхню (крупну) і нижню (дрібну). Верхня фракція відводиться за призначенням, а нижня з-під сита верхнього короба спрямовується в нижній короб. Рухаючись по сити нижнього короба, ця фракція знову ділиться на дві фракції: верхню та нижню. Таким чином, сипкий матеріал ділиться на три фракції (класи). Їх крупність визначається розмірами отворів у ситах верхнього та нижнього коробів.

Для того щоб частка переміщалася уздовж сита, мінімальна частота обертання вала n (об./хв) повинна відповідати наступній залежності [1]:

$$n = \frac{30}{\sqrt{rtg\alpha}}, \quad (3.2)$$

де α – кут нахилу сита, що дорівнює $10-12^\circ$;

r – радіус кривошипа, м.

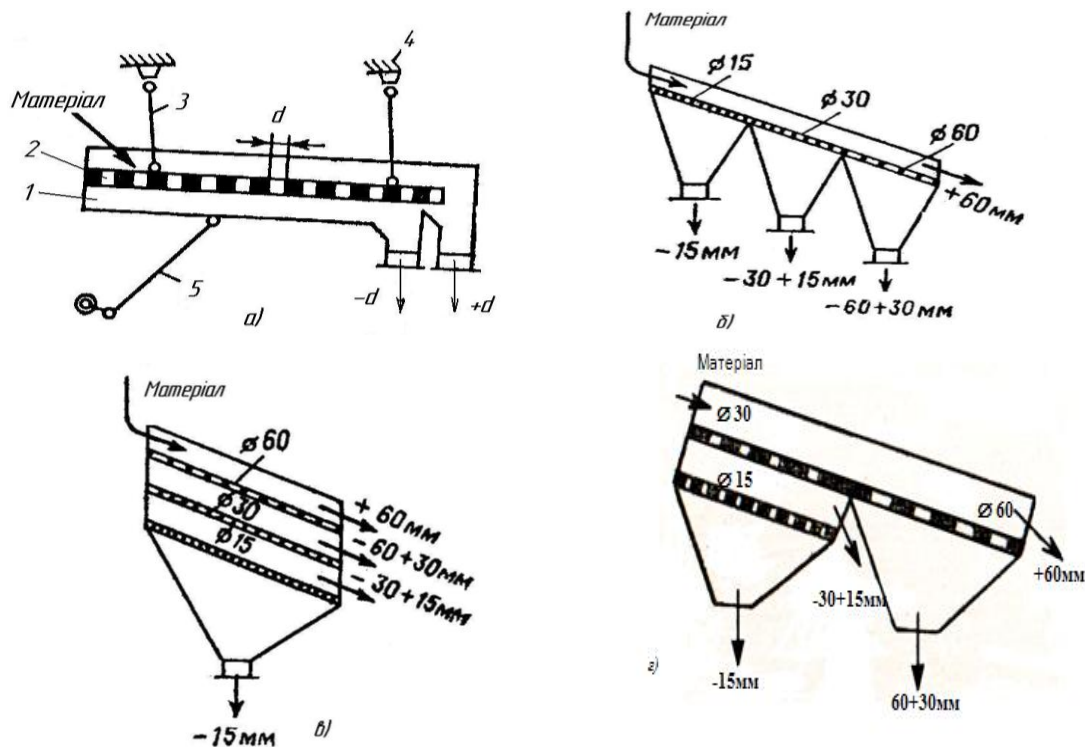


Рис. 3.1. Схеми ситових грохотів:

а – односитовий; б – багатоситовий з горизонтальним розташуванням сит;
в – багатоситовий з вертикальним розташуванням сит; г – комбінований;
1 – короб; 2 – сито; 3 – підвіски; 4 – опорна рама; 5 – привід

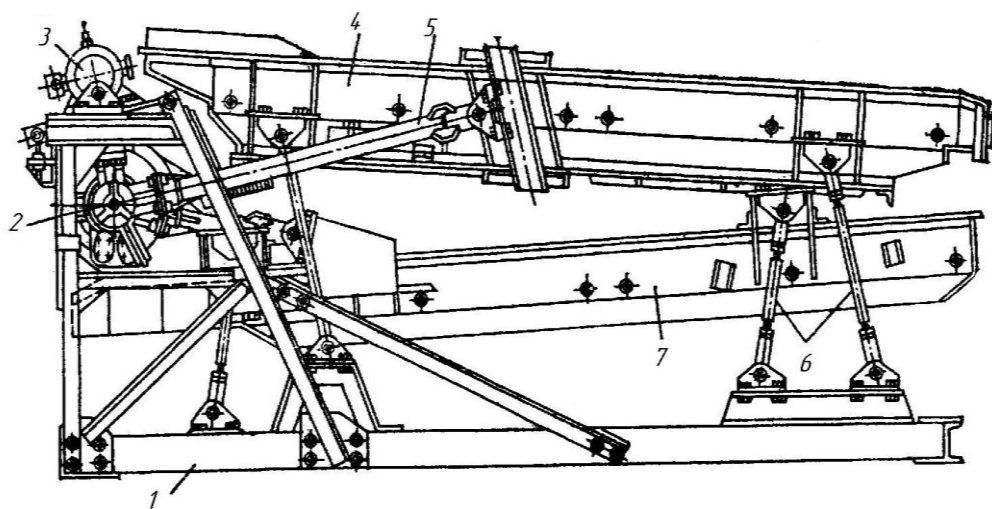


Рис. 3.2. Плоский коливний грохот з різнобічним нахилом сит:

1 – опорна рама; 2 – ексцентриковий вал; 3 – двигун; 4 – верхній короб із ситом;
5 – шатун; 6 – опори; 7 – нижній короб із ситом

Середня швидкість переміщення матеріалу по коробу розраховується за формулою [2]

$$W_{cp} = 0,23nrftg\alpha , \quad (3.3)$$

де W_{cp} – середня швидкість переміщення матеріалу по коробу, м/с;
 n – частота обертання вала, об./хв;

r – радіус кривошипа, м;

f – коефіцієнт тертя матеріалу по коробу (0,3-0,4).

Середня швидкість переміщення матеріалу по коробу знаходиться в межах 0,1-0,2 м/с.

Продуктивність грохота G (т/год) визначається за рівнянням [2]:

$$G = 3600 S W_{cp} \rho_H \varphi, \quad (3.4)$$

де S – площа перерізу короба, м²;

ρ_H – насипна маса матеріалу (т/м³);

φ – коефіцієнт заповнення матеріалу.

Об'ємна витрата матеріалу, що переміщується Q (м³/с) дорівнює [2]:

$$Q = S W_{cp}. \quad (3.5)$$

Нахил грохота, частота обертання ексцентрикового валу, довжина ходу сита, що забезпечують достатню продуктивність та оптимальну ефективність просіювання, встановлюються експериментально. Плоскі коливальні грохоти застосовують для класифікації сухим і мокрим способом сипкого матеріалу з розміром кусків <50 мм. Частота обертання ексцентрикового вала становить 300-500 об/хв.

Гіраційний грохот. Схема гіраційного грохота, наведена на рис. 3.3. Короб 1 із ситами 6 робить кругові рухи у вертикальній площині за допомогою ексцентрикового вала 5. Краї короба сит з'єднуються з нерухомою рамою 4 пружинними амортизаторами 2. Відцентрові сили інерції, що виникають при русі корпусу, урівноважуються контрвантажами 3 на симетрично розташованих дисках 7.

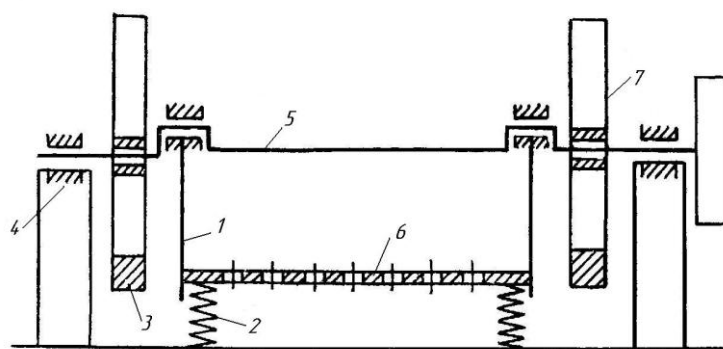


Рис. 3.3. Схема гіраційного грохота:

1 – короб; 2 – амортизатор; 3 – контрвантаж; 4 – рама;
5 – ексцентриковий вал; 6 – сито; 7 – диск

Вібраційний грохот (рис.3.4) застосовують для розподілу кускових матеріалів з початковим розміром d до 100 мм на дві фракції, причому межа розподілу фракцій визначається розміром отворів у ситі. Зазвичай застосовують

плоске похиле сито. Воно здійснює (за допомогою вібратора) 900 – 1500 коливань за 1 хв з амплітудою 0,5 - 12 мм. Вібратійні грохоти поділяють на механічні (інерційні та ударні) і електромагнітні.

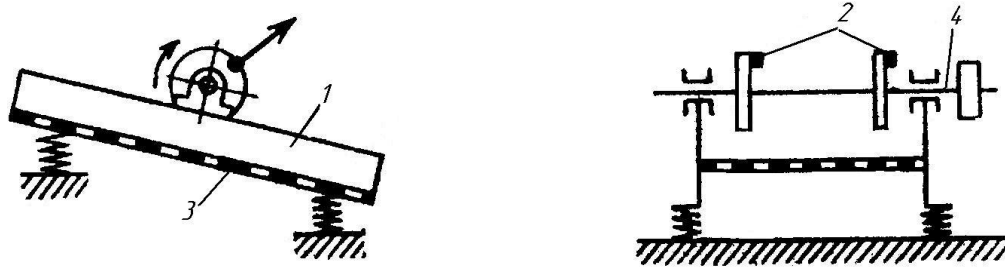


Рис. 3.4. Схема вібраційного грохота:
1 – корпус; 2 – дебаланси; 3 – сито; 4 – вал

Продуктивність швидкохідного вібраційного грохота G (т/год) розраховується за формулою [2]

$$G = AF(55 + a)(60 + b)\sqrt{d}, \quad (3.6)$$

де A – коефіцієнт;

F – площа сита, м^2 ;

a – вміст нижнього продукту у вихідному матеріалі, %;

b – вміст у нижньому продукті зерен розміром меншими половини отвору сита, %

d – розмір отвору сита, мм.

Для горизонтального грохота коефіцієнт $A=4,7 \cdot 10^{-4}$.

Для нахилоного грохота коефіцієнт $A=2,9 \cdot 10^{-4}$.

Барабанный грохот (рис.3.5) являє собою відкритий з торців барабан циліндричної, конічної або багатогранної форми, який виготовлено із сітки або перфорованих сталевих листів. Барабан встановлюють з нахилом під кутом 4 – 7°, (конічні барабани встановлюють горизонтально). Отвори в барабані в більшості випадків зростають по ходу матеріалу (від дрібного до крупного).

Частота обертання барабанного грохота залежить від радіуса барабана R (м) і знаходяться в межах [2]:

$$n = \frac{8}{\sqrt{R}} \div \frac{14}{\sqrt{R}}, \quad (3.7)$$

де n – частота обертання барабана, об./хв.

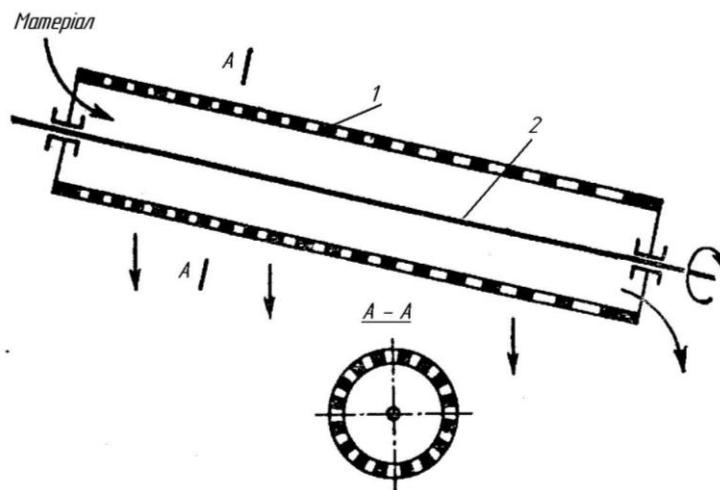


Рис. 3.5. Схема барабанного грохота:
1 – барабан; 2 – центральний вал

Продуктивність барабанного грохота G (т/год) розраховується за формулою [2]:

$$G = 0,72 \mu \rho_H n t g(2\alpha) \sqrt{R^3 h^3}, \quad (3.8)$$

де μ – коефіцієнт кришення матеріалу (0,6-0,8);

ρ_H – насипна маса матеріалу, кг/м³;

α – кут нахилу барабана до горизонту в градусах;

h – висота шару матеріалу у барабані, м.

Потужність грохота N (кВт) визначається за рівнянням [2]:

$$N = \frac{Rn(G_\delta + 13G_M)}{29200}, \quad (3.9)$$

де G_δ – маса барабана, кг;

G_M – маса матеріалу, кг.

3. Пневмо- і гідрокласифікатори

У пневмокласифікаторах (повітряних сепараторах) здійснюється розподіл сипкого матеріалу на фракції, найчастіше під дією гравітаційних і відцентрових сил.

Повітряні сепаратори підбирають за конструкцією та типорозміром до кожного млина, що працює в замкненому циклі сухого подрібнення, для розподілу матеріалу на грубу і тонку фракції. Сепаратори поділяють на *повітряно-прохідні* (рис. 3.6), у яких об'єднані сепаратор, циклон і вентилятор та *повітряно-циркуляційні* (рис. 3.7).

Повітряно-прохідний сепаратор. У повітряно-прохідних сепараторах (рис. 3.6) суміш повітря та часток сипкого матеріалу зі швидкістю 15-20 м/с із патрубку 10 надходить в простір між зовнішнім 1 та внутрішнім 9 конусами. У

наслідок збільшення перерізу кільцевого каналу швидкість повітряного потоку зменшується до 4-6 м/с. Великі частки матеріалу під дією сили тяжіння падають вниз і відводяться через секторний затвор 3. Пилоповітряна суміш з частинками матеріалу, швидкість падіння яких менша за швидкість повітряного потоку, надходить далі всередину конуса 9, де тангенціально встановлені лопатки 5 та плоскі лопаті 6 і під дією відцентрових інерційних сил великі частки матеріалу опускаються по стінках конуса і відводяться через секторний затвор 10. Пилоповітряна суміш, звільнена від великих часток матеріалу, через патрубок 7 виходить із сепаратора.

Роботу сепаратора регулюють зміною швидкості повітряного потоку та зміною положення тангенціально встановлених лопатей.

Повітряно-циркуляційний сепаратор. У повітряно-циркуляційних сепараторах вихідний матеріал надходить через живильну воронку на розподільний диск 7, що при обертанні нагнітає повітря в апарат (повітряний потік піднімається вгору по внутрішньому конусу 1). На валу розподільного диска 7 встановлено колесо вентилятора 6. Великі частки матеріалу під дією сили тяжіння по стінках внутрішнього конуса падають вниз і відводяться через патрубок 3. Пилоповітряна суміш з малого конуса попадає в більший конус 2 де більш дрібні частки по стінках конуса виводяться через патрубок 4.

У повітряно – циркуляційних сепараторах, порівняно з прохідними, в 2 – 4 рази менше енергоспоживання, вони зручніші в експлуатації та мають вищу точність сортування.

Гідрокласифікатори гравітаційно-відцентрового типу працюють наступним чином: при обертанні газового або рідинного потоку, що несе тверді частки, більші частки під впливом відцентрової сили переміщуються до периферії потоку, а легші – у центр. Найпростішими апаратами, що діють за цим принципом, є циклони та гідроциклони.

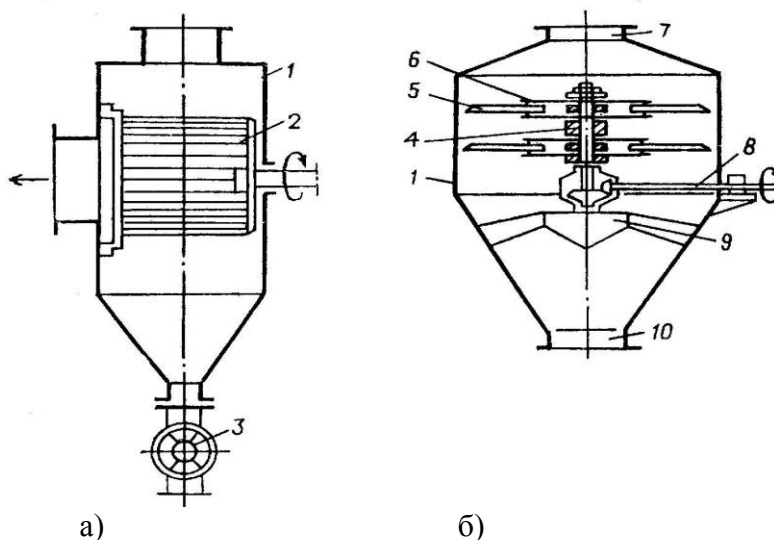


Рис. 3.6. Повітряно-прохідні сепаратори:

- а – із циліндричним лопатевим колесом; б – із плоским лопатевим колесом;
- 1 – корпус; 2 – лопатево циліндричне колесо; 3 – секторний затвор;
- 4 – центральний вал; 5 – лопаті; 6 – плоскі лопатеві колеса;
- 7 – патрубок для виходу потоку; 8 – привідний вал; 9 – розподільний конус;
- 10 – патрубок для входу матеріалу, зваженого в потоці повітря

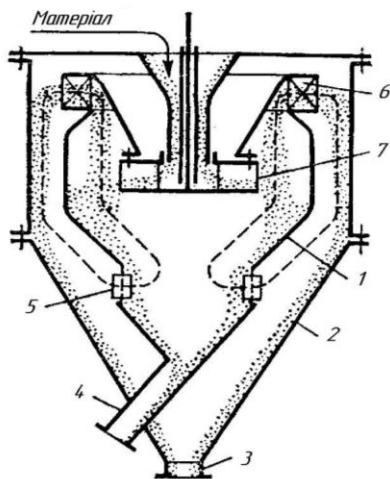


Рис. 3.7. Повітряно-циркуляційний сепаратор:

1–внутрішній конус; 2–корпус; 3–патрубок для видалення великих часток; 4–патрубок для видалення дрібних часток; 5– заслінка; 6–колесо вентилятора; 7–розподільний диск

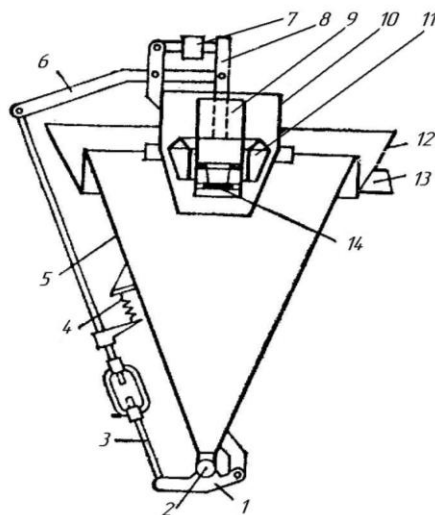


Рис. 3.8. Конічний класифікатор автоматичної дії:

1–коромисло; 2–кульовий клапан; 3–штанга; 4–пружина; 5–конус; 6–відвідний важіль; 7 – вантаж; 8 – шток поплавка; 9–приймна труба; 10–напрямна поплавка; 11 – поплавок; 12 – прийомна кишеня; 13–відвідний жолоб; 14 – діафрагма

Гідравлічна класифікація здійснюється під дією гравітаційно-інерційних сил. До найпоширеніших гідрокласифікаторів належать:

- 1) багатосекційні класифікатори, у яких частки розділяються на класи за крупністю та густиною;
- 2) конічні класифікатори (на рис. 3.8. наведено конічний класифікатор автоматичної дії);
- 3) рейкові та рейково-чашові або гребкові класифікатори;
- 4) спіральні класифікатори (рис. 3.9).

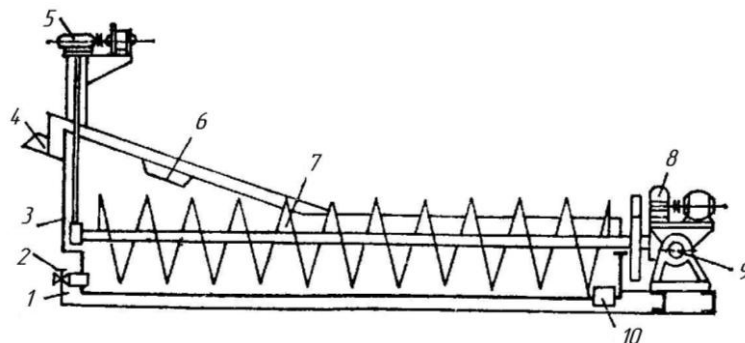


Рис. 3.9. Спіральний класифікатор:

1 – рама; 2 – спускний штуцер; 3 – корито; 4 – кишеня з жолобом для зливання; 5 – механізм підйому спіралі; 6 – прийомний лоток; 7 – спіраль; 8 – привід спіралі; 9 – вісь повороту спіралі; 10 – зливання великої фракції

Конічний класифікатор. У конічному класифікаторі рис (3.8) суспензія через приймальну трубу 9 та діафрагму 14 надходить в корпус конуса 5 по дотичній і починає в ньому обертатися. Великі частинки під дією відцентрових сил відкидаються до стінок конуса і за спіральною траєкторією рухаються до низу у вигляді згущеної суспензії (піску) вилучаються через шаровий клапан 2.

Більш дрібні частинки та велика частина рідини рухаються у внутрішньому спіральному потоці навколо патрубку 10 і у вигляді тонкої суспензії (злив) піднімається по цьому патрубку у відповідний жолоб 13. Розділяюча здатність конуса регулюється поплавком 11 і за допомогою тяг і важелів 1,3,6,8 положенням шарового клапана 2. Конусні класифікатори відрізняються від класифікаторів інших типів економічністю і відсутністю агломерації (флокуляції) дрібних часток.

Спіральний класифікатор. Спіральний класифікатор рис (3.9) має похиле корито 3 під кутом $12-18^\circ$ напівциліндричного перерізу з насадженою на вал спіраллю 7, частково зануреного в рідину. Дрібні частки – видаляються за допомогою кишені з жолобом 4. Піски осідають в нижньому кориті і за допомогою спіралі, що робить 2,5-17 об./хв, транспортуються у верхню частину корита і вивантажуються. Обертова спіраль перемішує суспензію і піски, полегшує відокремлення дрібних зерен від пісків.

4. Дозатори

Дозування сипких матеріалів – одна з важливих операцій у багатьох процесах хімічної технології. Від правильної організації дозування і застосування відповідного устаткування багато в чому залежить якість готової продукції та економна витрата вихідних матеріалів.

Дозування полягає у рівномірній подачі заданої кількості матеріалу. Пристрої, які застосовуються з цією метою, називаються *дозаторами*.

У табл. 3.2 наведена класифікація матеріалів, що дозуються за найбільш важливими характеристиками, що визначають конструкцію дозатора: насипною густиною матеріалу, розміром і формою його часток. Знання *насипної густини* $\rho_{\text{нас}}$ матеріалу, що дозується, необхідне для визначення основних розмірів найважливіших вузлів дозаторів: вагових бункерів, впускних ліжок, живильників. Коливання насипної густини залежить від гранулометричного складу та вологості матеріалу.

На вибір конструкції дозатора впливають і інші властивості матеріалу: кут природного відкосу, схильність до злежування, грудкуватість, схильність до зависання. Найбільший розмір часток є підставою для вибору перерізу впускних отворів бункерів. *Кут природного відкосу* характеризує сипкість матеріалу і залежить від його зернистості, вологості та температури.

Таблиця 3.2

Класифікація матеріалів

Група	Стан матеріалу	Розмір часток, мм	Насипна густина, кг/м ³	Рухливість
I	Крупнокусковий	> 150	600-2500	Достатня
II	Кусковий	50-150	500 — 2000	Достатня
III	Дрібнокусковий	10-50	400—1500	Достатня; Добра
IV	Зернистий	0,5-10	300—1500	Те ж
V	Порошкоподібний	0,05-0,5	200—1000	Ускладнена*
VI	Пилоподібний	< 0,05	100—500	Дуже ускладнена *
VII	Пластинчастий	Волокна, лусочки, пластинки	50-300	Дуже ускладнена *

* Характеристика рухливості порошків і пилу «ускладнена», «дуже ускладнена» пояснюється схильністю матеріалів до злежування, утворення куполів. Для проходження через дозатор ці матеріали вимагають допоміжних пристроїв.

В табл.3.3 наведені середні значення кута відкосу деяких матеріалів.

При підвищенні вологості звичайно збільшується кут природного відкосу та зменшується насипна густина, що часто спричиняє зміну сипкості матеріалу, сприяє утворенню комків і зависання. Інколи підвищення вологості призводить до зворотних результатів, тобто до збільшення сипкості. Наприклад, при збільшенні вологості апатитового концентрату від 0 до 1% сипкість підвищується в декілька разів. При подальшому зростанні вологості кут природного відкосу продовжує збільшуватися, а сипкість погіршується.

Таблиця 3.3

Кути природного відкосу деяких матеріалів

Матеріал	Кут природного відкосу, град		Матеріал	Кут природного відкосу, град	
	у спокої	у русі		у спокої	у русі
Антрацит	45	27	Руда	50	30
Глина	45	—	Цукор сирий	70	50
Гравій	40	30	Сода	50	40
Земля	40	30	Сіль кам'яна	50	40
Вода суха	50	40	Вугілля:		
Вапняк	45	30	буре	50	40
Кокс	55	45	дрібне	45	30
Крейда (порошок)	50	40	Цемент	-	40
Пісок крупний	30	—	Шлаки	50	35

Для оцінювання рухливості сипкого матеріалу використовують також коефіцієнт рухливості m . Для ідеально сипкого середовища приблизно [1]

$$m = 1 + 2 \cdot f^2 - 2 \cdot f \sqrt{1 + 2 \cdot f^2}, \quad (3.10)$$

де f – кут внутрішнього тертя.

4.1. Бункери та затвори до них

Бункери являють собою ємкості-сховища для сипких матеріалів. Зазвичай вони мають конічну, пірамідальну або циліндрично-конічну форму. Розвантаження матеріалу з бункера здійснюється через днище з випускним патрубком, до якого кріпиться розвантажувальний пристрій – затвор або живильник. Для рівномірного розвантаження бункера кут нахилу його стінок до горизонту повинен бути більше кута природного відкосу матеріалу (див. табл. 3.3.).

Затвори для відкривання і закривання випускних отворів бункерів мають різноманітні конструкції. Найбільш широке розповсюдження в хімічних виробництвах одержали плоскі (прості важільні та рейкові) і секторні (одnoseкторні й двосекторні або щелепні) затвори.

На рисунку 3.10 зображено простий важільний затвор, який являє собою горизонтально плоску засувку, яка ковзає в направляючих і відкривається за допомогою важеля, шарнірно підвішеного до бункера. Такі затвори придатні для повного розвантаження будь-яких матеріалів з невеликих бункерів за один прийом або для розвантаження легких, добре сипких матеріалів із невеликими шматками. На рисунку 3.11 зображено одnoseкторний затвор. Він являє собою циліндричний сектор 1, що обертається на пальцях, який закріплений на бокових стінках корпусу 2, що має квадратний перетин і кріпиться до отвору бункера. Відкривання і закривання здійснюється вручну за допомогою важеля 3 та тяги 4 з рукояткою. Щоб полегшити відкривання затвору, на кінець важеля надіта протизвага. Такі затвори застосовуються переважно в бункерах для добре сипких матеріалів з легкими та середніми шматками (до 50 мк) шляхом часткового відкриття розвантажувального отвору. При великих розмірах одnoseкторних затворів потрібен тривалий час на їх відкриття та закриття. Практично на вихідний потік матеріалу з бункера через отвір можна впливати: зміною геометричного розміру отвору (затвора); зміною умов входу матеріалу в отвір за допомогою насадок.

Часто бункери мають спеціальне призначення. Так, невід'ємною частиною всіх установок для очищення газів від пилу є пилосбірні бункери. Особливо важливе значення вони мають для роботи циклонів.

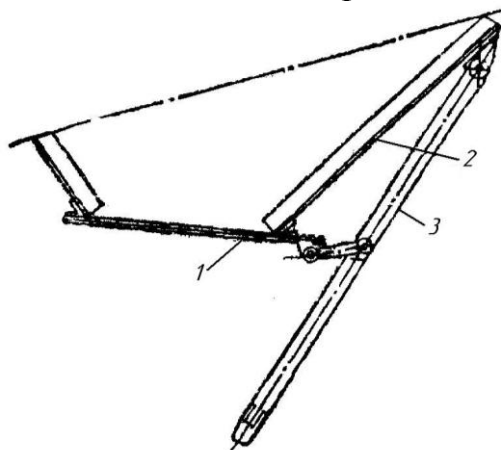


Рис. 3.10. Простий важільний затвор:
1 – засувка; 2 – бункер; 3 – важіль

При проектуванні нестандартної конструкції бункера необхідно передбачити, щоб його бічні стінки були віддалені від кромки пиловідвідного отвору не менше, ніж на два діаметри останнього. Пиловідвідний отвір конуса циклона повинний бути заглиблений нижче верхньої кришки бункера приблизно на $1/3$ свого діаметра.

Для видалення вловленого пилу з бункерів використовують пиловивантажувальні пристрої, що включають пилові затвори і пристрої для транспортування пилу.

Пилові затвори повинні забезпечувати регулярне вивантаження пилу при зниженому або підвищеному тиску в бункері без порушення герметичності. Негерметичність пилових затворів, може повністю порушити роботу пиловловлювача. Якщо затвор не забезпечує регулярного виведення пилу з бункера, створюється небезпека забивання апарата.

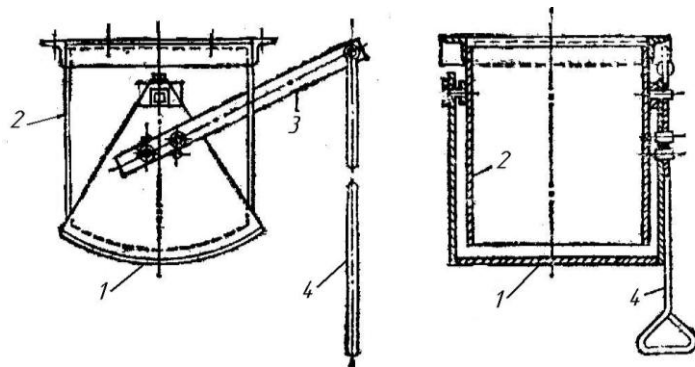


Рис.3.11. Односекторний затвор:
1 – сектор; 2 – корпус; 3 – важіль; 4 – тяга

Пилові затвори (рис. 3.12) бувають безперервної та періодичної дії. До затворів безперервної дії належать блимавки із плоскими й конусними клапанами, шлюзові затвори та шнеки. До затворів періодичної дії належать шиберні та кульові затвори.

Автоматичні плоскі та конусні блимавки (рис. 3.12. а, б) працюють за рахунок врівноважуючого контрвантажувача. Застосовують блимавки одинарні й подвійні.

У плоскій блимавці ущільнення досягається за рахунок стовпа пилу певної висоти в пилопускному жолобі. Коли вага стовпа пилу над клапаном зростає і досягає деякої величини, клапан перевертається, скидає пил і повертається під впливом ваги контрвантажувача у вихідне положення.

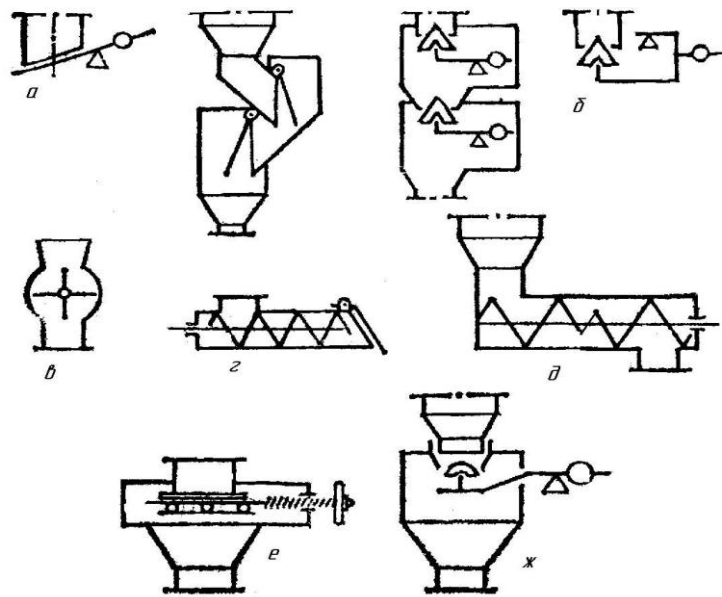


Рис. 3.12. Схеми пилкових затворів:

а – одинарна й подвійна плоска блимавка; б – одинарна й подвійна конусна блимавка;
в – шлюзовий (лопатевий) затвор; г – шнековий затвор з пиловою пробкою; д – шнековий
затвор з буфером; е – шибєрний затвор; ж – шаровий затвор

У блимавках з конічним клапаном скидання пилу здійснюється через кільцевий зазор між твірними конуса і кромками пилоспускного стояка. Кут розкриття конуса становить 90° , а при роботі з вологим пилом він зменшується до 60° . У момент відкриття одинарної блимавки різко порушується герметичність.

Більш високу герметичність забезпечують подвійні затвори. Ущільнення в них досягається за рахунок стовпа пилу між двома клапанами, які спрацьовують по черзі.

Одинарні блимавки застосовують, коли перепад тиску між бункером і пилівідвідним трактом не перевищує 1000 Па. При більшому перепаді тиску (до 2000 Па) встановлюють подвійні блимавки.

У порівнянні з автоматично діючими блимавками шлюзовий і шнековий затвори, які обладнані електричними приводами, більш надійні в експлуатації та забезпечують більш високу герметичність вивантажувальних пристроїв.

Шлюзовий (лопатевий) затвор (рис. 3.12, в) придатний для вивантаження пилу, який слабо злипається. Для збереження герметичності зазор між кінцями лопатей і внутрішніх стінок корпуса затвора не повинен бути більше 0,2 мм.

Більш надійну герметичність системи забезпечують шнекові затвори. Відмінні риси затвора з пиловою пробкою (рис. 3.12. г) – гвинт зі змінним кроком і досить масивна кришка в торцевій частині корпуса шнека. Між гвинтом і кришкою створюється ущільнююча пробка з пилу, який вивантажується.

Герметична пилова пробка утворюється також й у шнекового затвора з буфером (рис. 3.12, д) приблизно в середині шнека, де відсутні кілька витків гвинта.

Шиберні і кульові затвори працюють періодично та відкриваються вручну. Вони зручні в експлуатації і придатні для всіх видів пилу. При виготовленні шиберних затворів (рис. 3.12, е.) необхідно забезпечити легке ковзання засувки та її ретельне припасування. Шиберний затвор можна встановлювати при перепаді тиску до 300 Па та температурі до 350–400°C.

Кульовий затвор (рис. 3.12, ж) при доброму припасуванні сегмента до сидла пиловипускного отвору забезпечує герметичність при перепаді тиску до 1500 Па. При невисокій температурі сидло може бути ущільнене за допомогою гумової прокладки.

Спеціальне призначення мають вагові бункери, які є ємкістю для дозованого матеріалу під час його зважування. Конструкцію бункера і затвора визначають умови його розташування на дозаторі, властивості матеріалу та спосіб дозування. На рис. 3.13 наведено випускні затвори вагових бункерів. Конструкція випускного затвора вагового бункера автоматичного дозатора наведена на рис. 3.13а. Противага 2 притискає щільно дно бункера 1 до вихідного отвору бункера. Вага матеріалу у бункері регулюється за допомогою противаги 2. Під вагою матеріалу дно бункера відкривається і в кінцевому положенні стає продовженням нижньої частини бункера. Матеріал висипається і дно бункера за допомогою противаги 2 та важеля 3 закриває вихідний отвір.

Випускний затвор вагового бункера з примусовим відкриванням наведений на рис. 3.13б. У даному випадку відкриття та закриття дна бункера відбувається за рахунок роботи пневматичного циліндра 4 та важелів 5, 6.

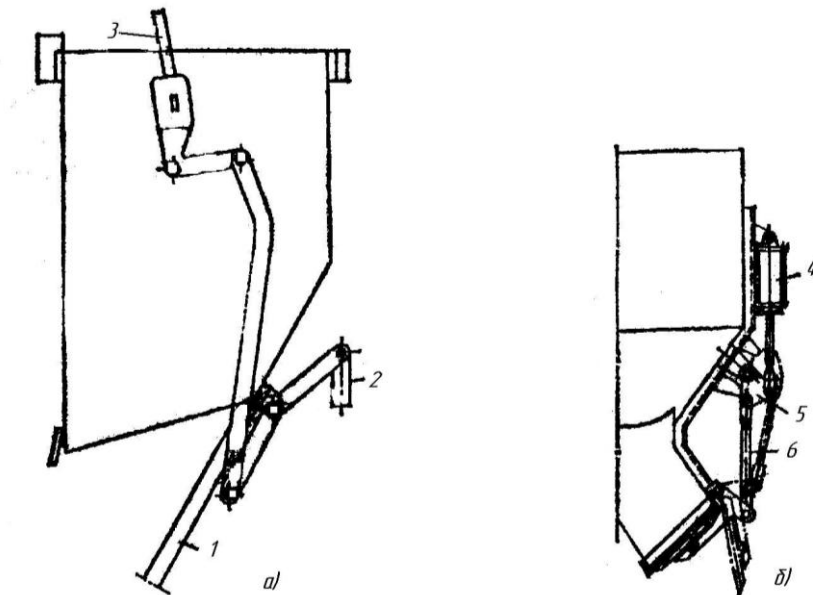


Рис. 3.13. Випускні затвори вагових бункерів:

а – автоматичного дозатора; б – з примусовим відкриванням;
1 – дно бункера; 2 – противага; 3, 5, 6 – важелі; 4 – пневматичний циліндр

4.2. Дозатори та живильники

У багатьох технологічних процесах застосовують спеціально сконструйовані дозатори, що забезпечують добре проходження матеріалу, задану продуктивність і точність дозування. Як приклад такого дозатора, на рис. 3.14 наведено схему ручного дозатора для цементу.

Ваговий дозатор. Матеріал, що дозується через затвор 8 подається в ваговий бункер 1 і через затвор 4 потрапляє на важіль 3. Вага матеріалу, що дозується, врівноважується за допомогою важеля 6 та вагової шафи 5.

Виготовляють ручні напівавтоматичні та автоматичні дозатори для води, піску, мінеральних добрив, соди та інших хімікатів. У табл. 3.4 наведено характеристики механічних стрічкових дозаторів безперервної дії (рис. 3.15).

Стрічковий дозатор. Матеріал, що дозується з бункера надходить на транспортер 1. Кількість матеріалу, що надходить на стрічку, регулюється секторною заслінкою 3. Вага матеріалу регулюється за допомогою важеля 2. Точність подачі сипких матеріалів стрічковим дозатором коливається в межах $\pm 1\%$. У разі раптового зменшення або збільшення ваги матеріалу на стрічці дозатор автоматично вимикається.

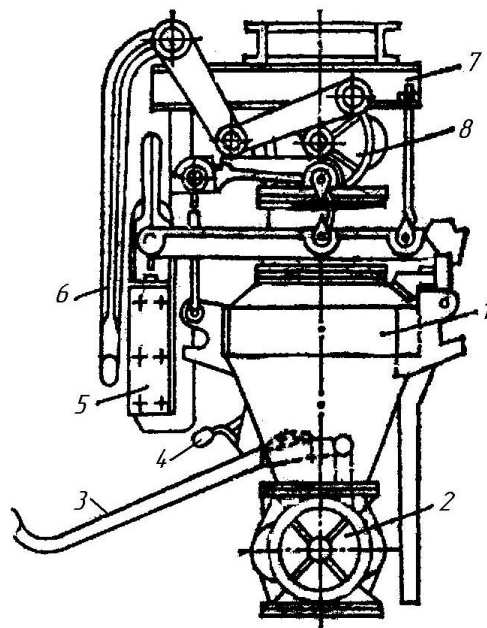


Рис. 3.14. Ваговий дозатор для цементу:
1 – ваговий бункер; 2, 8 – затвори; 3, 6 – важелі; 4 – заслінка;
5 – вагова шафа; 7 – рама дозатора

Таблиця 3.4

Характеристики механічних стрічкових дозаторів безперервної дії

Характеристика	Для дрібнокускових матеріалів			Для зернистих і порошкоподібних матеріалів
Максимальна продуктивність, т/год	15	45	100	0,6 – 12
Ширина стрічки, мм	600	600	900	750
Швидкість стрічки, м/с	0,14	0,28	0,28	0,15 – 0,6
Найбільше навантаження на 1 м Стрічки, кг	30	45	100	20
Насипна густина матеріалу, кг/м ³	1600-3500	2000	1800	180 – 800
Габаритні розміри, мм				
Довжина	3780	3810	3490	4015
Ширина	1100	1536	1390	1260
Висота	1220	1100	1260	1000

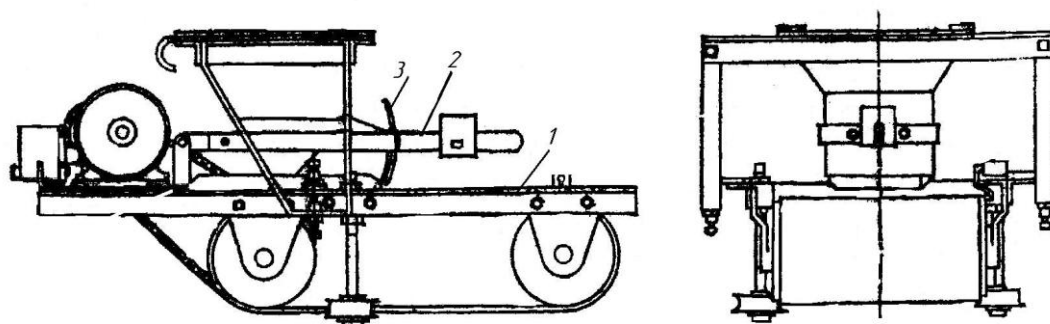


Рис. 3.15. Стрічковий дозатор з коливальним транспортером:
1 – транспортер; 2 – важіль; 3 – секторна заслінка

Живильники. Для подачі сипких матеріалів у сушарки, млини та інші апарати з бункерів або дозуючих пристроїв використовують живильники різних пристроїв і призначення. Так, наприклад, в техніці подрібнення знайшли застосування ланцюгові, пластинчасті, стрічкові, лоткові, маятникові, тарілчасті, барабанні та шнекові живильники. Найпоширеніші з них на рис. 3.16. У табл. 3.5 наведено дані про умови їх застосування.

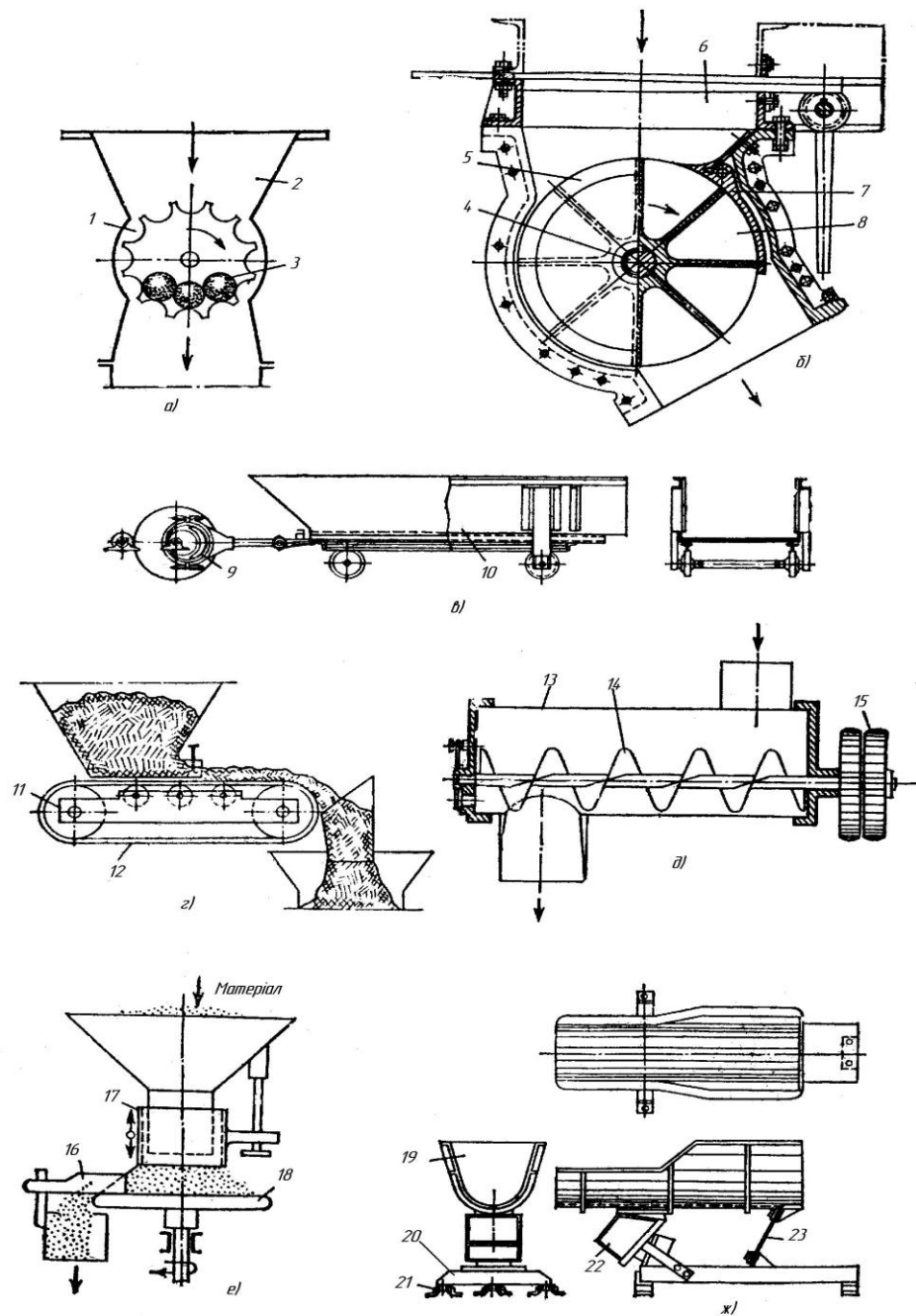


Рис. 3.16. Схеми живильників:

а – барабанний; б – барабанний секторний; в – лотковий; г – стрічковий; д – шнековий; е – тарілчастий; ж – електровібраційний; 1 – циліндричний порожнистий барабан, що має 12 комірок-жолобів; 2, 6 – лійки; 3 – чавунні кулі, що сприяють повному висипанню матеріалу; 4 – вал; 5, 11 – барабани; 7, 16 – шкребки; 8 – секції ($n = 3 \text{ } 12$); 9 – кривошипний механізм; 10, 19 – лотки; 12 – безкінченна стрічка; 13 – корпус; 14 – шнек; 15 – шків або редуктор; 17 – манжета; 18 – тарілка; 20 – станина; 21 – лапки для кріплення живильника болтами до рами; 22 – електровібратор; 23 – ресори

Характеристика живильників

Типи живильників	Рух робочих органів	Матеріали	Регульовані подачі матеріалу	Забезпечення сталості потоку матеріалу
Барабанні	Обертальний по горизонтальній осі	Грубі порошкові, зернисті дрібнокускові	Відсутнє	Витримується в грубих межах
Лоткові	Коливальний	Грубозернисті, кускові	Відсутнє	Відсутнє
Стрічкові (транспортні)	Тяговий	Пластівчасті, волокнисті, кускові	Відсутнє	Відсутнє
Шнекові	Гвинтовий	Порошкові, дрібно зернисті	Відсутнє	Витримується без різких відхилень
Тарілчасті	Обертальний по вертикальній осі	Те ж	У невеликих межах	Витримується з невеликими коливаннями
Електровібраційні	Вібраційний	Порошкові, зернисті, кускові, пластівчастоподібні, пастоподібні	У значному діапазоні	Витримується досить точно

5. Пристрої для змішування

Змішування дрібнозернистих матеріалів, порошоків, здійснюється в апаратах, які можна розділити на три групи: 1) змішувачі з мішалками; 2) барабанні змішувачі; 3) змішувальні валки та бігуни. Всі апарати для змішування можуть бути періодичної і безперервної дії.

На рис. 3.17 наведено схеми швидкісних змішувачів періодичної дії, які можуть працювати із пропелерними, дисковими та іншими мішалками. Швидкісні змішувачі з двома мішалками та сорочкою (рис. 3.18.) часто працюють, як двоступінчасті. Змішувачі такого типу, крім мішалок, мають сорочку 2 для підігріву матеріалу та розвантажувальний пристрій 5. На рис. 3.19 наведено схему швидкісного змішувача із планетарно-шнековою мішалкою (частота обертання вала мішалки 1-2 об./хв, а шнека 40-60 об./хв). У шнековому змішувачі планетарної дії шнек 1 обертається як навколо вертикальної осі конічного конуса 2, так і навколо своєї осі. При цьому матеріал при допомозі шнека піднімається вгору, а потім падає під дією сил тяжіння, інтенсивно перемішуючись при цьому. Ці змішувачі знайшли застосування в лакофарбовій та інших галузях хімічної промисловості для утворення паст і змішування дрібнозернистих матеріалів.

Барабанні змішувачі періодичної дії також отримали широке розповсюдження й відрізняються різноманітністю конструкцій. Відомі барабанні змішувачі циліндричні, які обертаються на горизонтальному або вертикальному валу, багатогранні з функцією подрібнення, циліндричні з конічними днищами,

типу «п'яна бочка» та ін. Змішувачі такого типу мають дві мішалки, верхню 2 та нижню 3, які закріплені на валу в середині корпусу 1. При обертанні мішалок потік матеріалу посередині змішувача рухається вниз, а у периферії – вверх. Висота матеріалу у змішувачі регулюється за допомогою відбійної лопаті 4.

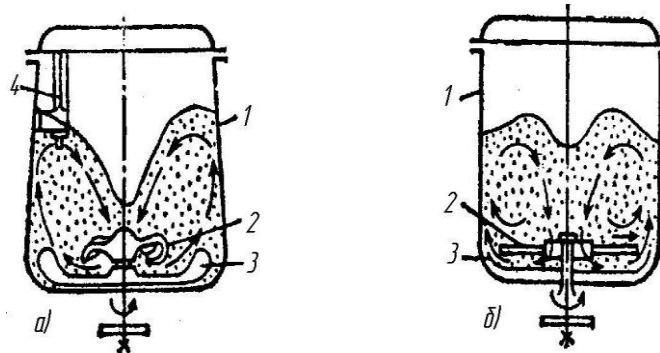


Рис. 3.17. Швидкісні змішувачі:

а – з пропелерними мішалками (верхня зі швидкістю 10 – 15 м/с забезпечує псевдозрідження матеріалу, нижня – інтенсивну циркуляцію); б – з дисковими мішалками;
1 – корпус; 2 – верхня мішалка; 3 – нижня мішалка; 4 – відбійна лопать

На рис. 3.20 зображено дволопатевий змішувач для паст. Робочий об'єм таких змішувачів 200 – 1000 дм³. Z-подібні лопаті вигнуті уздовж їх горизонтальної осі по гвинтовій лінії та обертаються в протилежних напрямках. Співвідношення швидкостей обертання лопатей 1:2.

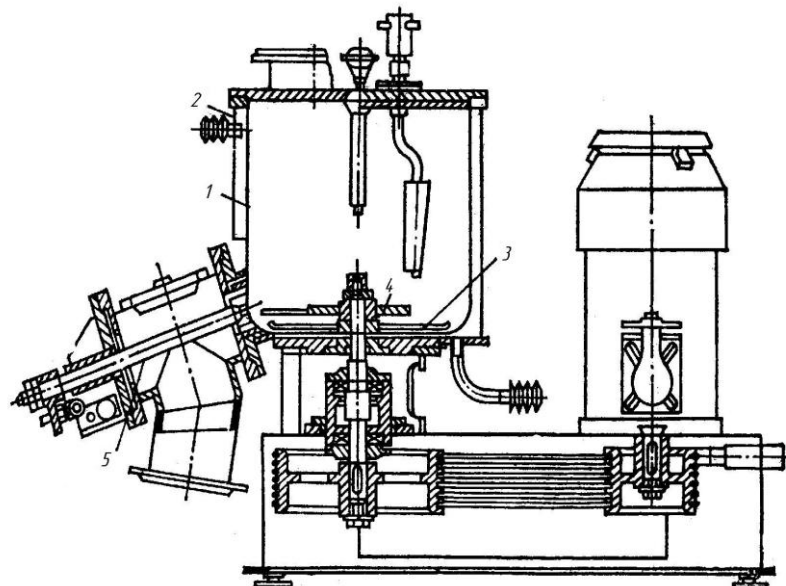


Рис. 3.18. Швидкісний змішувач із сорочкою і клапаном з гідравлічним приводом для розвантаження матеріалу:

1 – корпус; 2 – сорочка; 3 – нижня дволопатева мішалка; 4 – верхня мішалка (кільце, закріплене на ексцентрично посадженій маточині; до кільця збоку приварені дві короткі лопаті з кутом нахилу до горизонту 45°); 5 – розвантажувальний пристрій

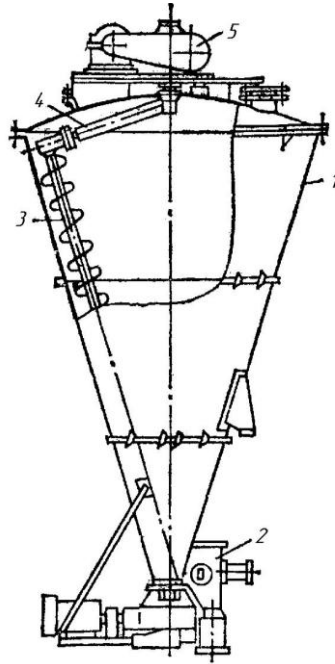


Рис. 3.19. Змішувач із планетарно-шнековою мішалкою:
1 – корпус; 2 – розвантажувальний клапан; 3 – шнек; 4 – вал мішалки; 5 – привід мішалки

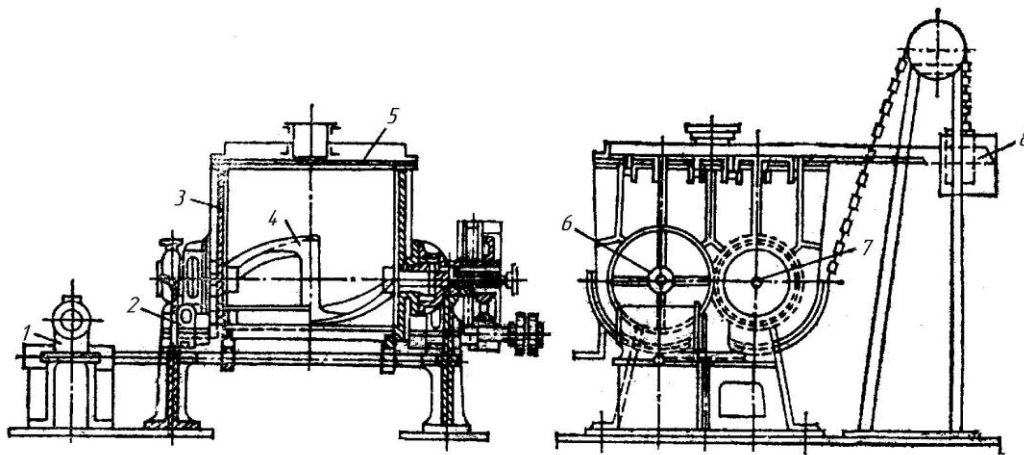


Рис. 3.20. Дволопатекий змішувач із z-подібними лопатями:
1 – привід; 2 – станина; 3 – корпус; 4 – лопаті; 5 – кришка;
6,7 – підшипники; 8 – противага

Барабанні змішувачі виготовляються також і безперервнодіючими (рис. 3.21). Ці змішувачі становлять собою циліндричний барабан, на обертових роликах. У корпусі змішувача встановлені два обертових назустріч один одному вали, з закріпленими на них по гвинтовій лінії лопатями. До безперервно діючих змішувачів валкового типу відносяться двочервячні машини (рис. 3.22), які широко поширені в різних конструкційних варіантах. Такі змішувачі мають два гвинта з різними кроками. На валу 4 насаджений гвинт із малим кроком 1 та гвинт із більшим кроком 2.

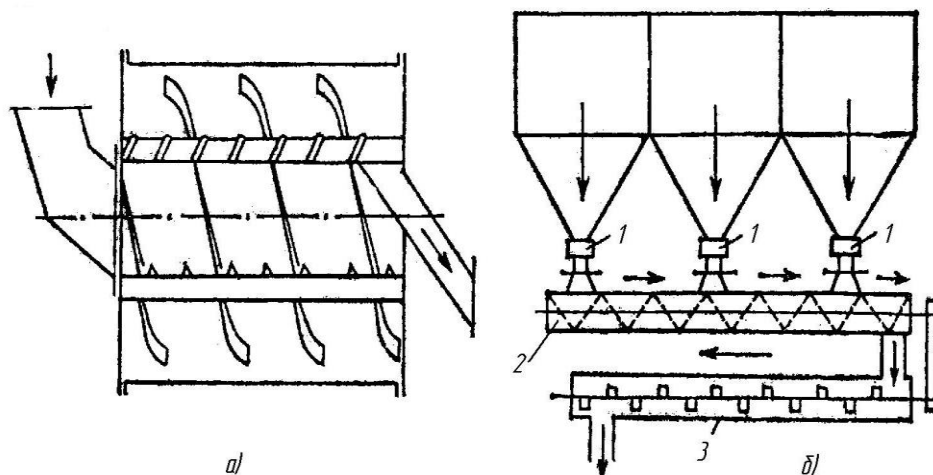


Рис. 3.21. Змішувальні барабани безперервної дії:
 а – змішувач із обертовим лопатевим барабаном (саморозвантажувальний);
 б – ступінчаста змішувальна установка;
 1 – дозатори; 2 – шнек; 3 – вторинний змішувач

Гравітаційні змішувачі для сипких матеріалів не мають частин, що рухаються. Встановлено, що змішування матеріалів у тонких шарах забезпечує кращу ефективність, ніж змішування у великому об'ємі (наприклад, в обертовому барабані). На рис. 3.23 показано гравітаційний ударно-розпилювальний змішувач (для сипких матеріалів). Змішувач особливо підходить для сипких крихких матеріалів. Гравітаційні змішувачі використовують для матеріалів з кутом природного відкосу $< 40^\circ$ (для них коефіцієнт рухливості $m > 0,25$).

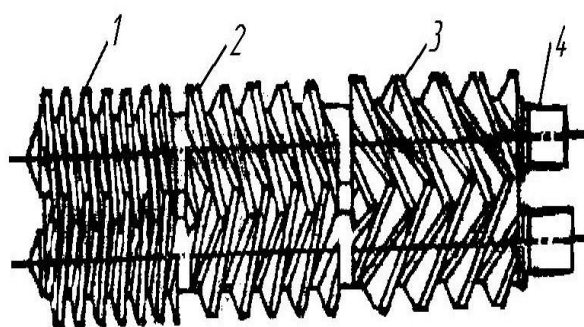
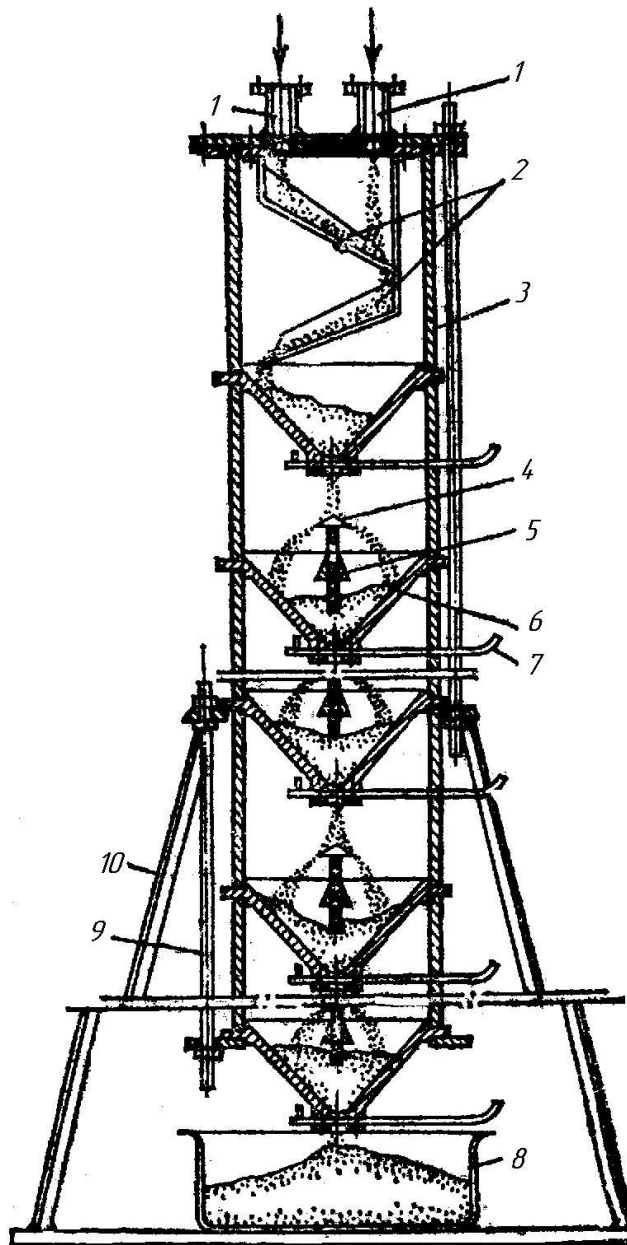


Рис. 3.22 Двочерв'ячний змішувач:
 1 – гвинт із малим кроком; 2 – гвинт із більшим кроком; 3 – кулачки;
 4 – вал гвинта (черв'яка)



3.23. Гравітаційний ударно-розпилювальний змішувач:

1 – прийомні патрубки; 2 – похилі жолоби; 3 – корпус; 4 – відбивач (ударно-розпилювальний наконечник); 5 – гвинтове кріплення; 6 – конусоподібне днище;
7 – заслінка; 8 – приймач; 9 – стяжний болт; 10 – станина

6. Механічні транспортні пристрої для вертикального та змішаного переміщення

Для транспортування сипких (зернистих і кускових) матеріалів застосовують механічні транспортні пристрої різних конструкцій (як безперервної так і періодичної дії). Для переміщення порошкоподібних сипких матеріалів використовують пневмотранспорт – транспортування потоком газу (повітря). Сухі матеріали, що не злипаються, з розмірами часток < 20 мм можуть переміщатися пневмотранспортом по горизонтальних і вертикальних трубопроводах.

Поряд із пневмотранспортом отримав поширення гідротранспорт – швидке переміщення великих мас зернистих матеріалів по трубопроводах потоком рідини (води). Частки твердого матеріалу повинні мати невеликий розмір у порівнянні з діаметром трубопроводу.

Транспортуючі пристрої для твердих матеріалів працюють за принципом: безперервної дії, які переміщують матеріал безперервним потоком, і періодичної дії, які переміщують матеріал окремими порціями (дозами). Механічні транспортні пристрої першої та другої груп призначаються (за напрямком переміщення в просторі) для вертикального, горизонтального та змішаного переміщення сипких матеріалів. Для вертикального переміщення сипких матеріалів на хімічних виробництвах застосовують елеватори (рис. 3.24, а). Вони складаються зі станини, верхнього ведучого барабана, нижнього натяжного барабана, ланцюга (стрічки) із кишнями (ковшами).

Конструкція барабанів залежить від конструкції ланцюга або стрічки. При використанні коротколанцюгових каліброваних корабельних ланцюгів барабан виготовляють із канавкою посередині. Для запобігання зворотного ходу барабана під час зупинки елеватора на одному валу із барабаном встановлюють храпові колеса зі стопором.

Нижній барабан відрізняється від верхнього, тим, що він має натяжний пристрій.

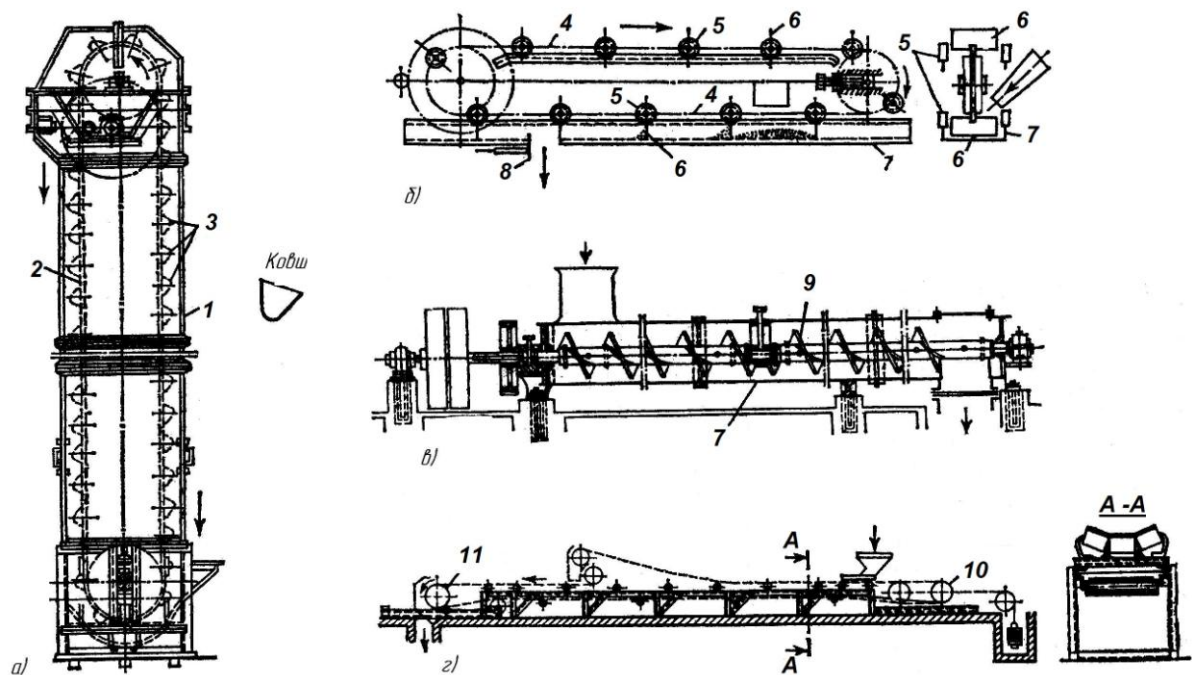


Рис. 3.24. Схеми механічних транспортних пристроїв для безперервного переміщення сипких матеріалів:

- а – елеватор; б – скребковий транспортер із заглибленими шкребками; в – гвинтовий транспортер; г – стрічковий транспортер;
 1 – кожух; 2 – стрічка (ланцюг); 3 – ковші; 4 – транспортний ланцюг; 5 – ролики;
 6 – шкребки; 7 – жолоб; 8 – розвантажувальний патрубок; 9 – гвинт (шнек);
 10 – натяжний барабан; 11 – приводний барабан

Ковші мають форму тригранної призми для забезпечення високого ступеня заповнення і повного висипання матеріалу у бік від шахти елеватора.

Зазвичай їх виготовляють із листової сталі товщиною 2,5–3 мм. Висота підйому матеріалу елеватором до 40 м. Швидкість руху стрічки або ланцюга 0,9 - 1,5 м/с.

Для переміщення важких крупнокускових матеріалів, а також матеріалів абразивної дії застосовують тихохідні елеватори з швидкістю 0,4 – 0,6 м/с. У цих елеваторах, щоб уникнути попадання матеріалу в кожух, ковші розташовують один за одним безупинно, так що матеріал, при розвантаженні в прийомний жолоб, ковзає по задній стінці попереднього ковша. Для їх розвантаження іноді застосовують похилі (під кутом 45–70°) елеватори.

Перехідна конструкція від вертикальних до горизонтальних транспортних пристроїв – ковшовий (або кільцевий) конвейєр. Він відрізняється тим, що за його допомогою матеріал може переміщатися в горизонтальному та вертикальному напрямках, а також можливістю робити завантаження й розвантаження матеріалу в у будь-якій точці горизонтальної ділянки конвейєра. Ковші (об'ємом близько 10 дм³) кріпляться до ланцюга шарнірно, з розташуванням точки підвісу вище центру тяжіння ковша. Лінійна швидкість ковшів 0,3 м/с, коефіцієнт наповнення 0,65.

До обладнання змішаного типу можна віднести шкребковий транспортер із заглибленими шкребками (рис. 3.24 б). За його допомогою можна переміщувати сипкі матеріали горизонтально та під будь-яким кутом нахилу до горизонту. У герметичному кожусі (круглого або прямокутного перерізу) такого транспортера рухається безперервний (закільцьований) ланцюг або стрічка із закріпленими з нею шкребками. Транспортер збирається з нормалізованих вузлів і характеризується відсутністю втрат продукту. Шкребкові транспортери застосовують для переміщення сипких матеріалів (наприклад, ільменітового концентрату, пігментів та ін.) на відстані до 20 м зі швидкістю 0,25 – 0,75 м/с. Їх недоліком є велике зношування рухомих деталей, а також розтирання крихких матеріалів.

7. Механічні транспортні пристрої для горизонтального переміщення

Найбільш давніми транспортними пристроями є гвинтові транспортери або шнеки (рис. 3.24, в). У порівнянні з іншими пристроями шнеки відносно дешеві, що сприяло їх широкому розповсюдженню; однак вони не надійні в експлуатації (часто відбуваються поломки при потраплянні в шнек твердих предметів) і не можуть застосовуватися при необхідності підйому матеріалу вище кута нахилу 20° до горизонту. Шнек являє собою відкритий або закритий жолоб, у якому обертається вал, обладнаний по всій довжині косоповерховими (по спіралі) лопатями або гвинтовою поверхнею. Матеріал надходить у завантажувальний отвір і переміщається усередині жолоба. За рахунок ваги і тертя об стінки утримується від обертання разом зі шнеком. Вивантаження здійснюється через отвір у дні жолоба. Гвинтові транспортери застосовують для переміщення сипких матеріалів на відстань до 40 м.

Стрічковий транспортер, (рис 3.24,г) складно піддається герметизації. Він складається з нескінченної стрічки, швидкість руху якої 0,5 - 2,5 м/с для сипких матеріалів та 0,75 - 1,5 м/с для кускових вантажів. Стрічка безупинно рухається

навколо двох барабанів (привідного, з'єднаного із двигуном за допомогою редуктора або іншого приводу та натяжного, який служить для натягування стрічки). Зазвичай, стрічку виготовляють із декількох шарів гуми й бавовняної тканини, а при переміщенні гарячих матеріалів – з тонкої сталеві стрічки або сітки. Ширина стрічки може дорівнювати 400; 500; 650; 800 та 1000 мм.

Стрічкові транспортери можуть переміщати матеріали на відстань до 150-200 м. Кут нахилу до горизонту не повинен бути більше 22°.

Пластинчасті транспортери за будовою аналогічні стрічковим. У них стрічка складається із шарнірних ланцюгів із прикріпленими до них пластинами, на яких розташовується матеріал, що транспортується. На шарнірах ланцюгів розташовані ролики, які закріплені на станині транспортера і котяться по рейках. При транспортуванні сипких матеріалів пластини обладнані бортами. Пластинчасті транспортери застосовують для переміщення крупнокускових матеріалів (а також матеріалів з високою температурою) на відстань до 150 м зі швидкістю 0,25 – 0,75 м/с. При наявності поперечних перегородок на пластинах кут нахилу транспортера до горизонту може досягати 40 – 50°. Пластинчасті транспортери застосовують у тих випадках, коли не можуть бути використані стрічкові транспортери.

8. Пневмо- та гідротранспорт

Пневмотранспорт. Переваги пневмотранспорту: герметичність переміщення; гнучкість трас; можливість повної автоматизації процесу; невеликі капітальні витрати на будівництво. Ці переваги дозволяють вважати пневмотранспортування сипких матеріалів одним із самих прогресивних способів транспортування в цехах та між ними. Крім того, можливість транспортування гарячих, а також токсичних і високовартісних матеріалів з великою швидкістю робить пневмотранспорт незамінним у різних галузях хімічної промисловості.

Розрізняють пневмотранспорт: у розрідженій фазі при швидкості газу вище або рівною швидкості витання; у щільній фазі при швидкості нижче швидкості витання.

Залежно від вихідної концентрації твердої фази μ , що дорівнює відношенню масових витрат матеріалу G_M і газу G_G умовно розрізняють пневмотранспорт із високою та низькою концентрацією:

$$\mu = \frac{G_M}{G_G}. \quad (3.11)$$

Класифікують пневмотранспорт і за порозністю ε . При $\varepsilon > 0,99$ – транспорт у розрідженій фазі; при $\varepsilon \approx \varepsilon_0$ – транспорт у щільному шарі.

Схеми пневмотранспортних установок (у розрідженій фазі) (рис. 3.25) ділять на низьконапірні (вентиляторні), середньонапірні (всмоктувальні або нагнітальні) і високонапірні (нагнітальні).

Швидкість двофазного потоку повітря зі зваженим у ньому матеріалом, зазвичай, досягає 20 – 30 м/с.

Низьконапірний пневмотранспорт (рис. 3.25, а) функціонує в замкнутому циклі потоку повітря, і характеризується простотою повітродувної машини ($\Delta p = 7-10$ кПа), а також відсутністю необхідності в рукавному фільтрі. Вентилятор високого тиску подає повітря в забірний пристрій 2 ежекційного типу. Суміш матеріалу, і транспортуючої фази що утворюється, по трубопроводу 5 надходить у циклон 6, де осаджується 95-98% матеріалу. Повітря з невеликим вмістом винесеного пилу із циклона повертається у вентилятор. Довжина нагнітального трубопроводу може досягати 20-80 м, висота підйому матеріалу 10-15 м. Розмір часток 10-15 мм, допустима концентрація матеріалу 0,5-2 кг на 1 кг повітря.

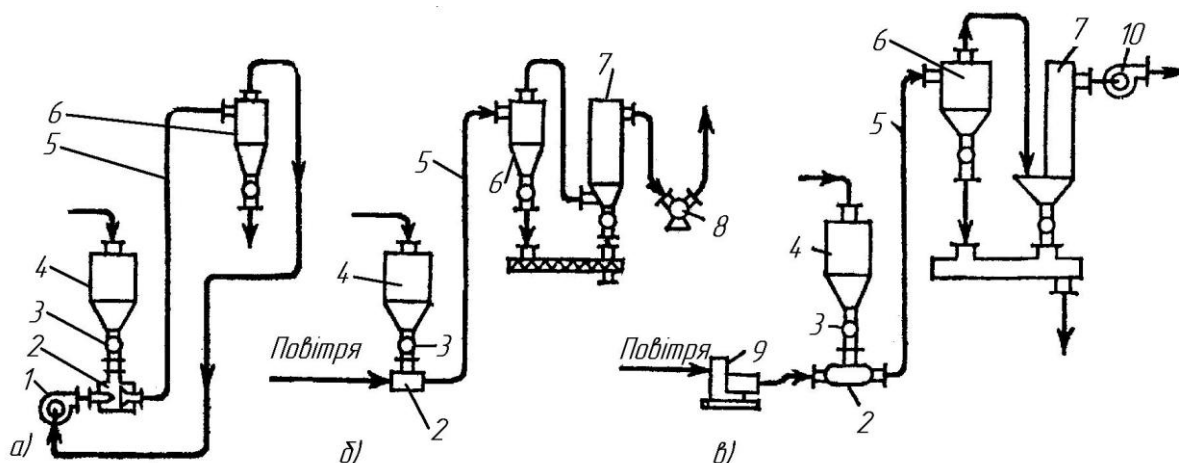


Рис. 3.25. Схеми пневмотранспорту:

а – низьконапірний; б – середньонапірний всмоктувальний;

в – середньо- і високонапірний:

1 – вентилятор високого тиску; 2 – ежекційний забірний пристрій;

3 – секторний живильник (затвор); 4 – бункер; 5 – транспортний трубопровід;

6 – циклон; 7 – рукавний фільтр; 8 – ротаційний вакуум-насос;

9 – ротаційна повітродувка або компресор; 10 — вентилятор

Схема середньонапірного всмоктувального транспортного засобу наведена на рис. 3.25, б. За допомогою живильника матеріал безупинно надходить у транспортний трубопровід, і потім переміщається в циклон. Повітря перед надходженням у вакуум-насос очищається від пилу в рукавному фільтрі.

Схема середньонапірного нагнітального транспорту надана на рис. 3.25, в. На відміну від схеми, зображеної на рис. 3.25,б, повітря нагнітається в транспортний трубопровід; крім того, рукавний фільтр працює під невеликим тиском.

Слід зазначити, що в середньонапірному пневмотранспорті як повітродувні машини застосовують ротаційні вакуум-насоси, що створюють напір $\Delta p \approx 0,05$ МПа, а також ротаційні повітродувки ($\Delta p \approx 0,13$ МПа). Матеріал у таких установках можна транспортувати на відстань до 100 м, концентрація матеріалу становить 5-40 кг/кг повітря.

Високонапірний пневмотранспорт. За схемою, наведеною на рис. 3.25, в, повітря може подаватися в установку за допомогою компресора, що

дозволяє різко підвищити концентрацію матеріалу, а також збільшити довжину транспортного трубопроводу.

Пневмотранспортування у щільній фазі зазвичай здійснюється в так званих аеро- і пневможолобах (рис. 3.26). У нижній частині жолоба встановлено газорозподільний пристрій 2, який виготовляється із тканини, пористих керамічних плиток або металевої перфорованої пластини. Повітря (або інший транспортуючий газ), очищений від пилу, подається під проміжне дно та проходить через газорозподільну решітку і створює у просторі 3 зважений (киплячий) шар сипкого матеріалу. Сипкий матеріал у зваженому стані легко переміщується по жолобу в напрямку нахилу ($2,5-6^\circ$). Зазвичай, жолоб зверху герметично закритий. У тих випадках, коли повітря не має подальшого застосування, жолоб затягується зверху фільтруючою тканиною. У пневможолобах матеріал може переміщатися по горизонталі на більші відстані – до 1 км при швидкості 0,5 – 2,5 м/с (залежно від кута нахилу жолоба і товщини шару). При цьому розвивається напір 3-5 кПа. Пневможолоб може використовуватись також як теплообмінник – для нагрівання або охолодження твердої фази.

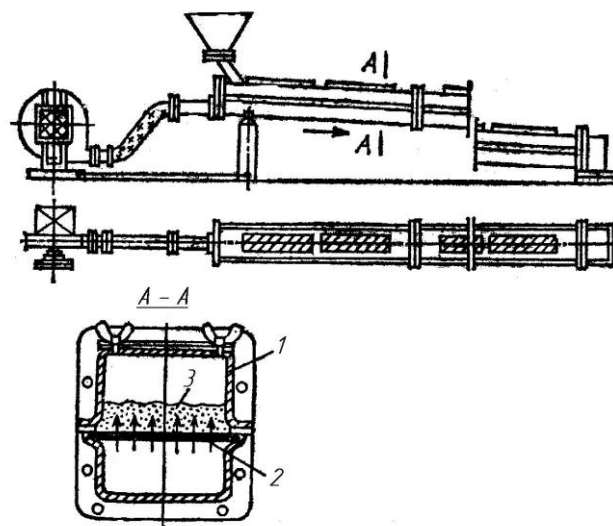


Рис. 3.26. Пневможолоб (A-A – поперечний переріз):
1 – корпус; 2 – газорозподільна решітка; 3 – шар

Крім пневможолобів, сипкі матеріали часто транспортують у щільному шарі при підвищеному тиску (0,13–0,8 МПа) транспортуючого агента (рис. 3.27). У цьому випадку витрачається порівняно невелика кількість газу, а густина сипкого матеріалу в транспортній трубі наближається до густини нерухомого шару (відносна концентрація суміші перебуває в межах від 5 до 400 кг матеріалу на 1 кг газу).

Гідротранспорт застосовується для переміщення сипких і кускових матеріалів в потоці рідини. Його перевагою є висока швидкість транспортування більших мас матеріалів. Основний недолік – відносно велика витрата води, а також необхідність спеціальних пристроїв для відділення сипкого матеріалу від води. Необхідно відзначити, що цей вид транспорту

використовують для матеріалів, що не бояться води. Гідротранспортні установки можуть бути: низьконапірними (напір води $< 0,5$ МПа) у відкритих каналах; високонапірними (подача води під тиском – $2,5-6$ МПа) у трубах ($\Delta p = 0,15 \div 0,7$ МПа). Гідротранспортні установки можуть переміщати сипкий матеріал на відстань більше 1 км.

Існують змішані схеми гідротранспорту: усередині цеху переміщення здійснюється за низьконапірною схемою у відкритих каналах, а за межами цеху, на більшу відстань – за високонапірною схемою в трубах.

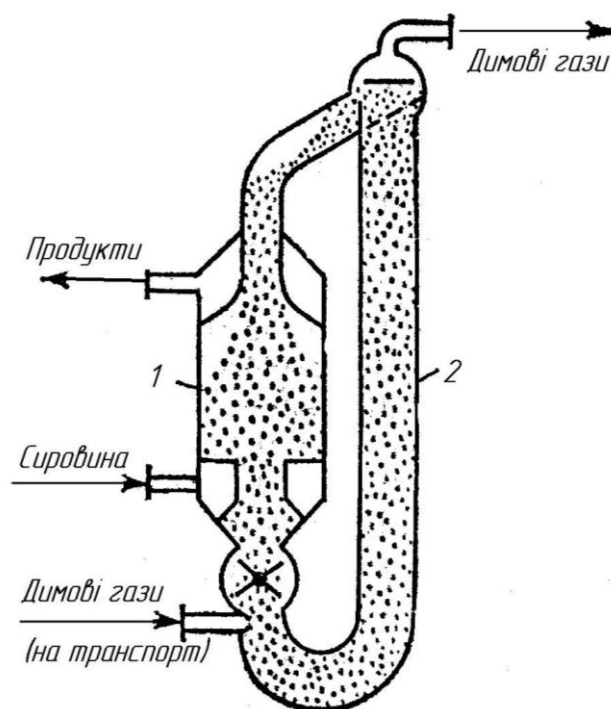


Рис. 3.27. Транспортування у щільному шарі (на установці каталітичного перероблення нафтопродуктів на установці «Гіперформінг»):
1 – реактор; 2 — транспортна лінія, в якій регенерується каталізатор

При переміщенні (підйомі) сипкого матеріалу на невеликі відстані (приблизно до 10 м) використовують повітряно-водяні підйомники (маммут-насоси). На рис. 3.28 наведена схема повітряно-водяного підйомника, що являє собою U-подібну трубу, у якій одне коліно коротше другого майже у два рази. Труба складається з трьох частин: всмоктувальної 1, опорної 2 і викидної 3. Внизу (на викидній частині) перебуває кільцева коробка 4, на внутрішній стінці якої розташовані щілини, через які усередину труби нагнітається повітря під тиском. До цієї коробки, прилягає труба для підведення стисненого повітря. Нижню частину пристрою розташовують у колодязі так, щоб відкритий кінець всмоктувального коліна був на одному рівні з нижньою частиною гідравлічного транспортера (жолоба); кінець викидного коліна з'єднаний із приймачем матеріалу за допомогою похилого жолоба (з решіткою для відділення води).

Суміш води й твердого матеріалу із транспортера надходить у коротке коліно. За законом сполучених посудин вона піднімається в довгому коліні до того ж рівня. При подачі повітря через кільцеву коробку в нижню частину високого коліна густина суміші води, сипкого матеріалу і повітря зменшується,

внаслідок чого рівень суміші у високому коліні піднімається відповідно до зменшення густини. Крім того, тиск, під яким перебувають бульбашки повітря, за мірою їх просування вгору із сипким матеріалом і водою зменшується й досягає при виході значення атмосферного.

В результаті бульбашки повітря, розширюються, діють як поршні насоса, піднімають і викидають суміш. Повітряно-водяним підйомником можна подати суміш на значну висоту.

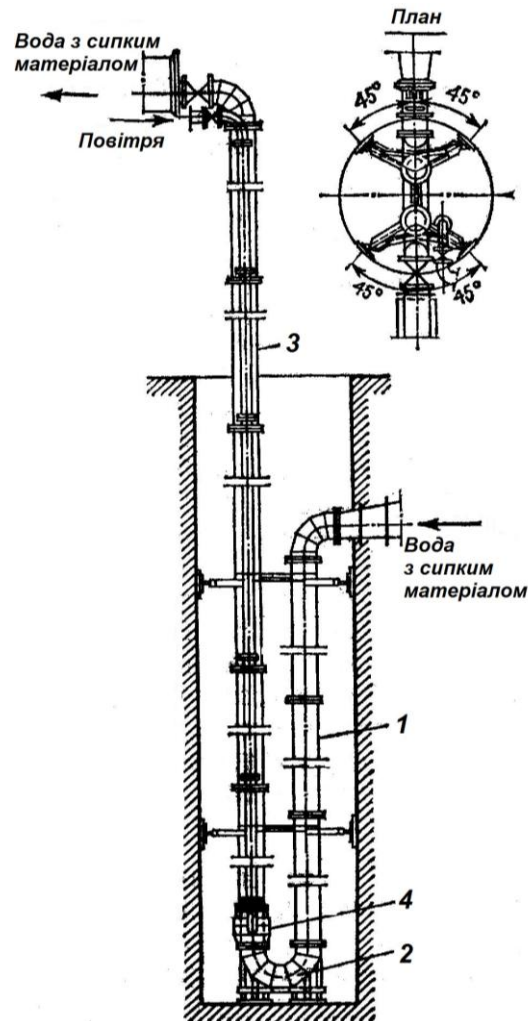


Рис. 3.28. Повітряно-водяний підйомник (маммут-насос):

1 – всмоктувальна частина труби; 2 – опорна частина труби; 3 – частина труб, що викидає; 4 – кільцева коробка

9. Розрахунок продуктивності та витрати енергії транспортних пристроїв

Для транспортних пристроїв безперервної дії при припущенні, що сипкий матеріал переміщується безперервним потоком, продуктивність можна розрахувати, за допомогою рівняння витрати [3]:

$$Q = WF,$$

де Q – витрата матеріалу, що транспортується, $\text{м}^3/\text{с}$,

W – лінійна швидкість, переміщення матеріалу, м/с,

F – площа поперечного перетину потоку, м².

Масова продуктивність G (кг/с):

$$G = V \cdot \rho_n = W \cdot F \cdot \rho_n, \quad (3.12)$$

де ρ_n — насипна густина матеріалу, кг/м³.

Для стрічкових, пластинчастих, скребкових транспортерів по різному розраховується площа поперечного перерізу потоку матеріалу (для визначення F у кожному випадку застосовують відповідні емпіричні формули):

Масова продуктивність G (т/год) транспортера у виробничих умовах[3]:

$$G = 3600 \cdot F \cdot W \cdot \rho_n \cdot \varphi, \quad (3.13)$$

де φ – коефіцієнт заповнення робочого органу транспортного пристрою (табл. 3.6).

Для стрічкових транспортерів:

$$F = \frac{(0,9 \cdot b - 0,05)^2}{18}, \quad (3.14)$$

де b – ширина стрічки, м.

Для жолобкових стрічок величина F приблизно у два рази більша, ніж визначається за рівнянням (3.14).

Таблиця 3.6

Значення коефіцієнта заповнення φ

Транспортний пристрій	φ	Примітка
Транспортер:		Менші значення φ – для дрібних кусків, більші – для крупних
Пластинчастий	0,5 - 1	
Скребковий	0,5 - 0,9	
Вібраційний	0,5 - 0,8	
Шнек:		
горизонтальний	0,2 – 0,7	
при куті нахилу до 36°	0,54	
37 – 40°	0,45	
41 – 45°	0,43	
Елеватор	0,7 – 0,9	Для заповнення ковша

Для пластинчастих транспортерів:

$$F = b \cdot h, \quad (3.15)$$

де b – ширина пластин або жолоба, м;

h – висота бортів пластин або жолоба, м.

Формула (3.15) може бути використана і для вібраційних транспортерів, тільки в цьому випадку h – висота шару матеріалу в жолобі.

Для гвинтових транспортерів і шнеків:

$$F = \frac{\pi \cdot D^2}{4}, \quad (3.16)$$

де D — діаметр гвинта, м.

З урахуванням діаметра вала шнека d :

$$F = \frac{\pi \cdot (D^2 - d^2)}{4}. \quad (3.17)$$

Швидкість просування матеріалу по довжині шнека (м/с):

$$W = \frac{s \cdot n}{60}, \quad (3.18)$$

де s – крок витка шнека, м;

n – частота обертання валу, шнека, об./с.

Масова продуктивність шнека G (т/год):

$$G = 60 \cdot \frac{\pi \cdot (D^2 - d^2)}{4} \cdot s \cdot n \cdot \rho_n \cdot \varphi = 15 \cdot \pi \cdot (D^2 - d^2) \cdot s \cdot n \cdot \rho_n \cdot \varphi \quad (3.19)$$

Продуктивність елеваторів розраховуються, при підстановці у формулу (3.12) замість F відношення об'єму ковша V (м³) до відстані між ковшами l (м):

$$G = 3600 \cdot \left(\frac{V}{l} \right) \cdot W \cdot \rho_n. \quad (3.20)$$

Потужність на валу двигуна N_0 (кВт):

$$N_0 = (N_1 + N_2 + N_3) \cdot K_3 + N_4, \quad (3.21)$$

де N_1 – потужність, яка витрачається на підйом матеріалу;

N_2 – потужність, яка витрачається на подолання тертя при переміщенні матеріалу;

N_3 – потужність, яка витрачається на подолання опору стрічки або ланцюга (при холостому ході);

N_4 – потужність, яка витрачається на роботу розвантажувального пристрою;

K_3 – коефіцієнт запасу на невраховані опори, що залежать від довжини L транспортера ($K_3 = 1,2$ при $L < 15$ м; $K_3 = 1,1$ при $L = 15 - 30$ м; $K_3 = 1$ при $L > 45$ м, табл. 3.7).

У рівнянні (3.21) (кВт):

$$N_1 = \frac{G \cdot H}{367}, \quad (3.22)$$

$$N_1 = \frac{K_1 \cdot G \cdot L}{367}, \quad (3.23)$$

$$N_1 = \frac{K_2 \cdot W \cdot L}{367}, \quad (3.24)$$

де G – продуктивність, т/год;

H – висота підйому, м;

$367 = 3600/9,81$;

L – довжина транспортера, м;

K_1, K_2 – досвідні коефіцієнти опору (табл. 3.7);

W – швидкість руху, м/с.

Величина N_4 залежить від типу розвантажувального пристрою, кВт:

Ножовий розвантажувальний пристрій $N_4 = 0,01 \cdot G \cdot b$;

Барабанний скидач $N_4 = 0,225 \cdot (N_0 - N_{4H}) + 0,005 \cdot G$;

Барабанний самохідний скидач $N_4 = 0,225 \cdot (N_0 - N_{4H}) + 0,005 \cdot G + 0,4$;

Потужність електродвигуна N (кВт) розраховують за формулою

$$N = \frac{N_0 \cdot K}{\eta}, \quad (3.25)$$

де $K = 1,1 - 1,4$ – коефіцієнт, що враховує умови роботи транспортера; (менші значення – при легких умовах роботи);

$\eta = 0,6-0,85$ – ККД.

Таблиця 3.7

Значення поправочних коефіцієнтів K_1, K_2, K_3

Транспортний пристрій	K_1	K_2	K_3	Примітка
Транспортер стрічковий ширина стрічки 400 мм ширина стрічки 500 мм ширина стрічки 800 мм ширина стрічки 1200 мм	0,054	$K_2 = f(b)$ 5,2 6,4 10,4 17	1,0 - 1,2	
пластинчастий скребковий гвинтовий	0,11 -- 1,2 - 4	$48b + A$ 0 0	1,1 1 1	$A = 50 \div 80$ Див. табл. 2.3 Менші значення K_1 для матеріалів, які не стираються
вібраційний	6 - 10	0	0	
Елеватор	0	-	1,15	$K_2 = kG$ (табл. 3.9)

Таблиця 3.8

Значення K_1 для скребкових транспортерів

Продуктивність G , т/год	Транспортер		Продуктивність G , т/год	Транспортер	
	з роликівими ланцюгами	з безроликовими ланцюгами		з роликівими ланцюгами	з безроликовими ланцюгами
4,5	2,25	4,2	27	1,1	1,9
9	1,7	3,0	36	1,05	1,7
18	1,3	2,25	45	0,7	1,6

Таблиця 3.9

Значення K_2 для елеваторів

Продуктивність G , т/год	Ковші	Елеватор		
		стрічковий	одноланцюговий	дволанцюговий
< 10	Звичайні	0,84	1,24	--
	Лускаті	--	--	--
10-25	Звичайні	0,7	0,91	1,36
	Лускаті	--	0,77	--
25-50	Звичайні	0,63	0,68	1,13
	Лускаті	0,58	0,59	--
50-100	Звичайні	0,56	0,57	0,91
	Лускаті	0,53	0,49	0,77
> 100	Звичайні	0,39	--	0,68
	Лускаті	0,48	--	0,63

Тести для самоконтролю до розділу 3

1. Класифікація це:

1. Процес розділення сипких матеріалів за розмірами часток.
2. Процес розділення сипких матеріалів за формою часток.
3. Процес подрібнення твердих матеріалів.

2. Класифікація сипкого матеріалу за розмірами часток здійснюється за допомогою:

1. Сит.
2. Фільтрів.
3. Відстійників.

3. Частота обертання барабанного грохота залежить від:

1. Радіуса барабана.
2. Довжини барабана.
3. Висоти шару матеріалу у барабані.

4. Для просіювання крупних часток матеріалу використовують:

1. Циклони.
2. Решітки.
3. Фільтри.

5. В рівнянні для визначення частоти обертання вала $n = \frac{30}{\sqrt{rtg\alpha}}$ α це:

1. Кут нахилу сита .
2. Радіус кривошипа.
3. Коефіцієнт тертя матеріалу.

6. За формою сит грохоти розділяють на:

1. Плоскі та барабанні.
2. Еліптичні та ексцентрикові.
3. Фігурні та зіркові.

7. Характеристикою однорідності складу дисперсного матеріалу є:

1. Коефіцієнт відхилення.
2. Коефіцієнт заповнення матеріалу.
3. Коефіцієнт тертя матеріалу.

8. Якщо застосовувати n решіт, то виходить:

1. $n + 1$ фракція сипкого матеріалу.
2. $n - 1$ фракція сипкого матеріалу.
3. n фракцій сипкого матеріалу.

9. За яким показником визначається тип вібраційного грохота – нахиленого чи плоского:

1. За розміром отвору сита.
2. За радіусом кривошипа.
3. За коефіцієнтом A .

10. Краї коробка сит з нерухомою рамою у гіраційного грохота з'єднуються з:

1. Пружинними амортизаторами.
2. Вібраторами.
3. Шнеком.

Контрольні питання до III розділу

1. Що називають класифікацією сипких матеріалів?
2. Види класифікації сипких матеріалів?
3. Що називають сортуванням?
4. Основні пристрої для класифікації та сортування?
5. Із чого виготовляють сита?
6. Що називають решетами?
7. Способи розміщення решіт (сит)?
8. Як позначають фракції (класи) сипких матеріалів?
9. Схеми ситових грохотів?
10. Основні характеристики сит?
11. Характеристика однорідності складу дисперсного матеріалу?
12. Устрій, принцип дії плоского коливного грохота?
13. Устрій, принцип дії гіраційного грохота?
14. Устрій, принцип дії вібраційного грохота?
15. Устрій, принцип дії барабанного грохота?
16. Що називають пневмокласифікацією?
17. Які апарати застосовують для пневмокласифікації?
18. За яким принципом підбирають повітряні сепаратори?
19. Як здійснюється розподіл сипкого матеріалу на фракції у повітряних сепараторах?
20. Устрій, принцип дії повітряно-прохідного сепаратора?
21. Устрій, принцип дії повітряно-циркуляційного сепаратора?
22. Які повітряні сепаратори більш енергоекономічні прохідні чи циркуляційні?
23. Що називають гідрокласифікацією?
24. Устрій, принцип дії конічного класифікатора?
25. Устрій, принцип дії спірального класифікатора?
26. Як називають пристрої, які застосовуються для дозування?
27. За якими характеристиками визначають конструкцію дозатора?

28. Який коефіцієнт застосовують для оцінювання рухливості сипкого матеріалу і як його визначають?
29. Устрій, принцип дії бункерів?
30. Устрій, принцип дії затворів?
31. Устрій, принцип дії простого важільного затвору?
32. Устрій, принцип дії односекторного затвору?
33. Устрій, принцип дії пилових затворів?
34. Устрій, принцип дії випускних затворів вагових бункерів?
35. Устрій, принцип дії вагового дозатора?
36. Характеристики механічних стрічкових дозаторів безперервної дії?
37. Устрій, принцип дії стрічкового дозатора?
38. Устрій, принцип дії барабанного живильника?
39. Устрій, принцип дії лоткового живильника?
40. Устрій, принцип дії стрічкового живильника?
41. Устрій, принцип дії шнекового живильника?
42. Устрій, принцип дії тарілчастого живильника?
43. Устрій, принцип дії електровібраційного живильника?
44. На які групи можна розділити апарати для змішування дрібнозернистих матеріалів?
45. Устрій, принцип дії швидкісного змішувача?
46. Устрій, принцип дії швидкісного змішувача із сорочкою і клапаном з гідравлічним приводом для розвантаження матеріалу?
47. Устрій, принцип дії планетарно-шнекового змішувача з мішалкою?
48. Устрій, принцип дії дволопатевого змішувача із Z-подібними лопатками?
49. Устрій, принцип дії барабанного змішувача безперервної дії?
50. Устрій, принцип дії двочерв'ячного змішувача?
51. Устрій, принцип дії гравітаційного ударно-розпилювального змішувача?
52. Що застосовують для транспортування сипких матеріалів?
53. В яких випадках застосовують пневмотранспорт для переміщення сипких матеріалів?
54. В яких випадках застосовують гідротранспорт для переміщення сипких матеріалів?
55. За яким принципом дії працюють транспортуючі пристрої для твердих матеріалів?
56. Механічні транспортні пристрої для вертикального переміщення сипких матеріалів?
57. Механічні транспортні пристрої для змішаного переміщення сипких матеріалів?
58. Устрій, принцип дії елеваторного транспортного пристрою?
59. Устрій, принцип дії скребкового транспортера?
60. Устрій, принцип дії гвинтового транспортера?
61. Устрій, принцип дії стрічкового транспортера?
62. Устрій, принцип дії пластинчастого транспортера?
63. Які переваги пневмотранспорту над іншими транспортуючими пристроями?
64. Як розрізняють пневмотранспорт в залежності від швидкості газу?
65. Назвіть як розрізняються пневмотранспортні схеми установок у розрідженій фазі?
66. Низьконапірний пневмотранспорт. Устрій, принцип дії, схема установки?
67. Середньонапірний всмоктувальний пневмотранспорт. Устрій, принцип дії, схема установки?
68. Устрій, принцип дії, схема середньонапірного нагнітального транспорту?
69. Високконапірний пневмотранспорт. Устрій, принцип дії, схема установки?
70. Устрій, принцип дії, схема пневможолоба?
71. Устрій, принцип дії, схема установки пневмотранспорту для щільного шару матеріалу?
72. Перевага та недоліки гідротранспорту?
73. Устрій, принцип дії, схема повітряно-водяного підйомника?

Приклади до розділу III

Приклад 3.1

Визначити швидкість переміщення матеріалу по сити у плоскому коливному грохоті, якщо: коефіцієнт третя матеріалу відносно сита $f = 0,3$; ексцентриситет валу привода $r = 15$ мм, кут нахилу грохота до горизонталі 20° .

Розв'язок

Швидкість переміщення матеріалу по сити визначається за рівнянням (3.3):

$$W = 0,23nrftg\alpha$$

Швидкість обертання ексцентрикового валу розраховується за формулою (3.2):

$$n = \frac{30}{\sqrt{0,015 * tg 20^\circ}} = 163,8 \text{ об./хв.}$$

Тоді швидкість переміщення матеріалу по сити складає:

$$W = 0,23 * 163,8 * 0,015 * 0,3 * tg 20^\circ = 0,379 \text{ м/с}$$

Приклад 3.2

Визначити частоту обертання ексцентрикового валу гіраційного грохота з ексцентриситетом $r = 0,015$ м. Кут нахилу до горизонталі $\alpha = 25^\circ$.

Розв'язок

Частоту обертання гіраційного грохота визначимо за рівнянням (3.2):

$$n = \frac{30}{\sqrt{rtg\alpha}} = \frac{30}{\sqrt{0,015 * tg 25^\circ}} = \frac{30}{\sqrt{0,015 * 0,4663}} = 358 \text{ об./хв.}$$

Приклад 3.3

Визначити продуктивність вібраційного грохота з розмірами сита $1200 * 2000$ мм з розмірами отворів у ситі $5 * 5$ мм, вміст нижнього продукту 50%, вміст у нижньому продукті зерен менших половини розміру отворів сита 25%.

Розв'язок

Площа сита грохота складає:

$$F = 1,2 * 2 = 2,4 \text{ м}^2$$

Продуктивність грохота визначається за рівнянням (3.13)

$$Q = 4,7 \cdot 10^{-4} \cdot 2,4(55 + 50)(60 + 25)\sqrt{5} = 22,5 \text{ м}^3/\text{год}$$

$A = 4,7 * 10^{-4}$ – для горизонтального грохота.

Приклад 3.4

Визначити продуктивність барабанного грохота діаметром $D = 900$ мм. Кут нахилу грохота до горизонту $\alpha = 7^\circ$, насипна густина матеріалу $\rho_H = 1320$ кг/м³, коефіцієнт розрихлення матеріалу $\mu = 0,6$.

Розв'язок

Продуктивність барабанного грохота розраховується за формулою (3.15)

$$G = 0,72\mu\rho_H n tg(2\alpha)\sqrt{R^3 h^3}.$$

Частота обертання барабана при радіусі $R = \frac{D}{2} = \frac{900}{2} = 450 \text{ мм} = 0,45 \text{ м}$ за рівнянням (3.14)

складе:

$$n = \frac{14}{\sqrt{R}} = \frac{14}{\sqrt{0,45}} = 20,9 \text{ об./хв.}$$

При висоті шару матеріалу у барабані $h=50 \text{ мм}$.

Тоді продуктивність барабанного грохота буде:

$$G = 0,72 \cdot 0,6 \cdot 1320 \cdot 20,9 \cdot \text{tg}(2 \cdot 7) \sqrt{0,45^3 \cdot 0,05^3} = 6,09 \cdot 10^3 \text{ т/год.}$$

Задачі до III розділу

Задача 3.1

Визначити масову продуктивність плоского коливного грохота, якщо: швидкість переміщення матеріалу $W = 0,15 \text{ м/с}$, насипна густина матеріалу $\rho_H = 1,6 \text{ т/м}^3$, коефіцієнт заповнення матеріалу, $\varphi = 0,6$, площа перерізу шару матеріалу $F = 0,05 \text{ м}^2$.

Задача 3.2

Визначити коефіцієнт тертя матеріалу плоского коливного грохота, якщо: швидкість переміщення матеріалу по сити $W = 0,15 \text{ м/с}$, частота обертання вала $n = 20 \text{ об./хв}$, кут нахилу сита $\alpha = 25^\circ$.

Задача 3.3

Визначити кут нахилу пружин плоского коливного грохота при швидкості переміщення матеріалу по сити $W = 0,20 \text{ м/с}$, частота обертання вала $n = 20 \text{ об./хв}$, коефіцієнт тертя матеріалу $f = 0,4$.

Задача 3.4

Визначити швидкість обертання ексцентрикового вала гіраційного грохота, якщо: швидкість обертання вала 25 об./хв , радіус кривошипа $r = 100 \text{ мм}$, коефіцієнт тертя матеріалу $f = 0,35$.

Задача 3.5

Визначити об'ємну витрату матеріалу, що переміщується по сити гіраційного грохота, якщо: площа перерізу матеріалу $F = 0,03 \text{ м}^2$, швидкість переміщення матеріалу по сити $0,17 \text{ м/с}$.

Задача 3.6

Визначити радіус кривошипа гіраційного грохота, якщо: частота обертання вала $n = 170 \text{ об./хв}$, кут нахилу сита $\alpha = 10^\circ$.

Задача 3.7

Визначити вміст нижнього продукту у вихідному матеріалі горизонтального вібраційного грохота з розмірами сита $1500 \times 2500 \text{ мм}$ і розмірами отворів $7 \times 7 \text{ мм}$. Вміст у нижньому продукті зерен розміром менших половини отворів сита 30% . Продуктивність вібраційного грохота $25 \text{ м}^3/\text{год}$.

Задача 3.8

Визначити площу сита нахиленого вібраційного грохота продуктивністю $30 \text{ м}^3/\text{год}$, з розмірами отворів сита $6 \times 6 \text{ мм}$. Вміст нижнього продукту у вихідному матеріалі 25%, вміст у вихідному продукті зерна розміром менше половини розміру отворів сита 10%.

Задача 3.9

Продуктивність грохота $31 \text{ м}^3/\text{год}$. Сито розміром $2000 \times 3000 \text{ мм}$ з отворами $8 \times 8 \text{ мм}$. Вихід нижнього продукту 30%, вміст зерен, менших ніж половина розміру отвору сита 15%. Визначити, який грохот застосовується – нахилений чи горизонтальний.

Задача 3.10

Визначити коефіцієнт розпушення μ матеріалу в барабанному грохоті з продуктивністю $G = 11 \text{ т/год}$, насипною густиною $\rho_H = 1300 \text{ кг/м}^3$, що обертається зі швидкістю $n = 22 \text{ об./хв}$, який встановлено під кутом $\alpha = 5^\circ$. Діаметр грохота становить $D = 800 \text{ мм}$, висота шару матеріалу 60 мм.

Задача 3.11

Визначити продуктивність барабанного грохота діаметром $D = 1000 \text{ мм}$. Маса барабана $G_\delta = 3000 \text{ кг}$, маса матеріалу у барабані $G_m = 80 \text{ кг}$, кут нахилу грохота $\alpha = 5^\circ$, насипна густина матеріалу $\rho_H = 1400 \text{ кг/м}^3$, коефіцієнт розпушення $\mu = 0,7$, частота обертання барабана $n = 20 \text{ об./хв}$.

Задача 3.12

Визначити діаметр барабанного грохота якщо: частота обертання барабана $n = 15 \text{ об./хв}$.

Список літератури до розділу III

1. Плановский А.Н., Рамм В.И., Каган С.З. Процессы и аппараты химической технологии. 5-е изд. – М.: Химия, 1968. – 847с.
2. Касаткин А.Г. Основные процессы и аппараты химической технологии, 8-е изд. Перераб. – М.: Химия, 1971. – 784с.
3. Романков П.Г., Курочкина М.И., Можерин Ю.Я., Смирнов Н.Н. Процессы и аппараты химической промышленности. Пособие для техникумов – Л.: Химия, 1989. – 560с.
4. Коваленко І.В., Малиновський В.В. Основні процеси та апарати хімічних виробництв: Підручник. – К.: Інрес: Воля, 2006. – 264 с.
5. Сапожников М.Я. Механическое оборудование строительных материалов, изделий и конструкций. Учебник для строительных вузов и факультетов. М.: Высш. шк., 1971. – 382с.
6. Сапожников М.Я. Машины и аппараты промышленности строительных материалов. Атлас конструкций. М.: Машгиз, 1979. – 112 с.
7. Контарович З.Ю. Машины химической промышленности. – М.: Машиностроение, 1965. – 416 с.
8. Кольман Э.Э. Машины химических производств. Атлас конструкций. М.: Машиностроение, 1982. – 118 с.

Предметний покажчик

- Рейнольдса 32, 34, 36
- Куполоутворення 28
- Кут внутрішній тертя ефективний 24
 - статичний 24
 - зовнішнього тертя 24
 - обвалювання 24
 - природного відкосу 24
- Млини 94, 96
 - барабанний 135
 - бігуни 120
 - бісерний 151
 - бильний 154
 - бильний колоїдний 154
 - вібраційний 149
 - віброкавітаційний колоїдний 155
 - відцентрово-кульовий 132
 - гіроскопічний 150
 - дезінтегратор 135
 - дисмембратор 135
 - жорна 123
 - катково-тарілчастий 124
 - колоїдний 153
 - колоїдний з решітчастим ротором 154
 - конусний колоїдний 153
 - куле-кільцевий 125
 - ножовий 151
 - планетарний 150
 - ролико-кільцевий 117
 - струминний 140
 - ударно-відцентровий 141
 - шахтний 127
- Модуль пружності 86
- Навантаження нормальне головне 25
- Навантаження ущільнююче 23, 25
- Осадження 33, 36
- Поверхня питома 21, 22
- Подрібнення криогенне 156
 - вапна 163
 - гумотехнічних матеріалів 161
 - залізоокисного пігменту 159
 - механічне 83
 - рослинних матеріалів 156
 - сірчаної руди 162
 - ультра-звукове 155
- Порозність 22, 37
- Прохід 10, 16, 18, 83

Аналіз ситовий 10
Аналіз фракційного складу 10
Бункери 193
Витікання
Витікання вільне (масове) 28
– примусове 28
Вологовміст 23
Гідрокласифікатори 189
– конічний 191
– спіральний 191
Грохоти 183
– барабанний 187
– вібраційний 187
– граційний 186
– плаский коливний 184
Густина насипна 23
Диспергування ультразвукове 155
Дисперсність 17, 87
Діаметр еквівалентний 18, 22, 34, 36, 38
– седиментаційний 18
– середній 21, 87
Дозатори 191, 197
– ваговий 197
– стрічковий 197
Дробарки 96, 98
– гладко валкова 115
– зубовалкова 112
– конусна 106
– молоткова 127
– роторна 130
– ударно-відцентрова 129
– щоква 100
Живильники 199
Закон Стокса 33
Залишок 10, 16, 18, 87
Затвори 193
Злежування 25
Змішувачі 200
Класи подрібнення 83
Класифікація подрібнювачів 94
Коефіцієнт бокового тиску 25
– динамічності 28
– тертя 24
– форми 35
Крива розподілення проходу (залишку)
18
Критерій Архімеда 34, 35, 36
– Ляценка 34, 35, 36

Режим руху 32, 33
Рівняння Розіна-Раммлера 21
– Рундквіста 90
Розсіювання ручне і механічне 11
Сепаратори 189
– повітряний 189
– повітряно-прохідний 189
– повітряно-циркуляційний 189
Сила опору руху частки 32
Сипкість 24
Сита 10, 182
– друковані 17
– з мікровічками 16
– модуль набору 10
– плетені 17
– розміри 10
Способи подрібнення 84
Ступінь подрібнення
– лінійна 83
– об'ємна 83
Теорія Кирпичова-Кіка 89
– Ребіндера 91
– Риттенгера 88

Трубоутворення 28
Фактор розділення 36
Фактор форми 22
Фракційний склад 9, 18, 84
Функція витоку 25
– миттєва 25
– часова 25
Функція розподілення інтегральна 19
Функція розподілення нормована 19
Число псевдозрідження 38
Шар псевдозріджений 37
Швидкість витання 38
– витікання 30
– осадження 33
– псевдозрідження 37

