

Тертишний О.О., Півоваров О.А., Кошулько В.С.

МЕХАНІЧНІ ПРОЦЕСИ ТА ОБЛАДНАННЯ ХАРЧОВИХ ВИРОБНИЦТВ



Дніпро 2022

Дніпровський державний аграрно-економічний університет

Тертишний О.О., Піоваров О.А., Кошулько В.С.

**МЕХАНІЧНІ ПРОЦЕСИ
ТА ОБЛАДНАННЯ ХАРЧОВИХ
ВИРОБНИЦТВ**

Дніпро
2022

УДК 664(075.8)

Т35

Рецензенти:

Кабат О.С. – доктор технічних наук, завідувач кафедри інноваційної інженерії ДВНЗ «Український державний хіміко-технологічний університет»

Чурсінов Ю.О. – доктор технічних наук, професор кафедри технології зберігання і переробки сільськогосподарської продукції Дніпровського державного аграрно-економічного університету

Кондратюк Н.В. – кандидат технічних наук, завідувач кафедри харчових технологій Дніпровського національного університету імені Олеся Гончара

Рекомендовано до видання Вченою радою ДДАЕУ
протокол №7 від 26.05.2022р.

Тертишний О.О., Механічні процеси та обладнання харчових виробництв: Навчальний посібник/ О.О. Тертишний, О.А. Півоваров, В.С. Кошулько. – Дніпро: ДДАЕУ, 2022. – 351 с.

Викладено систематизований матеріал відносно механіки твердих середовищ в харчових та переробних виробництвах. Розглядаються проблеми теорії і практики, явища, прийоми і методи механічної обробки твердих матеріалів, які охоплюють визначення та оцінку їх дисперсного складу, способи подрібнення, класифікації, сортування, очищення, зберігання, дозування, живлення і транспортування. Наводяться характеристики обладнання та розглядаються методи визначення основних технологічних і конструктивних параметрів. Особливу увагу приділено обладнанню, яке використовується тільки у харчових виробництвах.

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

ЗМІСТ

ВСТУП.....	6
Розділ 1 ПОДРІБНЕННЯ ТВЕРДИХ МАТЕРІАЛІВ.....	8
1.1 Загальні відомості	9
1.2 Способи подрібнення.....	10
1.3 Наукове забезпечення процесу подрібнення. Витрата енергії	14
1.4 Стадії та основні схеми подрібнення	23
1.5 Класифікація подрібнювачів	24
1.6 Порівняння та вибір подрібнювачів.....	25
1.7 Шляхи інтенсифікації роботи подрібнювачів	29
1.8 Подрібнювачі	32
1.8.1 Подрібнювачі розколююче-розламуючої дії.....	32
1.8.2 Подрібнювачі роздавлюючої дії	51
1.8.3 Подрібнювачі стираюче-роздавлюючої дії	57
1.8.4 Подрібнювачі ударної дії	65
1.8.5 Обладнання для подрібнення м'яса та овочів	109
Контрольні питання до розділу 1	127
Приклади до розділу 1	136
Контрольні задачі до розділу 1	141
Розділ 2 ОСНОВИ МЕХАНІКИ СИПКИХ ТА ЗЕРНИСТИХ МАТЕРІАЛІВ ТА СПОСОБИ ВИЗНАЧЕННЯ ОСНОВНИХ ТЕХНОЛОГІЧНИХ ХАРАКТЕРИСТИК.....	144
2.1 Стан і властивості сипкого матеріалу	145
2.2 Дисперсний склад і фізико-механічні характеристики сипких та зернистих матеріалів.....	158
2.3 Складування, перевантаження, зберігання сипких та зернистих матеріалів	169
2.4 Гідродинаміка дисперсних систем	178
2.5 Псевдозрідження	186

Контрольні питання до розділу 2	191
Тести для самоконтролю до розділу 2	194
Приклади до розділу 2	199
Контрольні задачі до розділу 2	253
Розділ 3 ОБЛАДНАННЯ ДЛЯ ПЕРЕРОБКИ СИПКИХ МАТЕРІАЛІВ...	259
3.1 Класифікація, сортування та очищення сипких і зернистих матеріалів	259
3.2 Дозування сипких матеріалів	290
3.3 Механічні транспортні пристрої для переміщення матеріалів.....	303
3.4 Процеси та обладнання в складі технологічних комплексів	315
3.4.1 Технологічна лінія виробництва сортового борошна із зерна пшениці	315
3.4.2 Технологічна лінія виробництва гречаної крупи	323
3.4.3 Технологічні схеми виробництва комбікормів	330
Контрольні питання до розділу 3	338
Тести для самоконтролю до розділу 3	342
Приклади до розділу 3	344
Контрольні задачі до розділу 3	346
Література.....	349

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 технологічних процесів використовують переважно створені із застосуванням 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 виробництв. Це сільськогосподарські і харчові продукти, мінеральні добрива, будівельні матеріали, наповнювачі, металеві порошки, тверді природні палива та інш., В сипкому стані використовуються вихідні сировинні матеріали, напівфабрикати,. Сипкі середовища одержують в основному механічним подрібнюванням твердих матеріалів. Подрібнення відкриває цільові речовини, що знаходяться в твердих частках, збільшує поверхню фазового контакту діючих мас в гетерогенному середовищі.

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

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 переробки 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 сировини, напівфабрикатів і товарної продукції в твердому стані зростає необхідність у високопродуктивному обладнанні для процесів, які пов'язані з переробкою твердих матеріалів.

В посібнику розглядаються фізико-механічні властивості твердих дисперсних матеріалів в сипкому стані, теоретичні основи механіки сипких середовищ при витіканні із ємностей і бункерів, переміщенні в транспортних системах.

Наводяться детальні характеристики обладнання та методи визначення їх основних технологічних характеристик.

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

РОЗДІЛ 1 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
Степінь подрібнення		
- лінійна	i_d	-
- об'ємна	i_v	-
Число обертів	n	с ⁻¹ , хв. ⁻¹
Ширина	B	м

1.1 Загальні відомості

Інтенсивність фізичних та біохімічних 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 виробництвах *механічному подрібненню*.

Подрібнення – процес механічної дії на продукт робочими органами, який призводить до подолання сил взаємного зчеплення і збільшення поверхні твердих матеріалів. У харчовій промисловості подрібнення застосовують для збільшення поверхні твердих матеріалів з метою підвищення швидкості біохімічних і дифузійних процесів при переробці фруктів, овочів і т. д., а також у процесах переробки харчових відходів. Подрібнення широко використовують у борошномельному, м'ясному, цукробуряковому, спиртовому, пивоварному, консервному та інших виробництвах.

В залежності від розмірів часток вихідного та подрібненого матеріалу розрізняють *класи подрібнення* (табл. 1.1) [1, 2].

Таблиця 1.1. – Класи подрібнення

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

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

Розрізняють лінійну:

$$i_d = \frac{d_n}{d_k} \quad (1.1)$$

та об'ємну степінь подрібнення:

$$i_v = \frac{V_n}{V_k} \quad (1.2)$$

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

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

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 ($+ d_{\hat{1}} - d_{\hat{2}}$).

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.

1.2 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, розпилуванням, стиранням, ударом та різними комбінаціями цих способів.

При подрібненні зазвичай мають місце кілька супутніх видів подрібнення. Наприклад, стирання супроводжується роздавлюванням, розколюванням, подрібненням при ударі. При стиранні матеріалів

утворюється велика кількість пилу і в ряді випадків має місце передрібнення, що іноді неприпустимо.

Вибір методу подрібнення залежить від крупності та міцності шматків подрібнюваних матеріалів. Міцні та крихкі матеріали подрібнюють роздавлюванням та ударом, міцні та в'язкі – роздавлюванням, в'язкі матеріали середньої міцності – стиранням, ударом та розколюванням. Процеси подрібнення поділяються на дроблення (велике, середнє та дрібне), подрібнення (тонке та дуже тонке) та різання. Різання застосовують, коли потрібно не тільки зменшити розмір шматків, але й надати їм певної форми. Різанням піддаються овочі та фрукти, цукеркова та тістова маса, м'ясо та інші продукти.

Роздавлювання (рис. 1.1а) – це вид руйнування, при якому, деформує навантаження, яке діє на тіло, призводить до перевищення внутрішнього напруження над межею міцності стискання. В результаті такого руйнування отримують частинки різного розміру та форми.

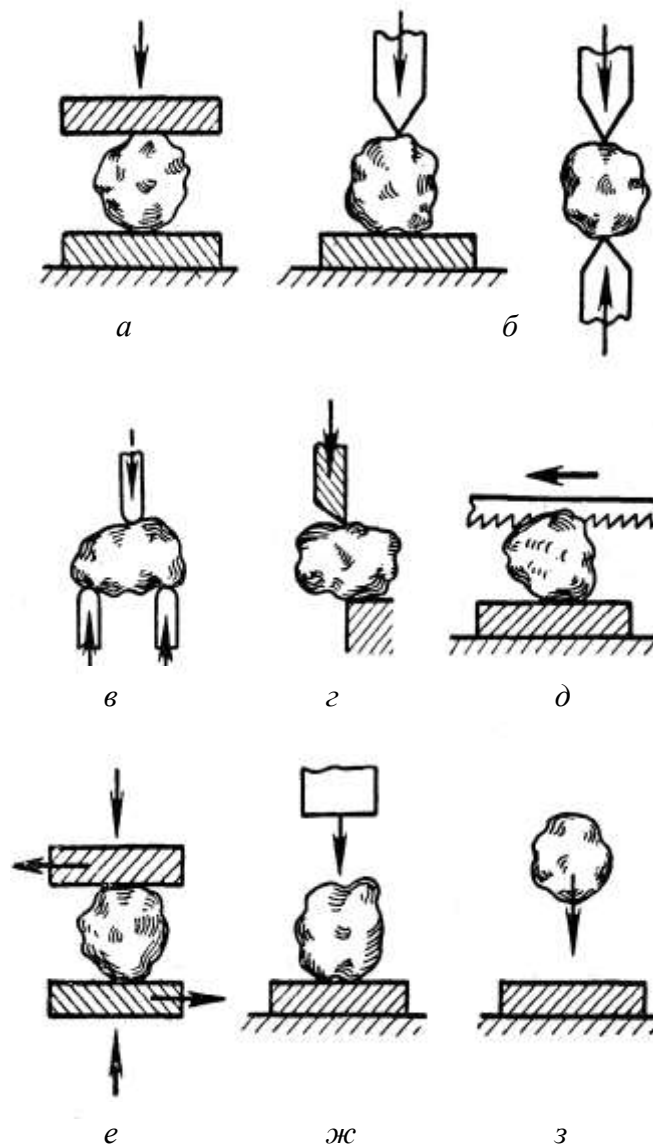
Розколювання (рис. 1.1б) – тіло руйнується на частинки в місцях концентрації найбільших навантажень, що виникають в результаті дії клиноподібних робочих елементів. Спосіб розколювання в порівнянні з роздавлюванням дозволяє регулювати крупність отриманих частинок.

Розламування (рис. 1.1в) – тіло руйнується під дією згинаючих сил. Розміри та форма частинок, які отримуються при розламуванні, приблизно такі ж, як при розколюванні.

Різання (рис. 1.1г) – тіло ділиться на частинки заздалегідь заданих розмірів та форми.

При *розпилюванні* (рис. 1.1д) результати отримують такі ж, як і при різанні.

Стирання (рис. 1.1e) – тіло подрібнюється під дією стискаючих, розтягуючих та зрізуючих сил. При цьому отримують мілкий пилоподібний продукт.



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

Рисунок 1.1 – Способи подрібнення

Удар – тіло руйнується на частинки під дією динамічного навантаження. Розрізняють стиснений (рис. 1.1ж) та вільний удар (рис. 1.1з).

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 іншими 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, межа міцності та модуль пружності.

В залежності від твердості матеріалу вибирають способи подрібнення (табл. 1.2).

Враховуючи фізико-механічні властивості матеріалів в цілому, для отримання шматкових частинок використовують розколювання та розламування; при здрібненні твердих та крихких матеріалів – роздавлювання; для пластичних та волокнистих матеріалів – різання; для

тонкого подрібнення м'яких та в'язких матеріалів – стирання, яке завжди комбінують з роздавлюванням або ударом.

1.3 Наукове забезпечення процесу подрібнення. Витрата енергії

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

Таблиця 1.2 – 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

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 степені 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 Ритингера)* корисна робота подрібнення витрачається на утворення нових поверхонь, тобто робота утворення нової поверхні пропорційна її зменшенню [1]:

$$A_n = \sigma \Delta F, \quad (1.3)$$

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 пропорційно кубу степені подрібнення:

$$\frac{D^3}{d^3} = i^3 \quad (1.4)$$

Початкова поверхня (F_n) кубу з ребром D :

$$F_n = 6D^2 \quad (1.5)$$

Загальна поверхня отриманих кубиків з ребром d :

$$F_k = 6d^2 \cdot i^3 = 6d^2 \cdot \left(\frac{D^3}{d^3} \right) = 6D^2 \cdot i \quad (1.6)$$

Величина утвореної поверхні :

$$\Delta F = F_k - F_n = 6D^2 \cdot i - 6D^2 = 6D^2(i - 1) \quad (1.7)$$

Тоді загальна робота, яка витрачається на подрібнення розглянутого тіла дорівнює:

$$A_n = 6\sigma D^2(i-1) \text{ або } A_n = \sigma_1 D^2, \quad (1.8)$$

де σ_1 – коефіцієнт пропорційності

Теорія Ритингера застосовується для визначення роботи тільки при великих степенях 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 степені, 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 зміні об'єму (деформованому об'єму) [1]:

$$A_p = K \Delta V, \quad (1.9)$$

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 (1.9) можливо представити у вигляді:

$$A_0 = K_1 \cdot D^3, \quad (1.10)$$

де K_1 – коефіцієнт, який враховує пропорційні переходи

D – діаметр частки.

Формула (1.10) виражає теорію подрібнення, згідно з якою робота подрібнення пропорційна об'єму (або масі) подрібнюваної частки.

Згідно з об'ємною теорією відношення роботи 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:

$$\frac{A_1}{A_2} = \frac{V_1}{V_2}. \quad (1.11)$$

Так як $V_1 = G_1/\rho$, $V_2 = G_2/\rho$,

то

$$\frac{A_1}{A_2} = \frac{G_1}{G_2}. \quad (1.12)$$

Робота подрібнення, яка визначається за формулою (1.10), наближено розраховується тільки для крупного здрібнення з невеликою ступеню 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:

$$A = k\sqrt{VF} . \quad (1.13)$$

так як $V=k_1D^3$ та $F=k_2D^2$

тоді

$$A = k \cdot k_1 \cdot k_2 \cdot \sqrt{D^3 D^2} = k_0 \cdot D^{2.5} , \quad (1.14)$$

де k, k_1, k_2, k_0 – коефіцієнти пропорційності.

За рівнянням (1.14) можливо приблизно знайти роботу, яка витрачається на подрібнення при середніх степенях подрібнення.

На основі рівнянь (1.8), (1.10), (1.14) Рундквіст запропонував загальне рівняння по визначенню роботи подрібнення [1]:

$$A = k_p \cdot D^m \quad (1.15)$$

де k_p – коефіцієнт, який залежить від способу та степені подрібнення;

m – степінь, $m = 2 \div 3$.

Робота подрібнення матеріалу масою G , який складається з частинок однакового розміру, згідно з рівнянням (1.15) дорівнює:

$$A_G = k_p \cdot D^m \cdot N = k_p \cdot k_\phi \cdot D^m \frac{G}{\rho \cdot D^3} = k_p \cdot k_\phi \cdot D^{m-3} \frac{G}{\rho} , \quad (1.16)$$

де k_ϕ – коефіцієнт, який враховує форму частинки матеріалу;

ρ – густина матеріалу.

Визначимо залежність роботи подрібнення від степені подрібнення та розмірів часток вихідного матеріалу, користуючись рівнянням (1.16).

Якщо D та d – середні розміри часток вихідного та подрібненого матеріалу, n – число стадій подрібнення, i - степінь подрібнення на кожній стадії, то середні розміри часток, які надходять на кожну стадію подрібнення складають:

$$D_x, \frac{D}{i}, \frac{D}{i^2}, \frac{D}{i^3}, \dots, \frac{D}{i^{n-1}}. \quad (1.17)$$

Згідно з рівнянням (1.16), робота подрібнення матеріалу масою G на кожній стадії дорівнює:

$$\begin{aligned} A_{G1} &= k_p \cdot k_\phi \cdot D^{m-3} \cdot \frac{G}{\rho} \\ A_{G2} &= k_p \cdot k_\phi \left(\frac{D}{i}\right)^{m-3} \cdot \frac{G}{\rho} \\ A_{G3} &= k_p \cdot k_\phi \left(\frac{D}{i^2}\right)^{m-3} \cdot \frac{G}{\rho} \\ &\dots\dots\dots \\ A_{Gn} &= k_p \cdot k_\phi \left(\frac{D}{i^{n-1}}\right)^{m-3} \cdot \frac{G}{\rho}. \end{aligned} \quad (1.18)$$

При цьому робиться припущення, що на кожну наступну стадію надходить одна й таж сама кількість матеріалу, тобто відсутні втрати, а подрібнення на всіх n стадіях відбувається з однаковою степінню подрібнення i .

Загальна робота подрібнення дорівнює сумі робіт кожної стадії:

$$A_G = k_p \cdot k_\phi \cdot D^{m-3} \cdot \frac{G}{\rho} \left[1 + \frac{1}{i^{m-3}} + \left(\frac{1}{i^{m-3}}\right)^2 + \dots + \left(\frac{1}{i^{m-3}}\right)^{n-1} \right]. \quad (1.19)$$

Сума геометричної прогресії (в квадратних дужках) зі знаменником $\frac{1}{i^{m-3}}$ складає:

$$\sum = \frac{\left(\frac{1}{i^{m-3}}\right)^{n-1} \cdot \frac{1}{i^{m-3}} - 1}{\frac{1}{i^{m-3}} - 1} = \frac{i^{m-3}}{1 - i^{m-3}} \cdot \frac{1 - (i^n)^{m-3}}{(i^n)^{m-3}}. \quad (1.20)$$

враховуючи, що $\frac{D}{d} = i^n$ – загальна степінь подрібнення, то:

$$\sum = \frac{i^{m-3}}{1 - i^{m-3}} \cdot \frac{1 - \left(\frac{D}{d}\right)^{m-3}}{\left(\frac{D}{d}\right)^{m-3}}. \quad (1.21)$$

Підставляючи (1.21) в (1.19), отримаємо:

$$A_G = k_p \cdot k_\delta \cdot D^{m-3} \frac{G}{\rho} \cdot \frac{i^{m-3}}{1 - i^{m-3}} \cdot \frac{1 - \left(\frac{D}{d}\right)^{m-3}}{\left(\frac{D}{d}\right)^{m-3}}. \quad (1.22)$$

Вважаючи, що $m=2$, отримаємо залежність для випадку подрібнення в межах використання гіпотези Ритингера:

$$A_G = k_p k_\phi \cdot \frac{1}{D} \frac{G}{\rho} \cdot \frac{1}{i-1} \cdot \left(\frac{D}{d} - 1\right). \quad (1.23)$$

Вважаючи, що $m=3$ та $m=2,5$, можливо отримати залежності роботи подрібнення від степені 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]:

$$A = A_n + A_o = \sigma \Delta F + K \Delta V = \sigma \Delta F + \frac{\sigma_p^2}{2E} \Delta V, \quad (1.24)$$

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 (1.8), (1.10), (1.14), (1.15), (1.16) 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 , степінь подрібнення D_2/d_2 працюючого млина, а також продуктивність G_1 та степінь подрібнення іншого млина D_1/d_1 , тому спожиту потужність N_1 останньої машини, якщо ввести припущення про застосування теорії Ритингера та рівності к.к.д. обох машин, можна знайти за формулою:

$$N_1 = N_2 \cdot \frac{G_1}{G_2} \cdot \frac{D_2 d_2}{D_1 d_1} \cdot \frac{D_1 - d_1}{D_2 - d_2}. \quad (1.25)$$

Згідно з теорією пружності, робота пружних деформацій при однократному руйнуванні [1] :

$$A = \frac{\sigma_p^2 \cdot D^3}{2 \cdot E}. \quad (1.26)$$

Враховуючи, що:

$$\frac{D^3}{d^3} = i^3 = a^n, \quad (1.27)$$

де n – кількість прийомів руйнування

a – кількість часток після однократного руйнування.

З формули (1.27)

$$3 \cdot \lg i = n \cdot \lg a. \quad (1.28)$$

$$n = 3 \cdot \frac{\lg i}{\lg a}. \quad (1.29)$$

За 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:

$$A = \frac{\sigma_p^2 \cdot D^3}{2 \cdot E} \cdot \frac{3 \lg i}{\lg a}. \quad (1.30)$$

Якщо продуктивність подрібнювача G , кг/год, густина матеріалу ρ , кг/м³, то годинна робота [1]:

$$A_{\text{год}} = \frac{\sigma_p^2 \cdot G}{2 \cdot E \cdot \rho} \cdot \frac{3 \lg i}{\lg a}. \quad (1.31)$$

Для переведення роботи в потужність (кВт) рівняння (1.31) потрібно домножити на $1/(3600 \cdot 1000)$.

Враховуючи загальний к.к.д. подрібнювача η , потужність (кВт) визначається:

$$N=0,42 \cdot 10^{-6} \frac{\sigma_p^2 \cdot G}{\eta \cdot E \cdot \rho} \cdot \frac{\lg i}{\lg a} \quad (1.32)$$

Так як a не може бути більше двох, тоді при $a = 2$ маємо максимальну теоретичну витрату енергії (кВт) на подрібнення:

$$N_{\max} = 1.39 \cdot 10^{-6} \frac{\sigma_p^2 \cdot G}{\eta \cdot E \cdot \rho} \cdot \lg i \quad (1.33)$$

1.4 Стадії та основні схеми подрібнення

Здрібнення та особливо помел вимагають значної витрати енергії. Тому при виборі схеми проведення 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 отримується 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 отримують продукт рівномірної крупності.

Подрібнення проводять за двома основними схемами – у відкритому та замкненому циклі. При роботі у відкритому циклі (рис. 1.2) 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 отриманні кінцевого

продукту точних розмірів (рис. 1.2 а). При наявності дріб'язку у вихідному матеріалі проводять попередню класифікацію (рис. 1.2 б), після якої крупну фракцію направляють на подрібнення, а мілка є кінцевим продуктом.

При подрібненні в замкнутому циклі (рис. 1.3) матеріал кілька разів проходить через подрібнювач. Здрібнений продукт після подрібнення направляється на класифікацію, де виділяється крупна фракція, яка повертається в подрібнювач (рис. 1.3 а). Найчастіше при подрібненні у замкнутому циклі проводять попередню класифікацію (рис. 1.3 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.

1.5 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. 1.4.

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. 1.5.

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.

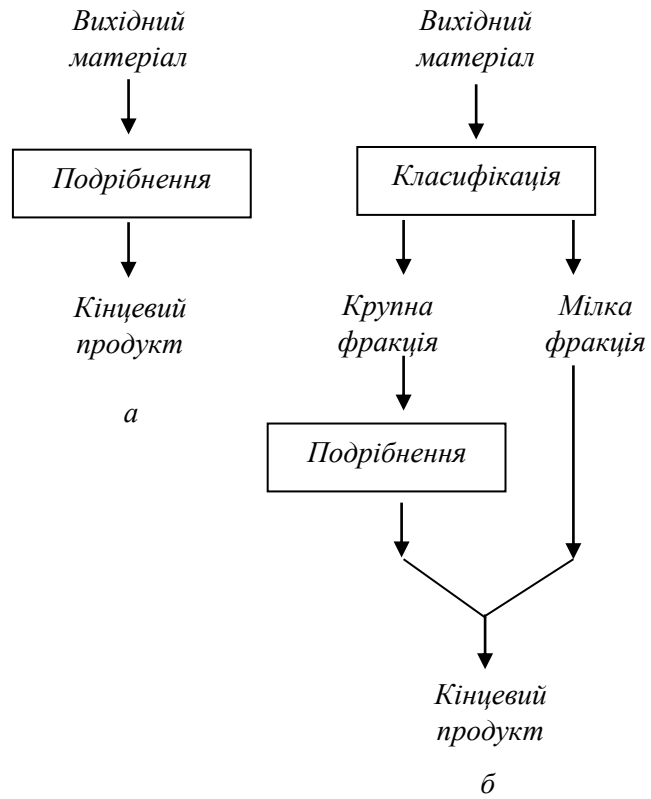
1.6 Порівняння та вибір подрібнювачів

Вибір дробарок та млинів проводять в залежності від класу подрібнення (рис. 1.4), способу подрібнення (рис. 1.5), степені подрібнення, фізико-механічних властивостей матеріалу (твердість, крихкість, абразивність, вологість та інші), а також характеристики продукту подрібнення (однорідність, дисперсність, вологість, вміст намелу та інші).

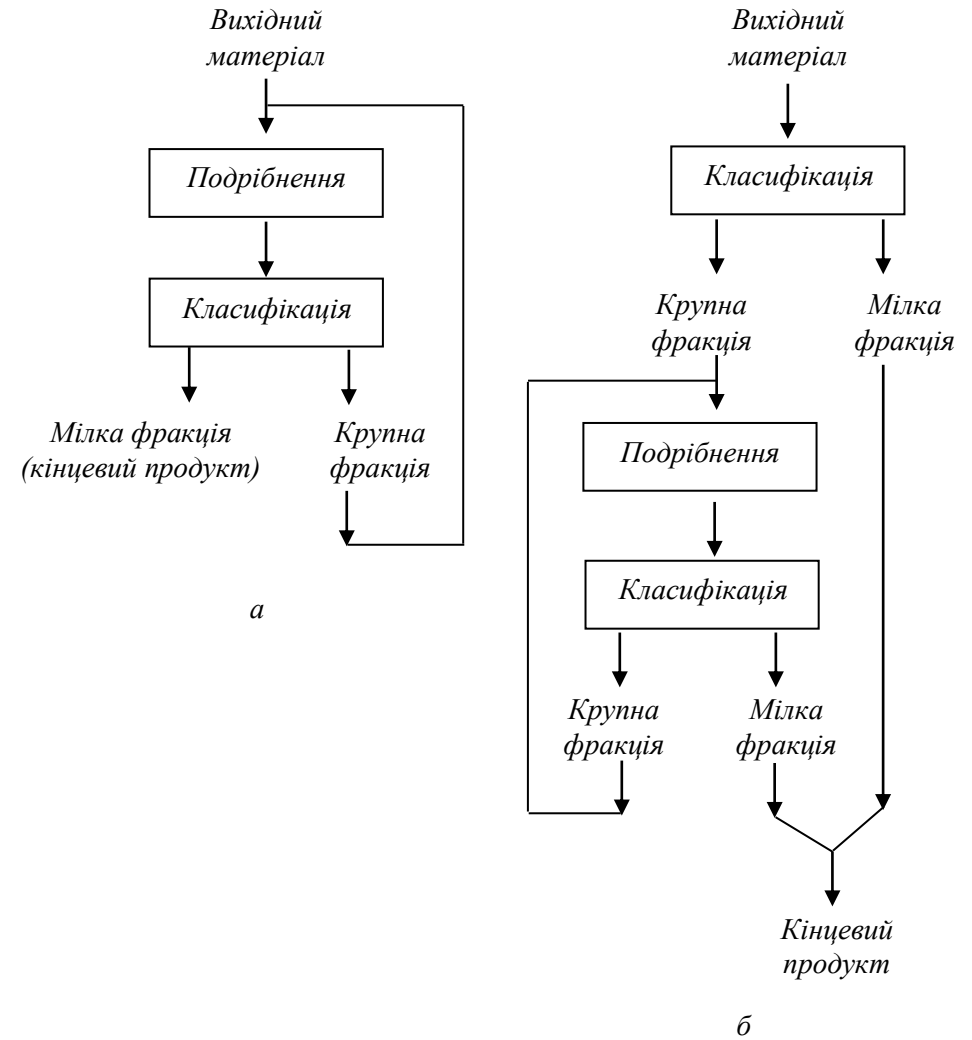
Для крупного здрібнення найбільш широко використовуються щоківі дробарки. Конусні дробарки мають більшу продуктивність, ніж щоківі, потребують меншої витрати енергії, отриманий продукт більш однорідний, з меншим вмістом дріб'язку та відрізняються більш рівномірною роботою. Але за рахунок більш складної 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 низькій степені подрібнення доцільно використовувати гладковалкові дробарки, які відрізняються простою конструкцією, компактністю та надійністю роботи.



а – без попередньої класифікації;
 б – з попередньою класифікацією.
 Рисунок 1.2 – Схема подрібнення у відкритому циклі



а – без попередньої класифікації; б – з попередньою класифікацією
 Рисунок 1.3 – Схема подрібнення у замкнутому циклі

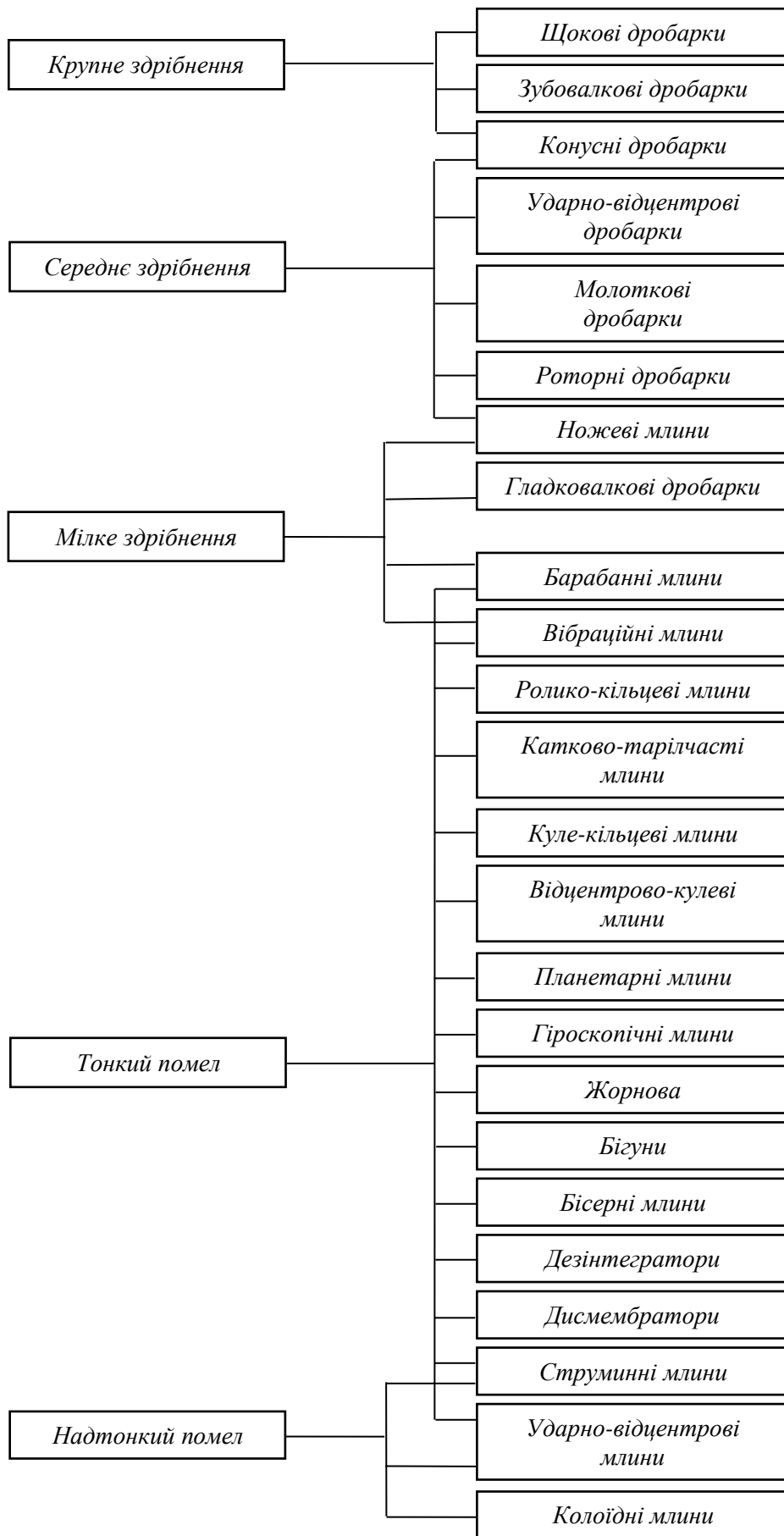


Рисунок 1.4 – Класифікація подрібнювачів в залежності від класу подрібнення

Таблиця 1.3 – Рекомендовані способи подрібнення в залежності від ступені 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 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 містом вологи більше 15%, через захаращування решітки.

Для тонкого помелу матеріалів широке впровадження, отримали кулеві та вібраційні млини, але вони непридатні для подрібнення липких та в'язких матеріалів.

Для середнього та мілкового здрібнення в'язких та волокнистих матеріалів використовують ножеві млини.

Ударно-відцентрові та струминні млини використовують для отримання продукту високої дисперсності, головним чином, з крихких матеріалів.

В залежності від типу матеріалу та певних вимог до продукту помелу застосовують колоїдні млини.

1.7 Шляхи інтенсифікації роботи подрібнювачів

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 йде на непотрібне перездрібнення матеріалу. Тому, зменшення часу перебування готового продукту в камері млина призведе до зниження енерговитрат на здрібнення. Це досягається шляхом використання певних конструктивних або технологічних рішень в залежності від типу та конструкції млина.

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 кулевих млинів кратність рециркуляції досягає 25, а отриманий 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.

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 границі подрібнення, тобто швидкість утворення агломератів з часток мілкої фракції досягає швидкості утворення нових часток.

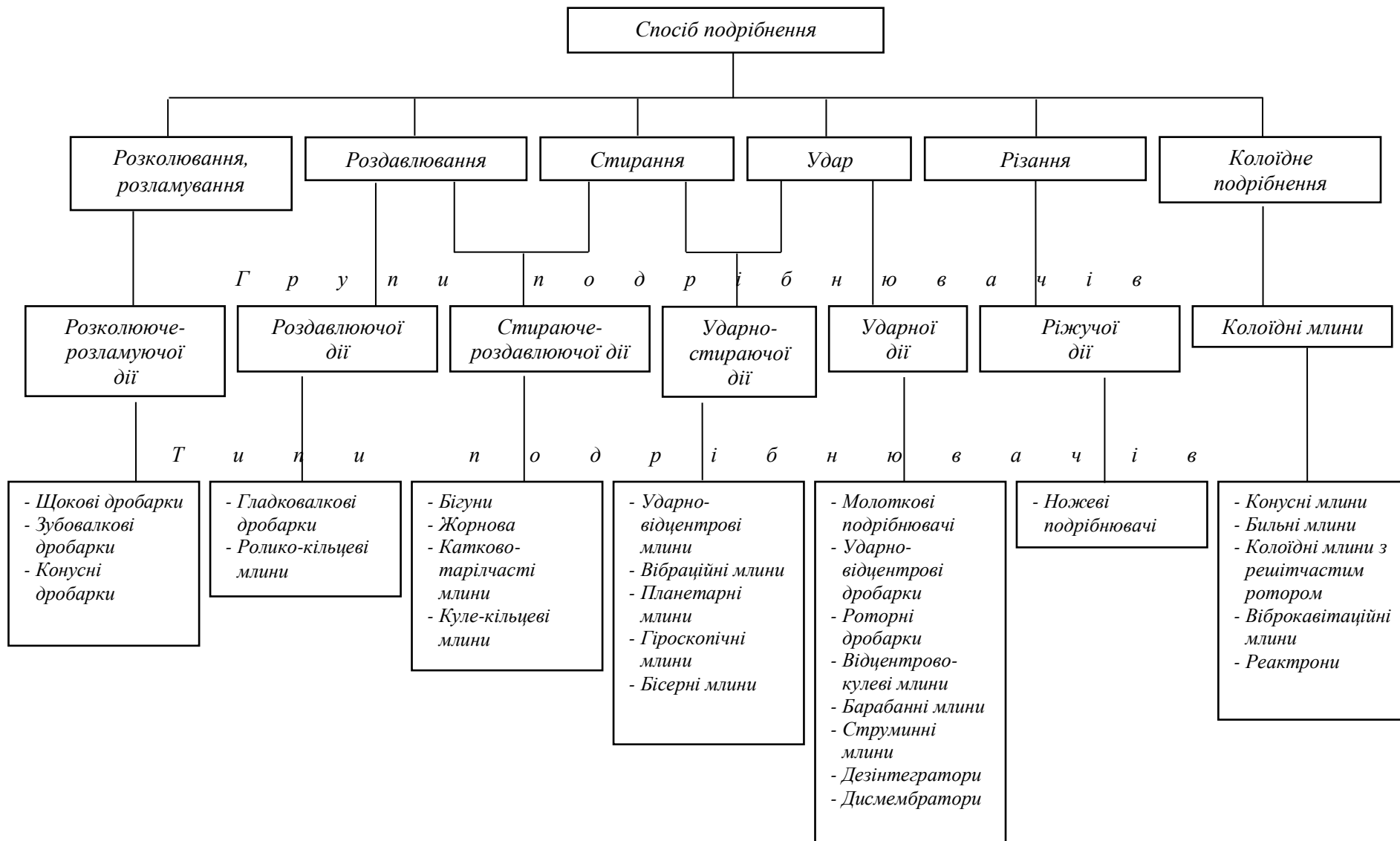


Рисунок 1.5 – Класифікація подрібнювачів в залежності від способу подрібнення

На злипання часток при сухому подрібненні значно впливає вологість матеріалу. Так, підвищення вологості матеріалів на 1-3% відносно регламентованої, знижує продуктивність та ефективність кулевих 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.

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 кулевих млинів на десятки відсотків.

Отже, шляхом підбору оптимальної вологості матеріалу, введення ПАР або інших добавок можливо підвищити продуктивність млинів.

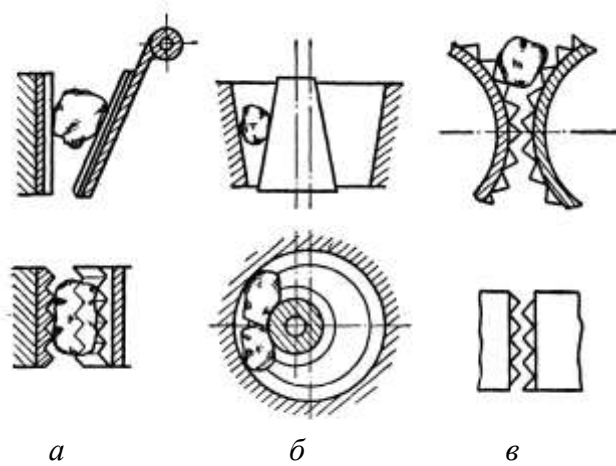
1.8 Подрібнювачі

1.8.1 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 отриманні продукту з мінімальним вмістом дріб'язку.

До подрібнювачів, принцип дії яких оснований на розколюючих та розламуючих способах подрібнення відносяться щоківі, конусні та зубовалкові дробарки (рис. 1.6).



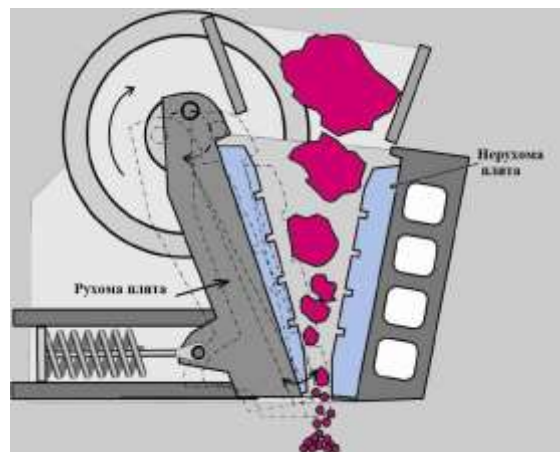
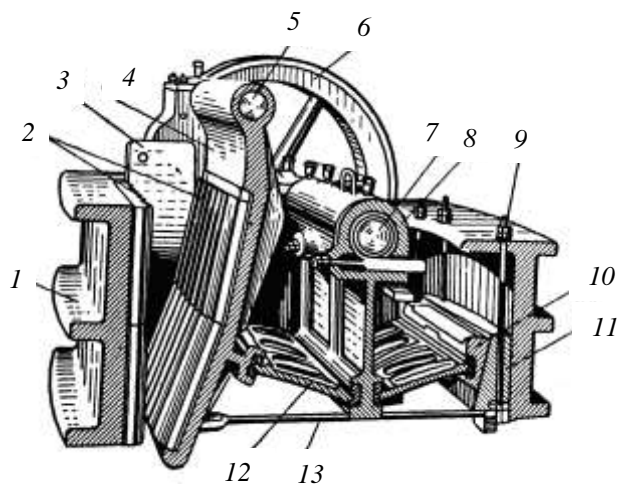
а – щоків дробарка; б – конусна дробарка; в – зубовалкова дробарка.

Рисунок 1.6 – Схеми подрібнення розколюючої та розламуючої дії

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. 1.7 наведена щоків дробарка з верхнім підвішуванням та простим рухом щоки.



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.

Рисунок 1.7 – Щокова дробарка та принцип її роботи

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 рухомої та рухомої щоки на робочі поверхні встановлюють броньовані плити 2 та розпірні клини 3. Плити та клини виготовляють з зносостійкої сталі або загартованого чавуну. Переріз робочих поверхонь плит виготовляють з поздовжніми виступами трикутної форми. При обертанні ексцентрикового вала 7, здрибнююче 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 щокочових дробарок рухома щочка 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 щочових дробарок других конструкцій дещо підвищується, а витрати енергії зменшуються.

В промисловості найбільш розповсюдженні щочові дробарки з верхнім підвищуванням зі складним рухом щочки. Дробарки з нижнім підвищуванням рухомої щочки мають низку продуктивність, тому використовується, в основному, в лабораторних умовах.

Технічні характеристики щочових дробарок наведені в табл. 1.4.

Основними перевагами щочових 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 щочових дробарок: підвищений шум та вібрація при здрібненні, які виникають за рахунок періодичного характеру роботи дробарки та неврівноваженість рухомих мас, перерви в роботі через поломки окремих деталей, захаращування робочого простору матеріалом при нерівномірній його подачі.

Розрахунок щочової дробарки. Основні технологічні характеристики щочових дробарок: кут захвату, швидкість обертання колінчастого(ексцентрикового) валу, продуктивність, споживана потужність.

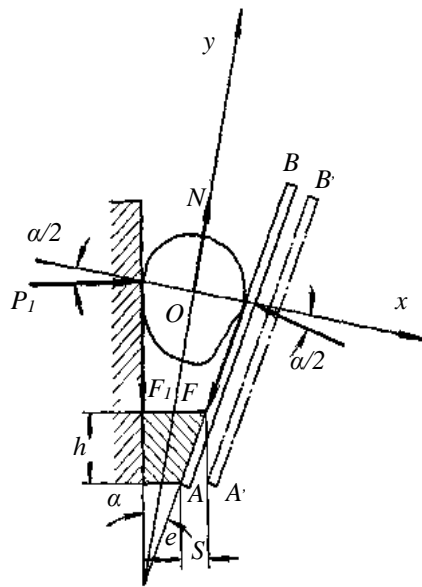


Рисунок 1.8. – До розрахунку щоквої дробарки

Кут захвату (α) — це кут між площинами здрібнюючих щік при їх максимальному зближенні (рис. 2.8).

Від кута захвату залежить степінь подрібнення, яка 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]:

$$\alpha \leq 2\varphi. \quad (1.34)$$

Якщо прийняти середнє значення коефіцієнта тертя сухого матеріалу по сталі $f \approx 0,3$, що відповідає куту тертя $\varphi = 16^\circ$ (так як $f = \text{tg}\varphi$), то кут захвату α складає 32° .

В більшості випадків кут захвату приймають в межах $15-25^\circ$.

Число обертів вала дробарки n (число повних коливань щоки), що відповідає найбільшій продуктивності дробарки, складає (об/хв) [2]:

$$n \leq \sqrt{\frac{450 \cdot g \cdot \text{tg}\alpha}{S}} \quad (1.35)$$

або

$$n \leq 66,5 \sqrt{\frac{\text{tg}\alpha}{S}}, \quad (1.36)$$

де S – довжина ходу щоки, м.

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

Практично приймають

$$n = (60 \div 63) \sqrt{\frac{\text{tg}\alpha}{S}}. \quad (1.37)$$

При n ходів щоки (число обертів вала), годинна об'ємна продуктивність (в $m^3/год$) складає [1, 2]:

$$Q = 60 \cdot n \cdot V \cdot \mu = 60 \cdot n \cdot \mu \frac{B \cdot S \cdot (2e + S)}{2 \cdot \operatorname{tg} \alpha} = \frac{30 \cdot n \cdot \mu \cdot B \cdot S \cdot (2e + S)}{\operatorname{tg} \alpha}, \quad (1.38)$$

де V – об'єм, який утворюється між щоками, m^3 ;

μ – коефіцієнт розпушення матеріалу на виході з дробарки.

Практично приймають $\mu = 0,35 \div 0,65$.

B – довжина завантажувального отвору (ширина паці), m ;

e – мінімальна ширина випускної щілини, m .

Враховуючи, що середній діаметр часток подрібненого матеріалу в щоківій дробарці:

$$d_{cp} = \frac{(e + S) + e}{2} = \frac{2e + S}{2}, \quad (1.39)$$

то масову продуктивність в ($m/год$) можна визначити за формулою:

$$G = \frac{0,06 \cdot n \cdot \mu \cdot B \cdot S \cdot d_{cp} \cdot \rho}{\operatorname{tg} \alpha}, \quad (1.40)$$

де ρ – густина матеріалу ($кг/м^3$).

Для орієнтовних розрахунків споживаної потужності (кВт) щоківій дробарки з простим коливанням щоки користуються емпіричною формулою [2]:

$$N = C \cdot A \cdot B, \quad (1.41)$$

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).

Таблиця 1.4 – Технічні характеристики щоккових дробарок (ГОСТ 27412-93)

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:				40	60		40	100
номінальна	130	155	180	+20	+30	30	+40	+30
діапазон регулювання, не менше	±35	±40	±45	-15	-20	±15	-20	-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

Позначення:

ШДП – щоккова дробарка з простим рухом щоки

ШДС – щоккова дробарка зі складним рухом щоки

В формулу (1.41) не входять характеристики матеріалу, який подрібнюється, тому її практичне застосування обмежується матеріалами середньої міцності. Рекомендується для визначення потужності дробарки (кВт) користуватися залежністю, в якій враховуються характеристики матеріалу [3]:

$$N = \frac{\sigma^2 \cdot n \cdot B \cdot (d_n^2 - d_k^2)}{2,3 \cdot 10^5 \cdot E}, \quad (1.42)$$

де σ – межа міцності матеріалу при стисканні, Па;

d_n, d_k – діаметри часток вихідного матеріалу та продукту здрібнення, м;

n – число коливань, хв^{-1} ;

E – модуль пружності, Па.

Середню споживану потужність (кВт) для дробарок з простим коливанням щоки можна визначити за формулою [1]:

$$N = 11,7mBHSn, \quad (1.43)$$

де m – конструктивний коефіцієнт, $m = 0,56 - 0,6$;

H – висота нерухомої щоки, м.

Для щоккових дробарок зі складним коливанням щоки споживана потужність (кВт) визначається за формулою [1]:

$$N = 12BHRn, \quad (1.44)$$

де r – ексцентриситет валу, м.

Установча потужність двигуна повинна бути на 50% більше розрахункової.

Конусні дробарки. Конусні дробарки поділяють на дробарки крупного, середнього та мілкового здрібнення (рис. 1.9).

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 конусу, при цьому відбувається руйнування матеріалу, який знаходиться між конусами.

В конусній дробарці крупного здрібнення (рис. 1.10) на внутрішній конічній поверхні литого корпусу 1 розміщені броньовані плити 4, дробильна головка 2 у вигляді крутого конусу, закріплена на головному валі 3. Верхній кінець валу встановлений в кулеву (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 зубчатої передачі.

При обертанні стакана-ексцентрика вал з дробильною головою здійснює колові обертання навколо вісі ексцентрика, описуючи конічну поверхню з кутом при вершині 8-12%. Матеріал, що подрібнюється, надходить в простір між дробильною головою та броньованими плитами 4, подрібнюється та виводиться через нахилений лоток.

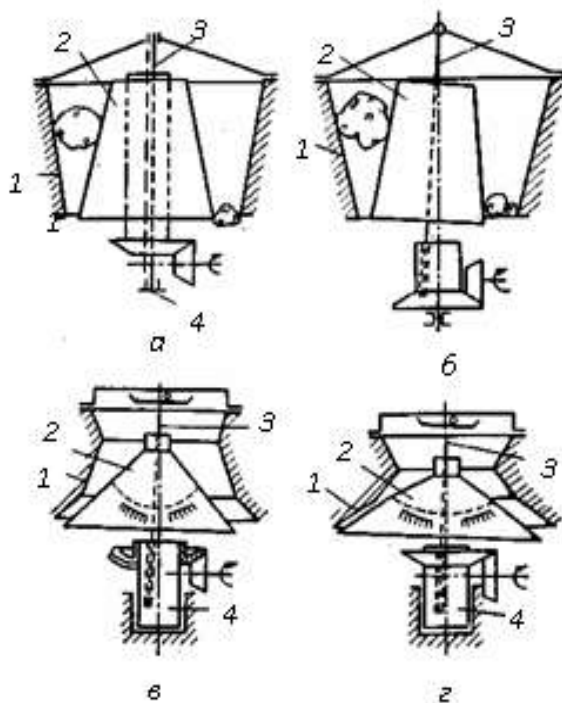
Технічні характеристики конусних дробарок крупного, середнього та мілкового здрібнення наведені в табл. 1.4.

Дробарки крупного здрібнення характеризуються розміром найбільшої ширини завантажувального (верхнього) кільцевого отвору. Дробарки середнього та мілкового здрібнення характеризуються розміром діаметра основи внутрішнього конусу.

В дробарках середнього та мілкокого здрібнення чаша закріплена до корпусу за допомогою пружин, що дозволяє запобігти можливій поломці у випадку потрапляння в зону подрібнення тіл, що не подрібнюються.

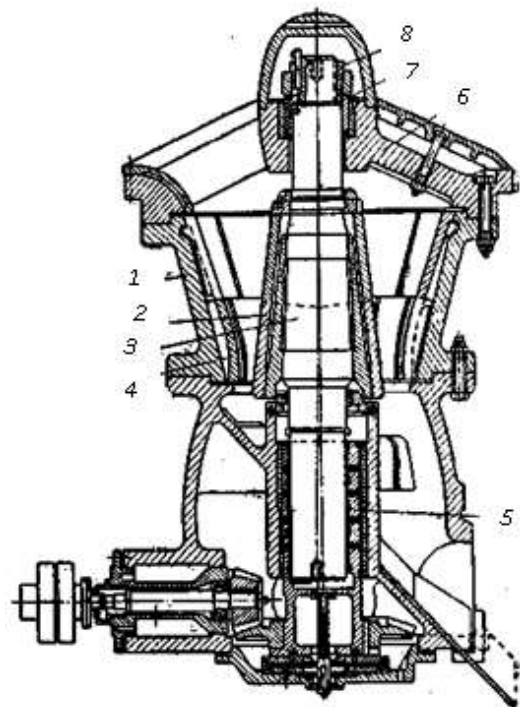
Конусні дробарки в порівнянні з щокковими мають наступні переваги: висока продуктивність, врівноважена робота, висока степінь подрібнення (для дробарок мілкокого здрібнення).

В порівнянні з щокковими конусні дробарки мають такі недоліки: більш складна та дорога конструкція, значні габаритні розміри та більш складне обслуговування.



а, б, – крупного здрібнення;
в – середнього здрібнення;
г – мілкокого здрібнення; 1 – зовнішній конус; 2 – внутрішній конус; 3 – вісь;
4 – стакан.

Рисунок 1.9 – Схеми основних конусних дробарок



1 – корпус; 2 – дробильна головка; 3 – вертикальний вал;
4 – броньована плита; 5 – стакан-ексцентрик; 6 – хрестовина;
7 – конічна втулка; 8 – гайка.

Рисунок 1.10 – Конусна дробарка крупного здрібнення

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 щоківій дробарці. Відмінність полягає в безперервності дії навантажень на матеріал, що подрібнюється.

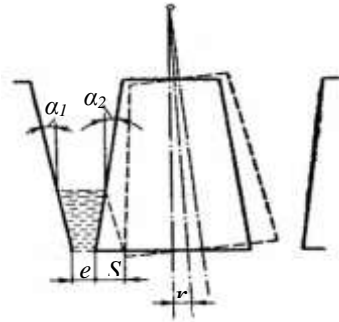


Рисунок 1.11 – До розрахунку конусної дробарки

Розрахунок конусної дробарки Для конусних дробарок кут захвату α дорівнює сумі кутів обох конусів (рис. 1.11), тобто:

$$\alpha = \alpha_1 + \alpha_2. \quad (1.45)$$

Кут захвату приймають в межах $\alpha = 21-230$

За аналогією з щоківією дробаркою:

$$\alpha \leq 2\varphi, \quad (1.46)$$

де φ – кут тертя матеріалу, який подрібнюється, по робочим поверхнях.

Число обертів ексцентрика (число коливань внутрішнього конуса), яке відповідає найбільшій продуктивності дробарки, визначається за формулою (хв^{-1}) [2]:

$$n = \sqrt{\frac{450 \cdot g \cdot \text{tg} \alpha}{S}} = 66,5 \sqrt{\frac{\text{tg} \alpha}{S}} = 47 \sqrt{\frac{\text{tg} \alpha_1 + \text{tg} \alpha_2}{r}}, \quad (1.47)$$

де S – величина ходу внутрішнього конуса, м;

$S = 2r$ (r – ексцентриситет гойдань внутрішнього конуса).

Продуктивність конусної дробарки ($\text{м}^3/\text{год}$) орієнтовно визначається за формулою [2]:

$$Q = \frac{340 \cdot \mu \cdot n \cdot D_n \cdot r \cdot d}{\operatorname{tg} \alpha_1 + \operatorname{tg} \alpha_2}, \quad (1.48)$$

де μ – коефіцієнт розпушення матеріалу, $\mu = 0,3-0,5$;

D_n – діаметр нижньої частини розвантажувального конусу, м.

r – ексцентриситет головного валу, $r = 0,005 \div 0,020$ м.

d – середній діаметр часток подрібненого матеріалу, м.

Масова продуктивність (т/год) конусної дробарки з урахуванням, що $\alpha = 22^\circ$:

$$G = 340 \cdot \mu \cdot n \cdot D_n \cdot r \cdot d \cdot \frac{\rho}{1000 \cdot \operatorname{tg} 22} = 0,84 \cdot \mu \cdot n \cdot D_n \cdot r \cdot d \cdot \rho, \quad (1.49)$$

де ρ – густина матеріалу, кг/м^3 .

Потужність (кВт) конусної дробарки визначається орієнтовно за формулою [3]:

$$N = \frac{\sigma^2 \cdot n \cdot D_n (d_n^2 + d_k^2)}{7,46 \cdot 10^4 \cdot E}. \quad (1.50)$$

Позначення такі ж, як і в формулі (1.42).

Для попередніх розрахунків потужності (кВт) конусних дробарок використовують емпіричні залежності [1]:

– при крупному здрібненні:

$$N = 85D_n^2, \quad (1.51)$$

– при середньому та мілкому здрібненні:

$$N = 50D_n^2. \quad (1.52)$$

Таблиця 1.5 – Технічні характеристики конусних дробарок

Найменування показника	Норма для дробарок типів							
	ККД-500/75	ККД-900/1400	ККД-1200/150	ККД-1200/220	ККД-1500/180	ККД-1500/270	КРД-700/75	КРД-700/100
	500	900	1200	1200	1500	1500	700	700
75	140	150	220	180	270	75	100	
Діаметр основи здрібнювального конусу, мм	400	750	1000	1000	1200	1200	550	550
Діапазон регулювання ширини завантажувальної щілини, мм	200	420	730	Визначаються при прийомно-здавальних випробуваннях	1500	2200	400	780
Розмір максимального куска живлення, мм	110	250	320 (400)		400	500 (630)	250	400
Продуктивність за матеріалом з часовим опором стискання 100-150 МПа та вологістю до 2%, у відкритому циклі, м ³ ·4 ⁻¹	0,215	0,357	0,368 (0,39)		0,283 (0,297)	0,209	0,363	0,359
Встановлена потужність головного привода, кВт, не більше								
Питома маса, т· м ³ ·4 ⁻¹	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

Позначення:

ККД – конусні крупного здрібнення

КРД – конусні редуційного здрібнення

КСД – конусні середнього здрібнення: грубого здрібнення (Гр) та тонкого здрібнення (Т);

КМД – конусні мілкового здрібнення: грубого здрібнення (ГР) та тонкого здрібнення (Т, Т1, Т2 і т. д.)

Продовження табл. 1.5

Найменування показника	Норма для дробарок типів													
	кд-600	кд-900	кд-1200		кд-1750		кд-2200			кд-3000				
			Виконання за крупністю здрібнення									Гр	Т1	Т2
			Гр	Т	Гр	Т	Гр	Т1	Т2	Гр	Т1			
Діаметр основи здрібнювального конусу, мм	600	900	1200	1200	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		
Розмір максимального куска живлення, мм	40	60	80	40	100	70	110	85	80	180	100	85		
Продуктивність за матеріалом з часовим опором стискання 100-150 МПа та вологістю до 2%, у відкритому циклі, м ³ ·4 ⁻¹	5-15	12-40	45-60	27-50	95-130	85-110	220-260	160-220	150-210	360-620	320-440	320		
Встановлена потужність головного привода, кВт, не більше	40	55	75	75	160	160	250	250	320	500	500	500		
Питома маса, т· м ³ ·4 ⁻¹	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		
Габаритні розміри, мм, не більше														
- довжина	2400	2800	3600	3500	4400	4400	5500	5500	5500	7000	7000	7000		
- ширина	1600	2500	2500	2500	3400	3400	4300	4300	4300	5500	5500	5500		
- висота	1600	2400	3100	3100	4400	4400	5100	5900	5900	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		

Закінчення табл. 1.5

Найменування показника	Норма для дробарок типів								
	кcd-600	кcd-900	кcd-1200		кcd-1750		кcd-2200		кcd-3000
			Виконання за крупністю здрібнення						
			Гр	Т	Гр	Т	Гр	Т	Т
Діаметр основи здрібнювального конусу, 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 ⁻¹	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

Зубовалкові дробарки використовуються для крупного та середнього здрібнення крихких неміцних матеріалів.

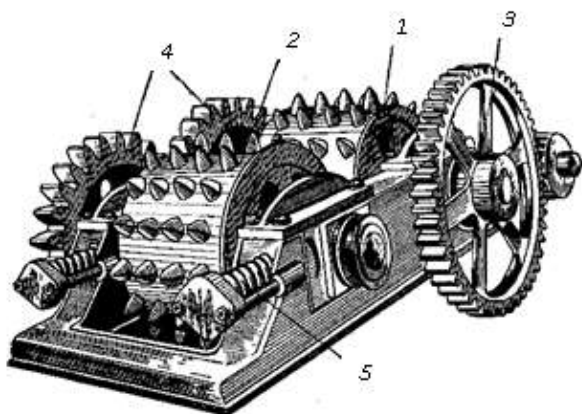
В залежності від кількості валків дробарки поділяються на одновалкові та двовалкові. М'які породи з домішками в'язких матеріалів більш доцільно здрібнювати одновалковими зубчастими дробарками. Одновалкова дробарка не тільки подрібнює матеріал, але й примусово витісняє його з зони подрібнення, що є значною перевагою в порівнянні з щоківними та конусними дробарками.

Для підвищення степені подрібнення виготовляють зубовалкові дробарки з декількома парами зубчастих валків, які розміщуються одна над одною.

На рис. 1.12. 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.



1, 2 – зубчасті валки; 3 – зубчаста передача; 4 – зубчасті колеса; 5 – пружина

Рисунок 1.12 – Двовалкова зубчаста дробарка

Ведений валок встановлений на рухомі підшипники з амортизаційними пружинами 5, для того щоб захистити дробарку від поломок при потраплянні тіл, які не подрібнюються.

Степінь подрібнення на валкових дробарках для крихких та середньої міцності матеріалів досягає $i=10\div 15$, а розмір часток продукту подрібнення знаходиться в межах $5\div 10$ мм. Для твердих матеріалів степінь подрібнення значно менше $i=3\div 4$.

Розглянута зубовалкова дробарка має значний недолік, який пов'язаний з односторонньою амортизацією, при якій виникає невірноваженість 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. 1.6.

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

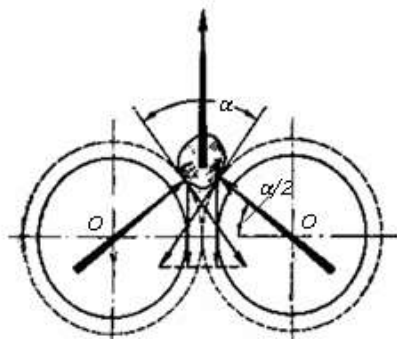


Рисунок 1.13 – До розрахунку зубовалкової дробарки

дробарки називають кут, який утворюється двома дотичними в точках зіткнення частки подрібнювального матеріалу з валками (рис. 1.13). Як і в раніше розглянутих дробарках кут захвату повинен бути менше двох кутів тертя:

$$\alpha \leq 2\varphi. \quad (1.53)$$

Під визначенням розмірів дробарки розуміють визначення діаметрів та ширини валків.

Діаметр зубчастих валків, згідно з рис.1.13, знаходять за формулою [1]:

$$D_{\theta} = \frac{d_n \cdot \cos \alpha / 2}{1 - \cos \alpha / 2}, \quad (1.54)$$

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]:

$$n = 616 \sqrt{\frac{f}{\rho \cdot d_n \cdot D_{\theta}}}, \quad (1.55)$$

де f – коефіцієнт тертя матеріалу по валку, $f \approx 0,2$;

ρ – густина матеріалу, м³/кг.

Багаторічною практикою експлуатації зубовалкових дробарок встановлено, що вони найбільш ефективно працюють при колових швидкостях (м/с) [1]

$$\omega = \frac{\pi \cdot D_{\theta} \cdot n}{60} = 1,5 \div 2. \quad (1.56)$$

Таблиця 1.6 – 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, хв ⁻¹	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 ($\sigma < 500$ кгс/см ²)		Породи м'які ($\sigma < 100$ кгс/см ²)		Породи середньої міцності ($\sigma < 500$ кгс/см ²)	
Продуктивність, т/год	20-55	60-125	40	30-32	60-8	20

Теоретична продуктивність (т/год) зубовалкової дробарки визначається за формулою [2, 4]:

$$G = 0,06 \cdot \pi \cdot D_v \cdot n \cdot B \cdot d_k \cdot \mu \cdot \rho, \quad (1.57)$$

де B – довжина валків, м;

μ – коефіцієнт розпушення подрібненого матеріалу, (для матеріалів середньої міцності $\mu = 0,2 \div 0,3$);

ρ – густина матеріалу, кг/м³.

Споживана потужність зубовалкової дробарки не піддається теоретичному розрахунку, але її можна визначити за емпіричною формулою [1, 4] (кВт):

$$N = K \cdot B \cdot D_g \cdot n, \quad (1.58)$$

де K – коефіцієнт, який визначається дослідним шляхом.

Коефіцієнт K враховує фізико-механічні властивості матеріалу, що подрібнюється та степінь його подрібнення.

Потужність валкових дробарок (кВт) для середніх умов ($\sigma=1250\text{кг}\cdot\text{с}/\text{см}^2$, $E=2\cdot 10^5\text{ кг}\cdot\text{с}/\text{см}^2$), приблизно визначається за формулою [3]:

$$N = \frac{B \cdot D \cdot n}{35300} \cdot \left(\frac{d_n}{2} + \frac{D^2}{24000} \right). \quad (1.59)$$

В формулу (1.59) геометричні розміри підставляють в см.

1.8.2 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 призначені для мілкового здрібнення м'яких та середньої міцності матеріалів.

Вихідний матеріал надходить в валкову дробарку (рис. 1.14), зтягується 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, при чому валок 1 обертається у встановленому нерухомому підшипнику, а валок 2 в рухомому підшипнику з амортизаційними пружинами 4, які забезпечують захист дробарки від поломок 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/сек.

Для того щоб, частки матеріалу втягувались за рахунок тертя між валками, розмір часток повинен бути приблизно в 20 разів менший за діаметр валків.

Використовують валкові дробарки, які відрізняються числом валків (одно-, дво- та чотирьох валкові) та швидкістю обертання.

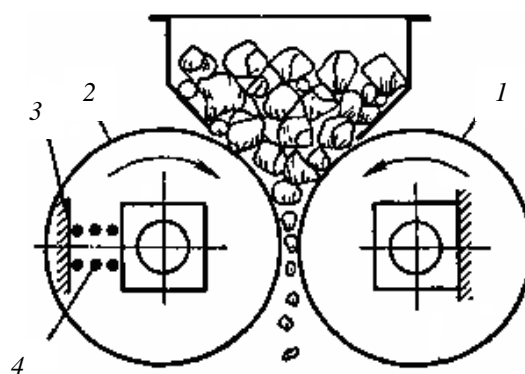
Для підвищення стираючої дії у валкових дробарках при подрібненні в'язких матеріалів використовують диференційні валки, тобто валки, які обертаються з різною швидкістю.

Виготовляють дробарки з гладкими та рифленими валками.

Технічні характеристики валкових дробарок наведені в табл. 1.10.

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.



- 1 – валок з нерухомими підшипниками;
 - 2 – валок з рухомими підшипниками;
 - 3 – корпус дробарки
 - 4 – пружина
- Рисунок 1.14 – Гладковалкова дробарка

Таблиця 1.7 – 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 та продуктивність гладковалкової дробарки визначають за формулами (1.55) та (1.57).

В дробарці енергія витрачається на подрібнення матеріалу (N_1) на тертя валків в підшипниках (N_2) та на тертя матеріалу по поверхні валків (N_3).

Згідно з [4]:

$$N_1 = \frac{n \cdot \sigma_p^2 \cdot B \cdot D_e \cdot (d_n^2 - e^2)}{72 \cdot 10^3 \cdot E \cdot d_n} \quad (1.60)$$

$$N_2 = \frac{B \cdot D_e^3 \cdot n}{4,6} \quad \text{та} \quad N_3 = fN_1.$$

Таким чином, споживана потужність (кВт) гладковалкової дробарки:

$$N = N_1 + N_2 + N_3 = \frac{(1+f) \left[\sigma_p^2 \cdot n \cdot B \cdot D_e (d_n^2 - e^2) \right]}{73 \cdot 10^3 \cdot E \cdot d_n} + \frac{B \cdot D_e}{4,6}, \quad (1.61)$$

де e – зазор між валками, m .

Споживана потужність гладковалкової дробарки, яка розрахована за формулою (1.61) завищена або максимально можлива.

Ролико-кільцеві млини призначені для подрібнення м'яких матеріалів та матеріалів середньої міцності, які схильні до налипання на робочих поверхнях.

В залежності від розміщення робочих елементів розрізняють вертикальні (рис. 1.15) та горизонтальні (рис. 1.16) ролико-кільцеві млини.

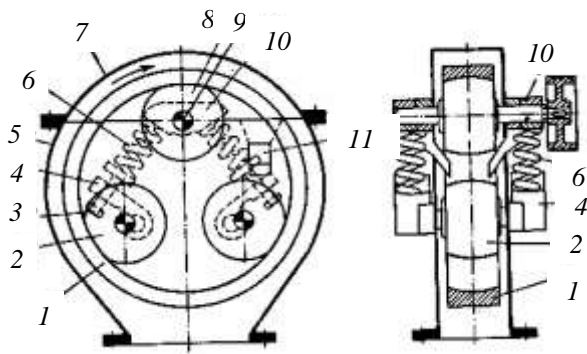
Робочими елементами ролико-кільцевого вертикального млина є ролики 2, 8 та розмельне кільце 1, яке висить на роликах. Ролик 8, який є ведучим, з'єднаний з приводом. Ролики 2 встановлені на осях та пружинами 6 через важіль 4 притискаються до кільця 1. Зусилля пружин, які діють на ролики, регулюють за 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 корпусу, інша частина матеріалу за рахунок обертання кільця піднімається до другого ролика, а потім до ведучого ролика.

Подрібнений матеріал, який знаходиться між роликами та кільцем поступово витісняється вихідним матеріалом, який безперервно направляється в млин.

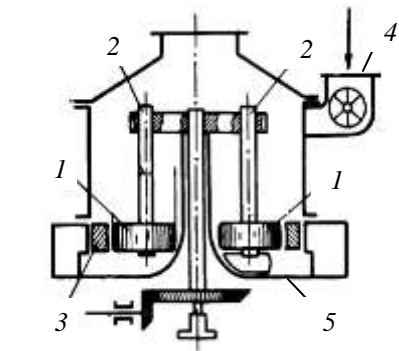
Подрібнений матеріал, який потрапив в нижню частину корпусу, має в своєму складі, крім цільового продукту, більш крупну фракцію. Тому ролико-кільцеві млини встановлюють в замкнутому циклі з сепаратором, в якому відбувається розділення подрібненого матеріалу на крупну фракцію, яку повертається в млин, та мілку.

Існують ролико-кільцеві вертикальні млини, в яких ведучим є розмельне кільце, а ролики змонтовані на відкидній кришці.



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

Рисунок 1.15 – Ролико-кільцевий
 вертикальний млин:



1 – ролики; 2 – вали роликів;
 3 – розмельне кільце;
 4 – завантажувальний патрубок;
 5 – корпус.

Рисунок 1.16 – Ролико-кільцевий
 горизонтальний млин:

Це дозволяє проводити більш ретельний огляд дробарки та полегшує зміну зношених елементів.

На відміну від ролико-кільцевого вертикального млина у горизонтальному (рис. 1.16) 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. 1.8.

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.

Розрахунок ролико-кільцевих млинів. Кут захвату матеріалу повинен α бути меншим двох кутів тертя φ [1]:

$$\alpha \leq 2\varphi \quad (1.62)$$

Таблиця 1.8 – Технічні характеристики ролико-кільцевих вертикальних млинів [1]

Розміри, мм				Частота обертання, об/хв.	Колова швидкість, м/с	Потужність, кВт	Продуктивність, 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

З другого боку, згідно з [1], кут захвату залежить від розмірів кільця, ролика та розмірів часток вихідного матеріалу:

$$\operatorname{tg}^2 \alpha/2 = \frac{r(R_1 - R_2 - r)}{R_1 \cdot R_2}, \quad (1.63)$$

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 (1.62) та (1.63) 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:

$$\omega \geq \sqrt{\frac{1}{f}(gR_1(\sin \alpha - f \cos \alpha))}. \quad (1.64)$$

Для максимально можливого випадку, тобто при $\alpha=90^0$, швидкість обертання складає:

$$\omega \geq \sqrt{\frac{gR_1}{f}} \quad (2.65)$$

За формулою (1.65) знаходять нижню межу швидкості кільця подрібнювача.

Продуктивність ролико-кільцевої дробарки визначають за формулою (кг/год) [1]:

$$G = 60 \cdot \pi \cdot \mu \cdot D_1 \cdot n \cdot B \cdot d_k \cdot \rho \quad , \quad (1.66)$$

де D_1 – внутрішній діаметр кільця, м;

n – кількість роликів;

B – ширина кільця, м.

Потужність в першому наближенні можна визначити за формулою (1.33), ввівши коефіцієнт корисної дії η . При цьому слід врахувати, що коефіцієнт корисної дії η залежить від степені подрібнення, умов експлуатації дробарки, рівномірності живлення та відводу з зони подрібнення готового продукту. Встановлено, що при степені подрібнення $i=40$, коефіцієнт корисної дії складає від 0,05 до 0,06.

1.8.3 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.

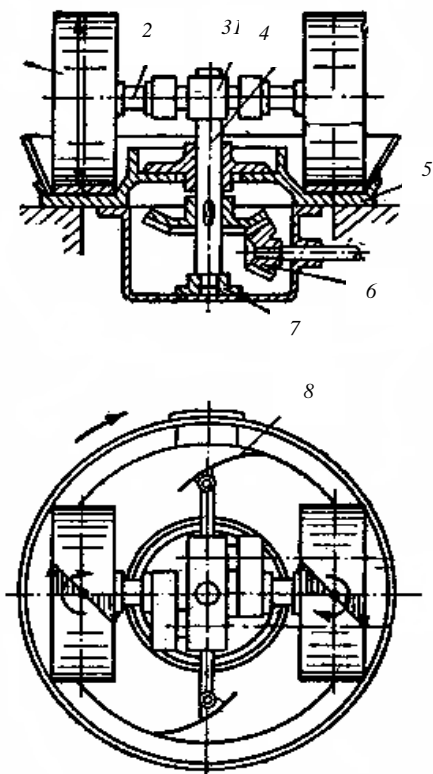
Бігуни (рис. 1.17) складаються з катків 1, що закріпленні на піввісях 2, водила 3, центрального валу 4, що опирається на підшипниках 7, та чаші 5. Водило 3, обертаючись тягне за собою катки 1, змушуючи їх бігати (звідси назва «бігуни») по дну чаші. Вихідний матеріал подається в чашу, де подрібнюється катками до необхідного розміру. В процесі подрібнення, відцентрові сили зміщують матеріал до зовнішньої стінки чаші, звідки за

рахунок скребок 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 вісей.

В останій 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. 1.9).

Розрахунок бігунів. Як і в раніше розглянутих машинах, в бігунах необхідно, щоб кут захвату α був менше двох кутів тертя φ :



- 1 – катки; 2 – піввісі катків;
- 3 – водило; 4 – центральний вал;
- 5 – чаша; 6 – конічна пара;
- 7 – підп'ятник; 8 – скребки.

Рисунок 1.17 – Бігуни:

$$\alpha < 2\varphi \text{ або } \operatorname{tg} \frac{\alpha}{2} < f. \quad (1.67)$$

Враховуючи умову формули (1.67), отримаємо:

$$D/d = \frac{1}{\operatorname{tg}^2 \frac{\alpha}{2}} = \frac{1}{f^2}, \quad (1.68)$$

де D – діаметр катка, м;

d – діаметр частинки матеріалу, м.

За формулою (1.68), 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]:

$$G = 188,4 \cdot \mu \cdot D_0 \cdot B \cdot d_k \cdot n \cdot z \cdot \rho_n, \quad (1.69)$$

де μ – коефіцієнт розпушування, Па·с;

D_0 – відстань між вісями катків, м;

B – ширина катків, м;

d_k – розмір часток подрібненого матеріалу, м;

ρ_n – насипна густина матеріалу, кг/м³;

n – частота обертання, хв⁻¹.

Розрахункова потужність двигуна бігунів (кВт) визначають за формулою [1]:

$$N = (N_c + N_k) / \eta_i = \left(\frac{G \cdot f_c \cdot B \cdot n \cdot z}{19,1 \cdot 10^3} + \frac{G \cdot f_k \cdot \pi \cdot D_0 \cdot n \cdot z}{60 \cdot 10^3 R} \right) / \eta_i \quad (1.70)$$

де N_c – потужність, яка витрачається на тертя ковзання;

N_k – потужність, яка витрачається на тертя кочення;

η_m – к.к.д. привідного механізму;

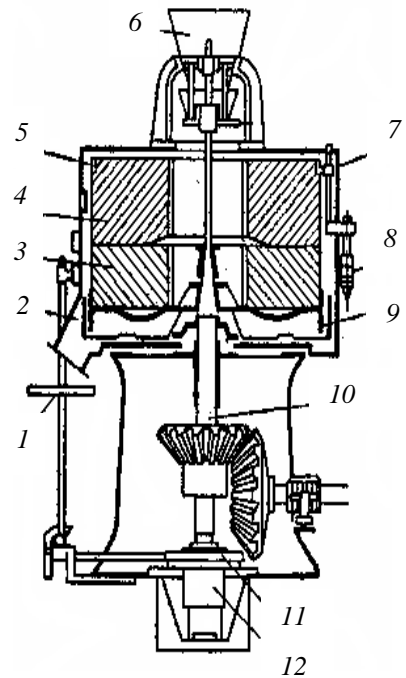
G – сила тяжіння катків, $G=mg$ (m – маса катків);

f_c – коефіцієнт тертя ковзання;

f_k – коефіцієнт тертя кочення;

R – радіус катка, м.

Жорнова. Основними робочими елементами жорнового подрібнювача (рис. 1.18) є два кам'яних круга 3 та 4, які називаються жорнами. Один з жорнів 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 зтягується 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.



- 1 – маховик;
2 – розвантажувальний штуцер; 3 – нижнє жорно; 4 – верхнє жорно; 5 – бандаж;
6 – живильний патрубок;
7 – кожух; 8 – притискні пружини; 9 – опорно-привідне колесо; 10 – центральний вал з приводом; 11 – черв'ячна пара; 12 – під'ятник
Рисунок 1.18 – Жорнова

Таблиця 1.8 – 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 вісі до середини 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	-	-	-	-

Жорнові подрібнювачі мали широке використання в борошномельному виробництві. На даний час вони витіснені більш продуктивними подрібнювачами - валковими.

Технічні характеристики жорновів наведені в табл. 1.9.

Основною перевагою жорнових подрібнювачів є інертність матеріалу робочих елементів – жорен, до матеріалу, який подрібнюється, тому їх використовують для розтирання пігментів.

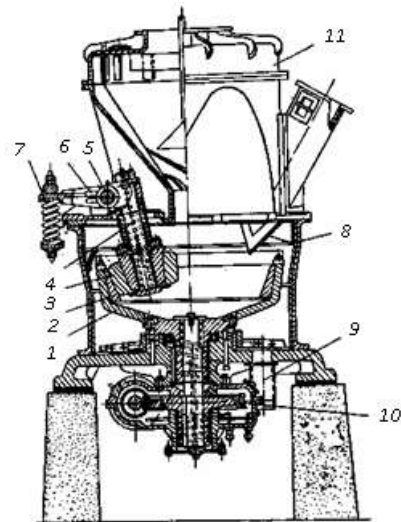
Таблиця 1.9 – Технічні характеристики жорновів

Діаметр жорновів	Тип жорнова	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. 1.19 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 подальшу обробку.



- 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

Рисунок 1.19 – Катково-тарілчастий
 млин

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 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]:

$$G = 188,4 \cdot \mu_1 \cdot D_0 \cdot b \cdot d_k \cdot n \cdot \rho_n \cdot Z, \quad (1.71)$$

де D_0 – середній діаметр обертання катка по чаші, м.

Витрату енергії катково-тарілчастих млинів при подрібненні крихких матеріалів визначають за формулами (1.33) та (1.34), приймаючи загальний к.к.д. 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 (кВт) [1]:

$$N = \frac{1}{\eta_i} (N_c + N_k) = \frac{1}{\eta_i} \left[\frac{(G + N) f_c \Delta \omega}{2040} + \frac{(G + N) \cdot f_k \cdot \pi \cdot D_0 \cdot n}{61200 \cdot R_c} \right], \quad (1.72)$$

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;

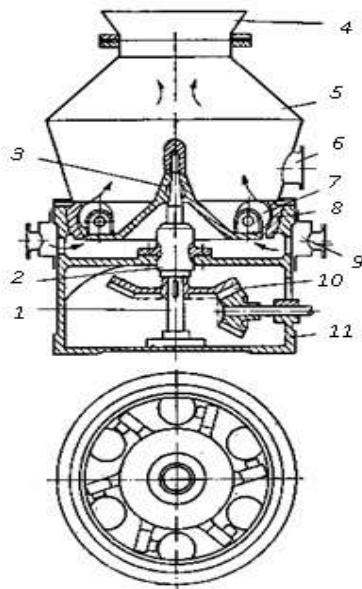
R_c – середній радіус катка, м.

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. 1.20 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 їхньої швидкості витання.

Існують варіанти дво-, чотири- та шестирядних шаро-кільцевих млинів як для сухого, так і для мокрого подрібнення матеріалу.



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;
 Рисунок 1.20 – Куле-кільцевий
 млин

Куле-кільцеві млини використовують для подрібнення м'яких та крихких матеріалів

1.8.4 Подрібнювачі ударної дії

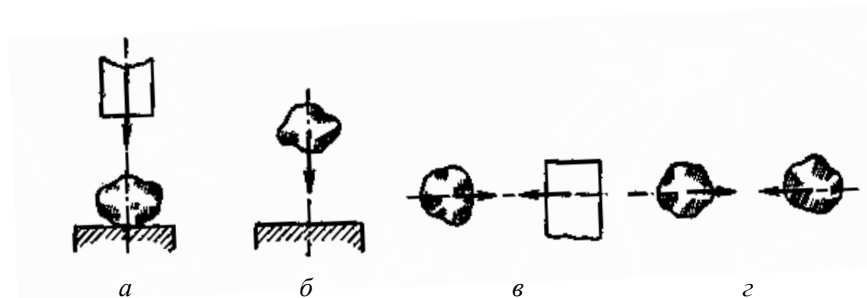
В подрібнювачах даного класу руйнування матеріалу відбувається за рахунок ударних навантажень. Дані навантаження виникають при дії подрібнюючих тіл на матеріал, зіткненні летючого матеріалу з нерухомою поверхнею, зіткненні матеріалу та подрібнюючих тіл на льоту, зіткненні на льоту здрібнюючих часток один з одним.

Схеми ударного подрібнення наведені на рис. 1.21.

До подрібнювачів ударної дії відносяться молоткові подрібнювачі, ударно-відцентрові, роторні дробарки, відцентрово - кулеві, барабанні, струминні млини, дезінтегратори та дисмембратори.

Молоткові подрібнювачі. До числа молоткових подрібнювачів відносяться молоткові дробарки, бильні та шахтні млини.

Молоткові дробарки широко використовуються у харчовій промисловості для переробки зернових, бобових та інших культур. Діапазон матеріалу, який молоткова дробарка може легко переробляти, досить широкий. Основними перевагами молоткових дробарок є простота конструкції, велика продуктивність та легкість в обслуговуванні.



а – удар робочого тіла по матеріалу (стиснений удар); б – удар вільно летючого матеріалу по нерухомій поверхні (вільний удар); в – зіткнення робочого тіла та матеріалу на льоту; г – зіткнення часток матеріалу на льоту

Рисунок 1.21 – Схеми ударного

Дробарки молоткові серії ДМ призначені для дроблення зерна : пшениці, ячменю, кукурудзи, вівса, а також плівчастих, бобових культур, зерноsumішей, шроту, дрібнокускової макухи що використовуються для приготування розсипних комбікормів. Можуть використовуватися на заводах з виробництва спирту для дроблення вихідних матеріалів у виробничому процесі, у складі комбікормових заводів та кормоцехів птахофабрик, свинокомплексів та великих тваринницьких господарств.

Принцип дії молоткових дробарок ДМ (рис.1.22) полягає в руйнуванні продуктів ударом робочих органів, що швидко обертаються (молотків). Продукт молотками відкидається на сталеву деку і ситчасту обичайку, де процес супроводжується стиранням продукту на ситі. Ступінь подрібнення продукту залежить від розмірів отворів сита. Чим більший розмір отворів, тим крупніший подрібнений продукт. Дробарки використовуються самостійно або у складі технологічних ліній та агрегатів на підприємствах комбікормової промисловості.

Конструктивно молоткова дробарка ДМ складається з металевого корпусу, ротора з молотками, розвантажувальної решітки та кришки.

Під час роботи молоткові дробарки матеріал через завантажувальний отвір (люк) подається до корпусного відсіку. При обертанні ротора

починається рух молотків, які і переробляють матеріал, завантажений у дробарку. Далі перероблена сировина через колосникові решітки передається вниз для вивантаження його з дробильного пристрою.

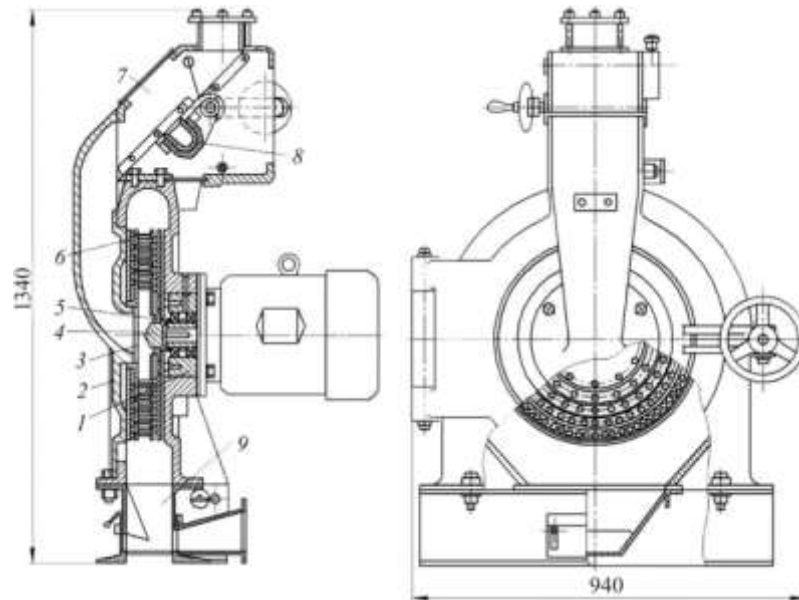


Рисунок 1.22 – Схема та загальний вигляд молоткових дробарок типу ДМ.

Зміна сита та молотків ротора дробарки проводиться через люк. Для підтримання оптимального режиму роботи двигуна на кришці дробарки змонтована засувка, що регулює кількість продукту, що подається у

дробарку. У разі зменшення або збільшення потоку від оптимального значення засувка відкривається або закривається. Вихідне зерно, яке потрапляє, в камеру помелу, молотками відкидається на стінки сита доти, доки гранулометричний склад частинок не виявиться меншим за діаметр отворів сита, Подрібнене зерно через розвантажувальний отвір виводиться із дробарки.

Технічні характеристики молоткових дробарок типу ДМ і ДРМ які виористовуються для переробки сільськогосподарської продукції наведені в табл. 1.10.

В бильному млині (рис. 1.23) 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 розділений на крупну та мілку фракцію. Крупна фракція повертається знову на подрібнення, а цільовий продукт направляється на подальшу обробку.

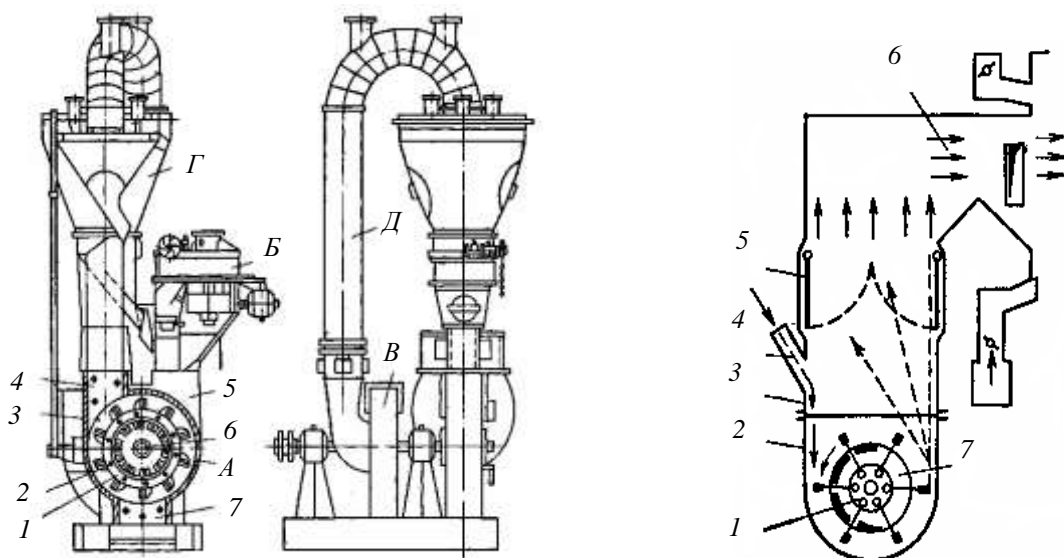
Бильні млини використовують для подрібнення матеріалів з отриманням часток до 100 мкм. Шахтні млини призначені для роботи в циклі з сепараторами-сушарками шахтного типу. Матеріал через штуцер живлення 4 (рис. 1.24) потрапляє на ротор *І*, де руйнується.

Через штуцер в торцевій стінці 7 подається газ або сушильний агент.

Продукти подрібнення підхоплюються газовим потоком та піднімаються по шахті в гору, де відбувається одночасне розділення та сушіння матеріалу.

Таблиця 1.10 – Технічні характеристики молоткових дробарок для переробки сільськогосподарської продукції

Найменування параметра	Норми за типорозмірами									
	ДМ 6x4 (СМД-112)	ДРМ 8x6	ДРМ 9x6	ДРМ 9x10	ДРМИЕ 14,5x13	ДРМ 6x4	ДМ 8x6	ДРО- 577	ДМПШ 1200x1000	СМ 170В
Продуктивність, м ³ /год	До 15	10	10	60	100	До 15	До 25	110	200	До 180
Розміри ротора (в робочому положенні), мм:										
- діаметр	600	800	900	900	1450	600	800	1000	1200	1300
- довжина	400	600	600	1000	1300	400	600	800	1000	1600
Розмір частин вихідного продукту, мм	До 150	До 200	До 200	До 250	80	До 150	До 250	До 300	350	300
Вологість вихідної сировини, %, не більше	8	8	8	8	8	8	8	8	Не обмежено	8
Розмір помолу, мм	0-15	0-5	0-6	0-6	0-3	0-10	0-25	0-20	0-50	0-8
Частота обертання ротора, хв ⁻¹	1250-1500	1000	1000	1000	780	1250- 1500	1000	1000	740	750
Максимальна споживана потужність, кВт	22	75	75	160	160	30	55	110	-	250
Габаритні розміри, мм, не більше:										
- довжина	1020	2200	2180	3100	4645	1020	1350	1850	7000	2400
- ширина	1000	1450	1485	1485	3450	1031	1400	1850	4100	2900
- висота	900	13000	1330	1340	2310	960	1250	1500	3030	1950
Маса дробарки, т	1,4	4	3,8	6,1	20,2	1,6	2,7	5,6	25	110



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

Рисунок 1.23 – Бильний
 млин

1 – ротор; 2 – кожух;
 3 – шахта; 4 – штуцер
 живлення; 5 – шибер;
 6 – вихідний патрубок;
 7 – штуцер вводу газу

Рисунок 1.24 – Шахтний
 млин

Шахтні млини використовують переважно для грубого помелу м'яких матеріалів.

Переваги молоткових подрібнювачів в порівнянні з щоківими та конусними є знижена витрата енергії та висока степінь подрібнення.

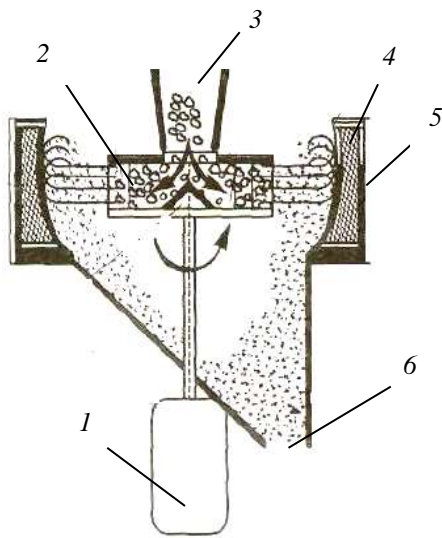
Швидке зношення молотків та відбійних плит є основним недоліком молоткових подрібнювачів.

Ударно-відцентрові дробарки використовуються для грубого та середнього подрібнення твердих матеріалів.

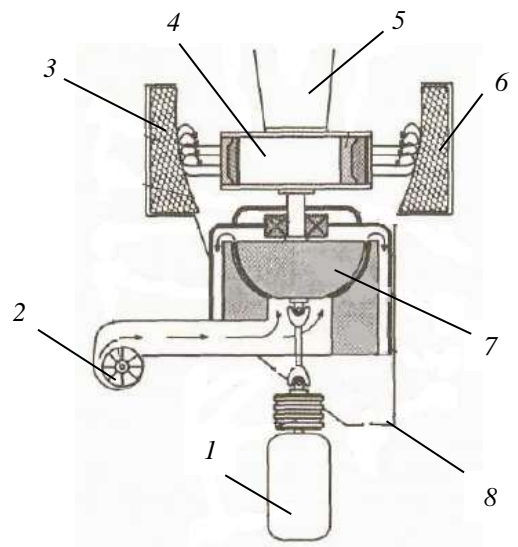
Електропривід 1 ударно-відцентрової дробарки «Вармас», яка наведена на рис. 1.25, обертає ротор 2, що футерований твердосплавними лопатками. За рахунок відцентрових сил матеріал відкидається на стінки камери подрібнення. Нерухома стінка камери подрібнення розділена зносостійкими стрижнями на секції, 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. 1.26, від вище описаної, є гнучке з'єднання електродвигуна 1 з ротором 4.



1 – електродвигун; 2 – ротор;
3 – завантажувальний патрубок;
4 – футеровка; 5 – корпус;
6 – розвантажувальний патрубок
Рисунок 1.25 – Ударно-відцентрова дробарка «Barmas»



1 – електродвигун;
2 – вентилятор; 3 – футеровка;
4 – ротор; 5 – завантажувальний патрубок; 6 – корпус;
7 – підшипник;
8 – розвантажувальний патрубок.
Рисунок 1.26 – Ударно-відцентрова дробарка «Титан Д»

Крутильний 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. 1.11.

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.

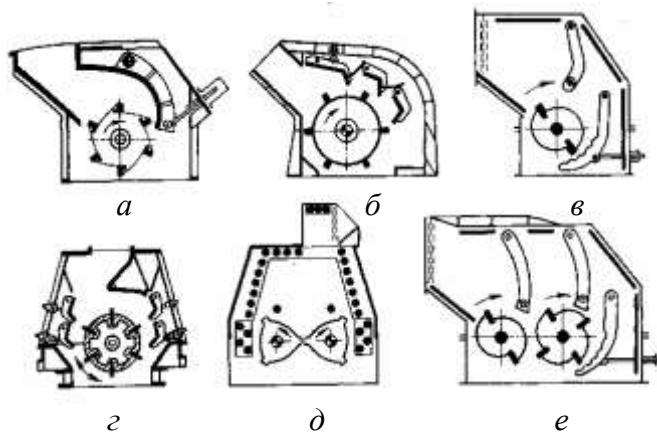
Конструктивні схеми роторних дробарок наведені на рис. 1.27.

Найбільше розповсюдження отримали однороторні дробарки, які є найбільш простими, компактними та більш зручними при експлуатації.

В роторній дробарці (рис. 1.28) з матеріалу, який надходить на подрібнення, на решітці 1 відсіюється мілка фракція і матеріал направляється на ротор 2.

Таблиця 1.11 – Технічні характеристики ударно-відцентрових дробарок

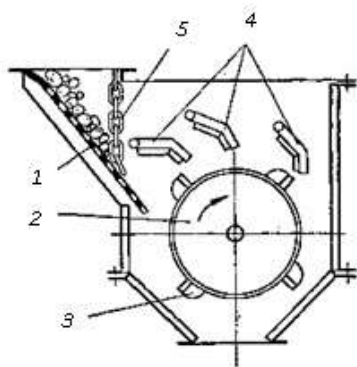
Параметри	Титан Д-040	Титан Д-063	Титан Д-125	Титан Д-160
Продуктивність, т/год	до 2	до 30	до 150/220	до 250/330
Крупність живлення, мм	до 20	до 30	до 60	до 70/110
Установча потужність, кВт	11	45-90	110-200	160-315
Габаритні розміри, м довжина ширина висота	1,24×0,8×0,8	1,2×1,36×2,2	2,4×2,5×3,2	3,4×3,3×3,4
Маса, т	0,51	2,2	9	12
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



- а) – однороторна з відбивною плитою;
- б) – однороторна з відбивними плитами;
- в) – однороторна двокамерна;
- г) – реверсивна;
- д) – двороторна одноступеневого дроблення;
- е) – двороторна двоступеневого дроблення



Рисунок 1.27 – Схеми та принцип дії роторних дробарок (подрібнювачі соломи)



- 1 – решітка; 2 – ротор;
- 3 – лопатки; 4 – відбивні плити;
- 5 – ланцюгова завіса

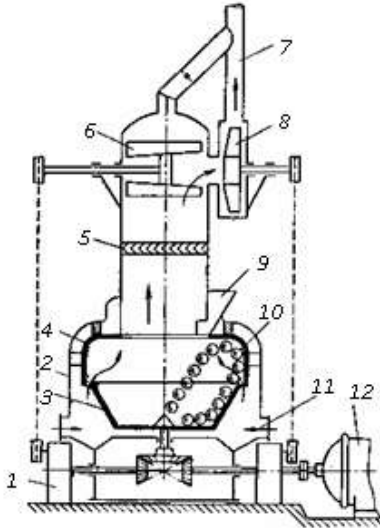
Рисунок 1.28 – Роторна дробарка

Лопатками 3 ротора, частки матеріалу відкидаються на відбивні плити 4. Подрібнення відбувається ударами лопаток 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. 1.12.

Роторні дробарки високопродуктивні, дозволяють отримувати високу степінь подрібнення.

Відцентрово-кулеві млини. Млини служать для подрібнення різних харчових продуктів на порошок. Вони є універсальними машинами, придатними для дроблення різних продуктів.



- 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;
- 12 – двигун

Рисунок 1.29 – Відцентрово-кулевий млин

Подрібнення матеріалу у відцентрово-кулевому млині (рис. 1.29) 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 замкнуті 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.

Дезінтегратори та дисмембратори. Млин П-47-1 (рис. 1.30) Основою конструкції млина служить литий чавунний корпус 6, до якого прикріплена передня 7 і задня 3 кришки. У задній кришці у двох сферичних підшипниках 5 встановлений вал 4, на консольному кінці якого закріплений диск 2, який обертається з частотою 16,7 с-1. На бічній поверхні диска є два концентричних ряди рухомих пальців 10, а на

зовнішньому колі – Т-подібні лопаті 11. У корпусі млина встановлено перфорований барабан 1 з отворами діаметром 2 мм. Вал і диск обертаються за допомогою електродвигуна через ремінну передачу. На внутрішню бічну поверхню передньої кришки закріплено два ряди нерухомих пальців 8, які входять у зазори між рядами пальців диска. Матеріал завантажують через воронку 9 у корпус, де він подрібнюється в зазорах між рухомими і нерухомими пальцями, лопатями продавлюється через отвори барабана і відводиться через отвір внизу корпусу.

Технічна характеристика млина П-47-1

Продуктивність, кг/год.....	750
Встановлена потужність, кВт.....	2,8
Габаритні розміри, мм.....	820x733x700
Маса, кг.....	425

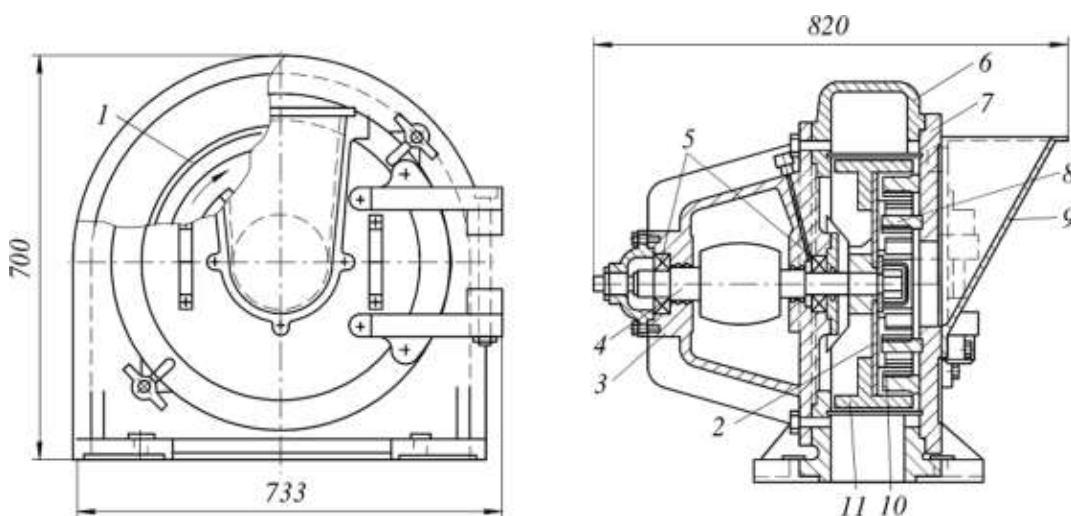
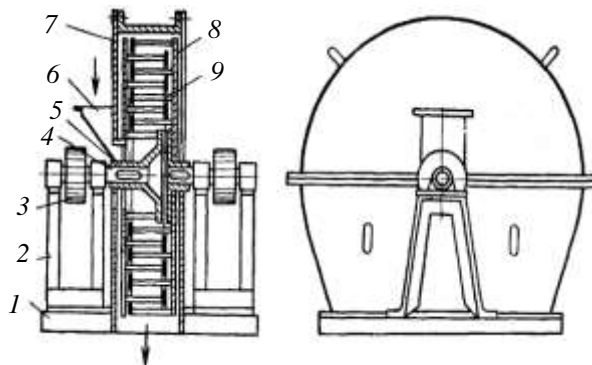


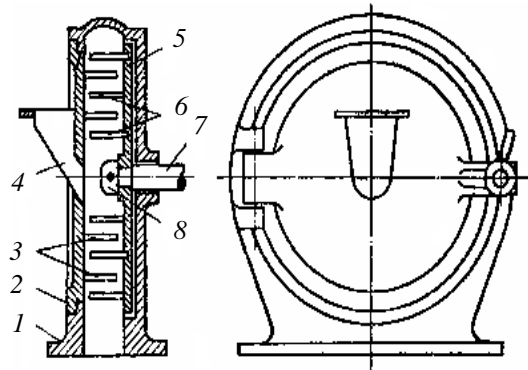
Рисунок 1.30 – Млин П-47-1

Дезінтегратор (рис. 1.31) складається з двох барабанів, які входять один в один. Барабани обертаються в протилежні сторони від самостійних приводів. Кожен барабан складається з диску 8, на якому по концентричним колам закріплені пальці 9 (найчастіше круглого перерізу).

Відстань між пальцями на кожному колі зменшується по мірі віддалення від центру. Ряди пальців одного барабану розміщені між рядами пальців іншого.



1 – станина; 2 – стійки с підшипниками; 3 – шків; 4 – вал; 5 – втулка; 6 – завантажувальний патрубок; 7 – кожух; 8 – диск; 9 – палець



1 – корпус; 2 – відкидна кришка; 3 – пальці кришки; 4 – завантажувальний патрубок; 5 – диск; 6 – пальці диска; 7 – вал; 8 – гайка



Рисунок 1.31 – Дезінтегратор тонкого помелу



Рисунок 1.32 – Дисмембратор

Таблиця 1.12 – Технічні характеристики роторних дробарок

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
Розміри приємного отвору, мм:								
- повздовжній	400	500	630	800	1000	1250	1600	2000
- поперечний	350	440	550	700	875	1100	1400	1750
Продуктивність дробарки, м ³ /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:								
$S_{1\min}$, не більше	10	13	16	20	25	32	40	50
$S_{1\max}$, не менше	100	125	160	200	250	320	400	500
$S_{2\min}$, не більше	10	13	16	20	25	32	40	50
$S_{2\max}$, 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/м ³	0,15	0,13	0,13	0,13	0,13	0,15	0,19	0,18
Питома витрата енергії, кВт·год/м ³ , не більше	0,8	0,9	0,8	0,8	0,8	0,8	0,7	0,8

Закінчення табл. 1.12

Параметри	Норми по типоразмерам						
	ДРС 5x5	ДРС 6x6	ДРС 8x8	ДРС 10x10	ДРС 12x12	ДРС 16x16	ДРС 20x20
Розміри ротора, мм:							
- діаметр,	500+25	630+32	800+40	1000+50	1250+63	1600+80	2000+100
- довжина,	500+25	630+32	800+40	1000+50	1250+63	1600+80	2000+100
Розміри приємного отвору, мм:							
- повздовжній	500+25	630+32	800+40	1000+50	1250+63	1600+80	2000+100
- поперечний	250+18	300+15	400+20	500+25	600+30	800+40	1000+50
Продуктивність дробарки, м ³ /год	25	35	65	125	200	310	500
Розмір найбільшого куска вихідного матеріалу, мм	150	190	240	300	375	480	600
Колова швидкість бил ротора , м/с	20,0; 24,0; 28,8; 34,6; 41,5; 50,0						
Регулюючі розміри вихідних щілин, мм:							
S_{1min} , не більше	100	125	160	200	250	315	400
S_{1max} , не менше	75	95	120	150	185	240	300
S_{2min} , не більше	40	50	65	80	100	130	160
S_{2max} , не менше	8	10	12	16	20	25	32
Установча потужність номінальна, кВт	30	40	75	125	200	320	400
Габаритні розміри, мм, не більше:							
- довжина	1400	1750	2200	2700	3400	4400	5500
- ширина	1300	1620	2100	2800	3200	4100	5200
- висота	1050	1300	1700	2100	2800	3600	4500
Маса дробарки , т, не більше	2,2	3,5	6,5	10	18	30	50

Позначення:

ДРК – роторні дробарки крупного здрібнення;

ДРС – роторні дробарки середнього здрібнення.

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 під дією відцентрової сили. За рахунок зменшення відстані між пальцями та збільшення їх колової швидкості інтенсивність подрібнення зростає. Подрібнений матеріал потрапляє в кожух дезінтегратора та направляється до вихідного патрубку.

Технічні характеристики дезінтеграторів наведені в табл. 1.13.

Таблиця 1.13 – Технічні характеристики дезінтеграторів

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

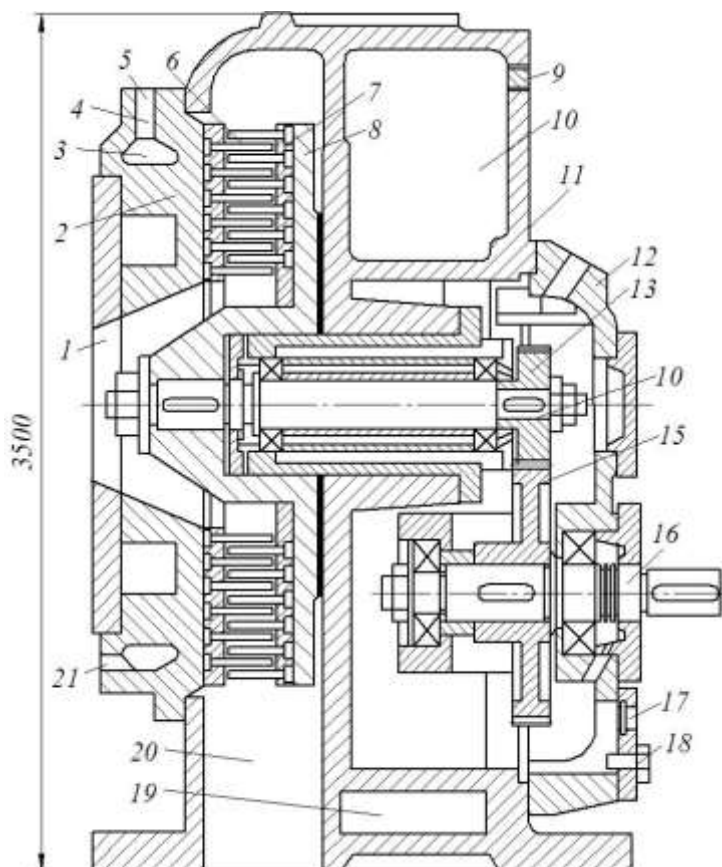
На відміну від дезінтегратора у дисмембратора (рис. 1.32) обертається тільки один диск барабана а другий, який також має пальці, є нерухомим та утворює відкидну кришку. За рахунок цього дисмембратор є більш компактною машиною, але зберігає при цьому принцип дії дезінтегратора.

Технічні характеристики дисмембраторів наведені в табл. 1.14.

Таблиця 1.14 – Технічні характеристики дезінтеграторів

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	1,2x1,1x0,9	2,5x1,0x1,3	3,9x1,7x1,7	3x1,7x1,9
Маса, кг	620	1100	1650	3200

У дисмембраторі (штифтовий млин) МАП-800 (рис.1.33) подрібнюваний продукт (крупка або попередньо подрібнений макуха)



через конічний отвір 1 кришки 2 надходить разом з повітрям в простір між дисками 5 і 7. На дисках по концентричних колах закріплені штифти 6, розташовуються у кільцевому просторі іншого диска. Диск 5 прикріплений до кришки 2. Диск 7 привертнутий до планшайби 8, яка сидить на шпонці на валу 14. Частота обертання валу 6000 хв⁻¹ внаслідок наявності одноступінчастого

Рисунок 1.33 – Дисмембратор МАП-800

редуктора із зубчастих коліс 13 і 15. У просторі між нерухомим та рухомим дисками продукт завдяки багаторазовим ударам об штифти подрібнюється, а потім гарячим виводиться з дробарки через отвір 20. При

подрібненні виділяється велика кількість теплоти, яка може погіршити якість продукту і навіть спричинити його загоряння. Тому кришка 2 і корпус 11 штифтового млина мають порожнини 3 і 10, які через отвори 19 і 21 подається охолодна вода. Відводиться вода через отвори 4 і 9. Ястило мультиплікатора і підшипників заливається через патрубок 12, а зливається через отвір з пробкою 18. Над пробкою розташоване оглядове вікно 17.

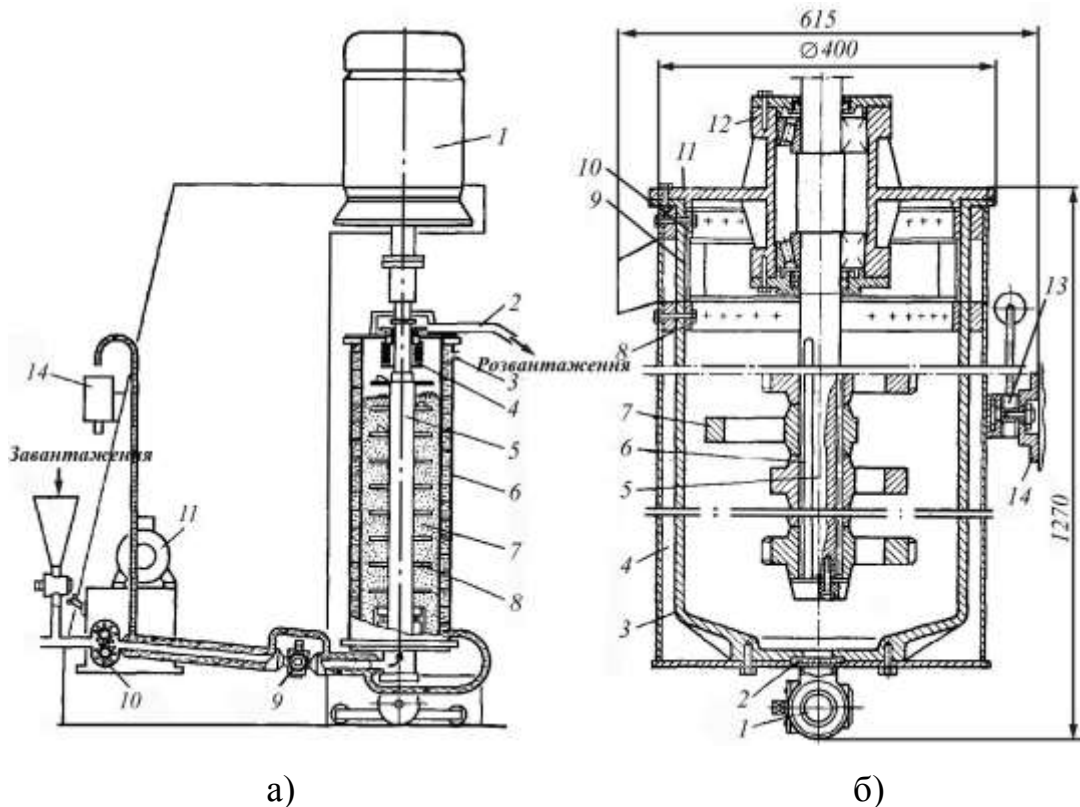
Технічна характеристика штифтових млинів наведена у табл. 1.15.

Таблиця 1.15 – Технічна характеристика штифтових млинів

Показники	Тип установки			
	для какао тертого «Карле та Монтанарі»		для какао-порошку	
	МАП-800	МАП-1000	ІПК 250/1001	"Хайденау" 641-А
Продуктивність, кг/год	800	1000	1000	350...550
Температура продукту, що виходить із млина, °С	110	110	80	80
Температура охолоджуючої рідини, °С	10	10	3	14
Потужність електродвигунів, кВт	60	117	–	27,7
Габаритні розміри, мм:				
довжина	2800	2490	12250	3750
ширина	1750	1880	3100	3490
висота	3500	3550	4450	3400
Маса, кг	–	–	9915	3500

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.

Кулевий млин фірми «Хайденау» типу 292-В являє собою вертикальну посудину з подвійними стінками 6 (рис. 1.34 а).



а – загальний вигляд; б – камера подрібнення
Рисунок 1.34 – Кулевий млин фірми «Хайденау»

Камера частково заповнена кулями 7. У камері обертається мішалка, що складається з вертикального валу 5 з дисками, кільцями, лопатями 8. В одних млинах мішалка обертається швидко, в інших – повільніше. Застосовується також безступінчасте регулювання швидкості. Мішалка обертається безпосередньо від електродвигуна 1. Попередньо подрібнене какао терте подається регульованим насосом 9 в камеру подрібнення. Подрібнене какао терте піднімається вгору серед кульок до сітки 4 або щілини і по патрубку 2 надходить на подальшу переробку. Сітка відокремлює какао терте від кульок. Час перебування какао тертого в камері подрібнення зумовлює рівень його розмелювання.

Місткість камери подрібнення визначає продуктивність млина. Як правило, кожна фірма в позначенні типу млина показує місткість камери

подрібнення. Камера подрібнення забезпечена сорочкою, в яку вода для охолодження, надходить через патрубок 3, а зливається в бачок 14. Грубодисперсне какао терте надходить до насоса 10 через патрубок 12. Для промивання млина какао-олією служить воронка 13 з краном. Електродвигун 11 через безступінчастий варіатор швидкостей обертає шестерні насоса 10.

Перед початком роботи в сорочку камери подрібнення подається тепла вода. По закінченні роботи масу з камери подрібнення зливають через триходовий кран 9. Конструкція камери подрібнення наведена на рис. 1.34, б. У корпусі 3 над корковим краном розташована металева сітка. Корпус має сорочку охолодження 4. Вихідний отвір корпусу має решітку 9, яка кріпиться до внутрішньої стінки корпусу 3 обичайками 8 і 10.

У кришці 11 розташовані конічні підшипники. Лопаті 7 закріплені на валу. Лопаті та корпус виготовляють з легованої, а кульки з легованої та термічно обробленої зносостійкої сталі. У процесі експлуатації відбувається стирання кульок. Лопаті, виконані у вигляді кілець, зменшують стирання корпусу.

Барабанні млини представляють собою футерований барабан, який частково заповнений мелючими тілами (шари, стрижні, морська галька і т.п.).

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 багатоканерні $L/D > 2$ (де L – довжина, D – діаметр барабану млина).

В барабанних млинах періодичної дії завантаження мелючими тілами, матеріалом, а також розвантаження млина відбуваються через люк в циліндричній частині барабана при його зупинці.

Млини періодичної дії використовують в помольних 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. 1.35).

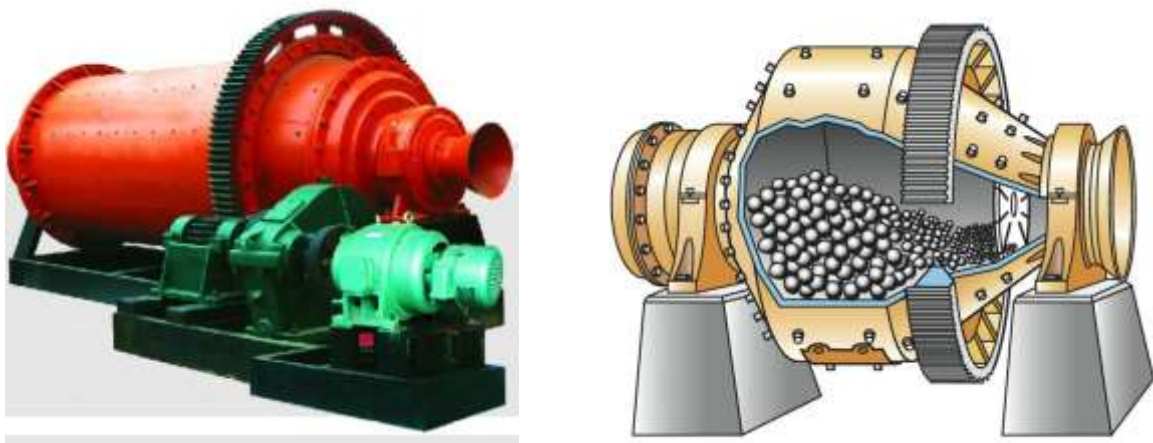


Рисунок 1. 35 – Барабанний млин безперервної дії

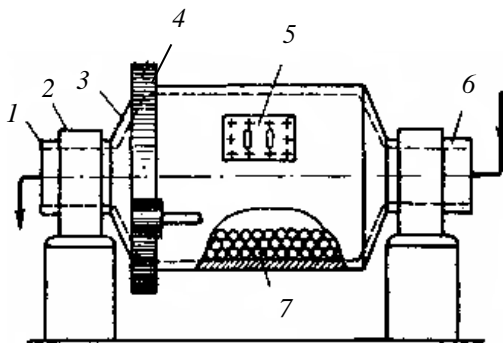
Для відділення подрібненого матеріалу від носія використовують циклони, відстійники або фільтри. Матеріал, який виноситься з млина, має в своєму складі частини більш крупного розміру, ніж потрібні, тому барабанні млини працюють в замкнутому циклі з класифікуючими пристроями.

В барабанному млині безперервної дії (рис. 1.36,) горизонтальний барабан 3 обертається через зубчасту пару привідним двигуном. Барабан

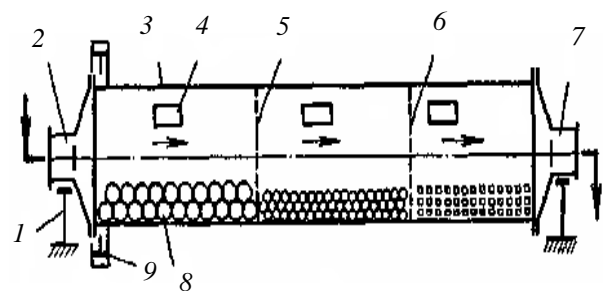
та кришки футеровані плитами (футеровка), поверхня яких має хвилеподібну або ступінчасту форму. Матеріал живильником подається в млин через завантажувальну цапфу 6. Подрібнений матеріал видаляється через розвантажувальну цапфу 1 на іншому кінці апарату.

Для отримання подрібненого матеріалу з певним розміром часток без допомоги класифікуючих пристроїв, використовують багатокамерні барабанні млини (рис. 1.37). Барабан даного типу млинів поділений кільцевими діафрагмами на низку камер, які заповнюються мелючими тілами різних розмірів. Таке розподілення мелючих тіл покращує процес та знижує енерговитрати на одиницю подрібнення.

Наявність в барабані діафрагм ускладнює конструкцію та виникає необхідність регулювання рівномірного розподілення навантаження на кожен камеру.



1 – розвантажувальна цапфа; 2 – опори; 3 – барабан; 4 – зубчата пара; 5 – люк; 6 – завантажувальна цапфа; 7 – мелючі тіла
Рисунок 1.36 – Барабанний млин безперервної дії



1 – опора; 2 – завантажувальна цапфа; 3 – барабан; 4 – люк; 5, 6 – діафрагми; 7 – розвантажувальна цапфа; 8 – мелючі тіла; 9 – зубчатий привід
Рисунок 1.37 – Багатокамерний барабанний млин

Одним з типів барабанних млинів є стрижневі млини, в яких в якості мелючих тіл в барабан завантажують металеві стрижні, довжиною дещо меншою довжини барабану. 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 отримувати 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 захарщення сит, особливо при подрібненні вологих матеріалів, а також швидке зношування сит та низька продуктивність.

Технічні характеристики барабанних млинів наведені в табл. 1.16.

Високі степені подрібнення деяких видів матеріалу без використання мелючих 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 мелючих тіл в продукті подрібнення, барабанні млини знайшли широке впровадження в різних галузях промисловості.

Розрахунок барабанних млинів.

Частота обертання барабанних млинів визначається за формулою [1]:

$$n = \frac{40\varphi + 16}{\sqrt{D_\sigma}}, \quad (1.73)$$

де φ – коефіцієнт заповнення барабану, $\varphi = 0,3-0,45$;

D_σ – діаметр барабану, м.

При максимальному заповненні барабану мелючими тілами, тобто при $\varphi = 0,45$, частота обертання барабану визначається за формулою [1]:

$$n_{\max} = \frac{32}{\sqrt{D_\sigma}} \quad (1.74)$$

Таблиця 1.16 – Технічні характеристики барабанних млинів

Позначення:

МСЦ — млини стрижневі з центральним завантаженням;

МСП — млини стрижневі з периферичним завантаженням;

МШР — млини кулеві з завантажуванням через решітку;

МШЦ — млини кулеві з центральним завантаженням.

Найменування параметра	Норма для типорозміру				
	МСЦ- 900X1800	МШЦ- 900X1800	МСЦ- 1200XX2400	МШР- 1200X1300	МШЦ- 1200X2400
Внутрішній діаметр барабану (без футеровки) D, мм, не більше	900	900	1200	1200	1200
Довжина барабану (без футеровки) L, мм, не менше	1860	1860	2400	1300	2400
Номінальний об'єм барабану V, м ³ , ±5 %	0,9	0,9	2,0	1,0	2,0
Номінальна частота обертання барабану, % від критичної швидкості	60—72	75—85	60—72	75-85	75—85
Степінь заповнення барабану мелючими тілами, %, не більше	35	42	35	45	42
Потужність електродвигуна привода, кВт, не більше	22	22	40	30	45
Продуктивність, т/год	2,0—4,0	0,7-2,0	3,0—8,0	0,4—1.9	1,8— 5,0
Габаритні розміри млина з приводом, мм, не більше:					
довжина	3850	5400	4700	3600	4700
ширина	2200	2200	2450	2400	2450
висота	1600	1600	2100	2100	2100
Маса млина, т, не більше	5,2	5,2	13,5	10,5	13,5

Продовження табл. 1.16

Найменування параметра	Норма для типорозміру					
	МСЦ- 1500X3000	МШР- 1500X1600	МШЦ- 1500X3000	МСЦ- 2100X2200	МСЦ- 2100X3000	МШР- 2100X1500
Внутрішній діаметр барабану (без футеровки) D, мм, не більше	1500	1500	1500	2100	2100	2100
Довжина барабану (без футеровки) L, мм, не менше	3100	1670	3100	2200	3000	1500
Номинальний об'єм барабану V, м ³ , ±5 %	4,2	2,2	4,2	6,3	8,5	4,3
Номинальна частота обертання барабану, % від критичної швидкості	60-72	75-85	75-85	60-72	60-72	75-85
Степінь заповнення барабану мелючими 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	МСЦ- 2100X3000	
Внутрішній діаметр барабану (без футеровки) D, мм, не більше	2100	2100	2100	2100	2100	
Довжина барабану (без футеровки) L, мм, не менше	2200	3000	2200	3000	3000	
Номинальний об'єм барабану V, м ³ , ±5 %	6,3	8,5	6,3	8,5	10,0	
Номинальна частота обертання барабану, % від критичної швидкості	75-85	75-85	75-85	75-85	55-65	
Степінь заповнення барабану мелючими тілами, %, не більше	45	45	42	42	35	
Потужність електродвигуна привода, кВт, не більше	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	
ширина	4900	4900	4900	4900	4800	
висота	3800	3800	3800	3800	3800	
Маса млина, т, не більше	40,5	45,5	50,0	42,5	49,0	

Продовження табл. 1.16

Найменування параметра	Норма для типорозмера				
	МСЦ- 2700X3600	МШР- 2700X2100	МШР- 2700X3600	МШЦ- 2700X3600	МСП- 2700X3600
Внутрішній діаметр барабану (без футеровки) D, мм, не більше	2700	2700	2700	2700	2700
Довжина барабану (без футеровки) L, мм, не менше	3600	2100	3600	3600	3600
Номінальний об'єм барабану V, м ³ , ±5 %	17,5	10,0	17,5	17,5	20,0
Номінальна частота обертання барабану, % від критичної швидкості	60-72	75-85	75-85	75-85	55-65
Степінь заповнення барабану мелючими тілами, %, не більше	35	45	45	42	35
Потужність електродвигуна привода, кВт, не більше	400	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	12200
ширина	6400	6400	6400	6400	6400
висота	5050	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- 3200X3100	МШЦ- 3200X4500
Внутрішній діаметр барабану (без футеровки) D, мм, не більше	3200	3200	3200	3200	3200
Довжина барабану (без футеровки) L, мм, не менше	4520	3100	3800	3100	4520
Номінальний об'єм барабану V, м ³ , ±5 %	32,0	22,0	27,5	23,0	32,0
Номінальна частота обертання барабану, % від критичної швидкості	60—72	75—85	75-85	75—85	75-85
Степінь заповнення барабану мелючими тілами, %, не більше	35	45	45	42	42
Потужність електродвигуна привода, кВт, не більше	800	630	800	630	800
Продуктивність, т/год	140-245	35-103	42-122	30-86	42-121
Габаритні розміри млина з приводом, мм, не більше:					
довжина	14100	9800	10600	9700	14100
ширина	7400	6400	6400	6400	7400
висота	5600	5100	5100	5100	5600
Маса млина, т, не більше	144	94	110	90	140

Закінчення табл. 1.16

Найменування параметра	Норма для типорозміру					
	МСЦ- 3600X4500	МСЦ- 3600X5500	МШП- 3600X4000	МШП- 3600x5000	МШЦ- 3600X5500	
Внутрішній діаметр барабану (без футеровки) D, мм, не більше	3600	3600	3600	3600	3600	
Довжина барабану (без футеровки) L, мм, не менше	4520	5510	4000	5000	5500	
Номінальний об'єм барабану V, м ³ , ±5 %	40,0	49,0	36,0	45,0	49,0	
Номінальна частота обертання барабану, % від критичної швидкості	60-72	60-72	75-85	75-85	75-85	
Степінь заповнення барабану мелючими тілами, %, не більше	35	35	45	45	42	
Потужність електродвигуна привода, кВт, не більше	1000	1000	1000	1250	1250	
Продуктивність, т/год	182-340	200-370	57-165	68-192	65-183	
Габаритні розміри млина з приводом, мм, не більше:						
довжина	14100	15100	1380	14700	15100	
ширина	7600	7600	7600	7600	7600	
висота	5700	5700	5700	5700	5700	
Маса млина, т, не більше	160	174	164	169	170	
Найменування параметра	Норма для типорозміру					
	МСЦ- 4000X5500	МШП- 4000x5000	МШЦ- 4000X5500	МСЦ- 4500X6000	МШП- 4500X5000	МШЦ- 4500X5500
Внутрішній діаметр барабану (без футеровки) D, мм, не більше	4000	4000	4000	4500	4430	4430
Довжина барабану (без футеровки) L, мм, не менше	5510	5010	5510	6010	5010	5510
Номінальний об'єм барабану V, м ³ , ±5 %	60	55	60	82	68	74
Номінальна частота обертання барабану, % від критичної швидкості	60-72	75-82	75- 82	60-72	75-82	75-82
Степінь заповнення барабану мелючими 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

Для визначення продуктивності (т/год) барабанних млинів в гірничодобувній промисловості користуються емпіричною залежністю [3]:

$$Q = k \cdot V \cdot D_{\sigma}^{0,6}, \quad (1.75)$$

де k – коефіцієнт пропорційності;

V – об'єм барабану, м³;

L – довжина барабану, м.

Для приблизної оцінки витрати енергії на подрібнення (кВт) в барабанних млинах користуються формулою [1]:

$$N = 8,9 \cdot m_{ш} \cdot \sqrt{D_{\sigma}}, \quad (1.76)$$

де $m_{ш}$ – маса кулевого завантаження, т.

Струминні млини. В струминних млинах подрібнення матеріалу відбувається за рахунок енергії стисненого повітря, перегрітого пару або інертного газу і удару та стирання часток в потоці газу.

Відомі дві групи струминних млинів:

– з зустрічним потоком струменів та винесеним сепаратором;

– з пересіканням струменів під кутом та пласкою або трубчатою кільцевою помельною камерою.

До першої групи відноситься протитечійний двоструминний млин з верхнім виведенням продукту подрібнення (рис. 1.38, 1,39).

До розгінних трубок 2 приєднані рукава живлення 4, по яким надходить матеріал для подрібнення, та сопла 3, через які надходить енергоносії. Вихідний матеріал подається живильником 8 в нижню частину сепаратора та по рукавах живлення направляється до розгінних трубок. В помольній камері 1 зустрічні потоки енергоносія зіштовхуються, за рахунок чого відбувається подрібнення матеріалу.

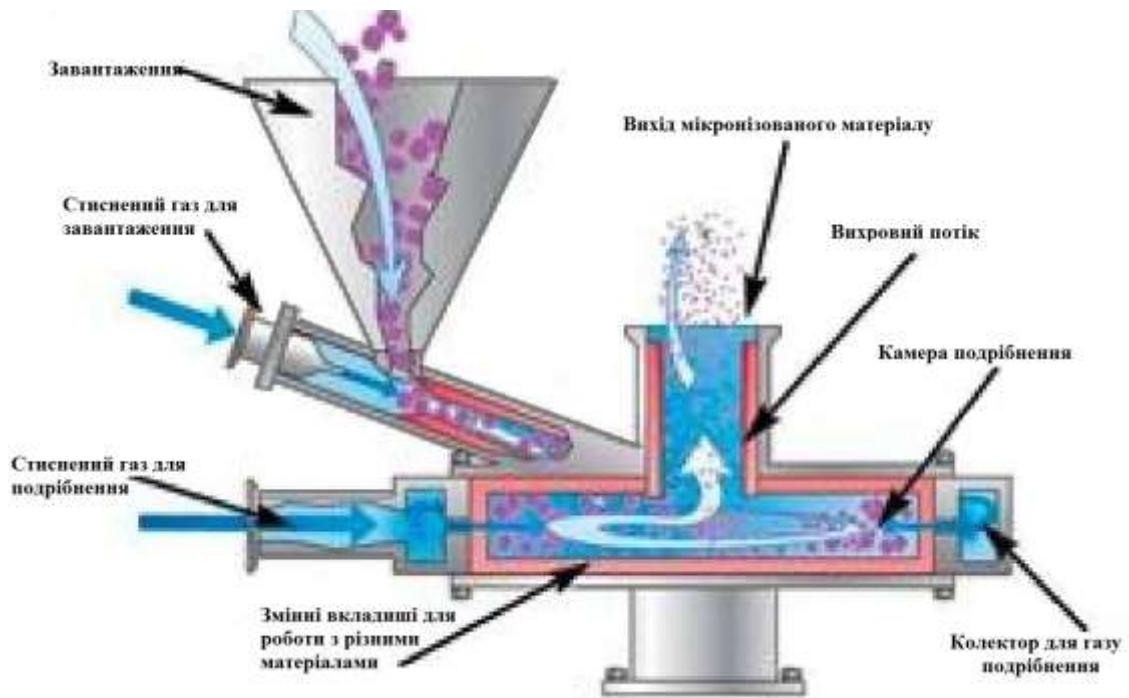
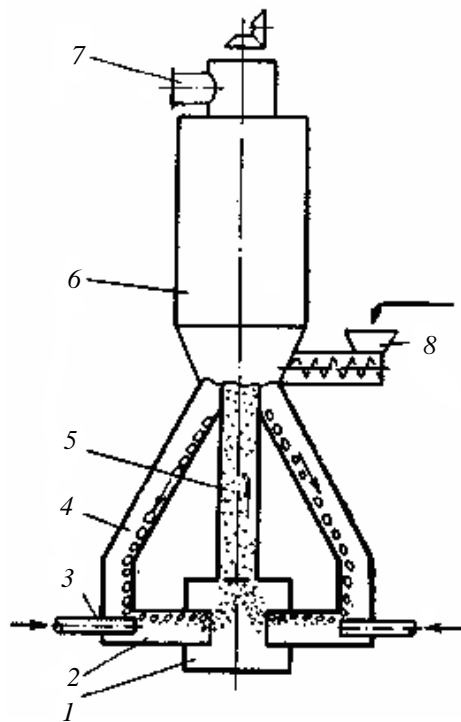


Рисунок 1.38 – Схема подрібнення у струменевому млині

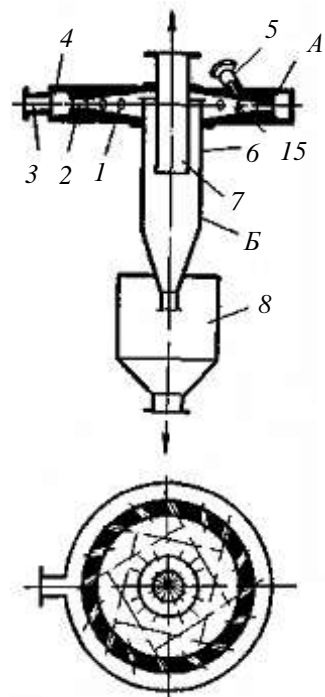
Подрібнений матеріал з помольної камери виноситься потоком повітря через вивідну трубу 5 в сепаратор, де відбувається розділення на дві фракції. Крупна фракція осаджується на дно сепаратора, по рукавах 4 спускається до розгінних трубок та знову потрапляє в камеру 1. Мілка фракція, яка представляє собою цільовий продукт, потоком газу виноситься з сепаратору через верхній штуцер 7 та направляється на розділення.

До другої групи відносяться струминний млин з плоскою помольною камерою та струминний млин з трубчатою кільцевою камерою.

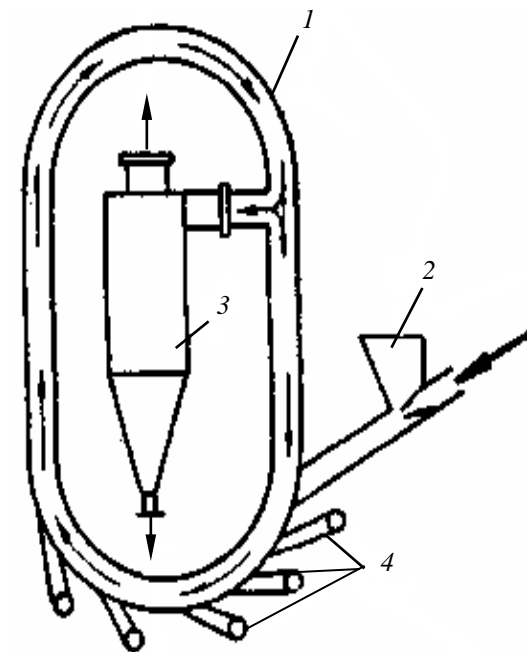
В струминному млині з плоскою камерою (рис. 1.40) вихідний матеріал через штуцер живлення 5 подається в зону подрібнення А. В цю ж зону через сопла 2 надходить енергоносіє. Сопла направлені таким чином, що струмені газу в середині камери пересікаються, що призводить до подрібнення матеріалу.



1 – помольна камера;
 2 – розгінні труби; 3 – сопла;
 4 – живильні труби; 5 – вивідна
 труба; 6 – сепаратор; 7 – штуцер
 Рисунок 1.39 – Протитечійний
 двострумний млин



1 – помольна 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
 Рисунок 1.40 – Струмний
 млин з пласкою помельною
 камерою



1 – помольна камера;
 2 – живильник; 3 – сепаратор;
 4 – сопла
 Рисунок 1.41 – Струмний
 млин з трубчатою кільцевою
 камерою:

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 *Б*, де відбувається розділення готового продукту від енергоносія.

В струминному млині з трубчатою кільцевою камерою (рис. 1.41) вихідний матеріал живильником 2 подається в зону подрібнення. Через сопла 4 надходить енергоносіє. При зіткненні пилогазових потоків в помольній камері 1 відбувається подрібнення матеріалу та подальше розділення на крупну та мілку фракції. Крупна фракція направляється на додаткове подрібнення, а мілка газовим потоком вноситься з камери подрібнення та направляється на розділення в сепаратор 3.

Основні переваги струминних млинів: високе енергонавантаження та ефективність подрібнення, відсутність деталей які обертаються, та мелючих тіл, можливість поєднання помелу та класифікації з сушінням, окисненням та іншими технологічними процесами.

Основні недоліки: необхідність попереднього подрібнення, значна витрата енергоносія, необхідність постійної підтримки точних параметрів процесу.

Ударно – відцентрові млини. В подрібнювачах такого типу дії подрібнення матеріалу відбувається при поєднанні ударних та стираючих навантажень.

Це досягається за рахунок ударної дії матеріалу по поверхні мелючих тіл (або навпаки) та стираючих навантажень, які виникають при дії мелючих тіл на матеріал або при взаємодії часток матеріалу між собою.

Ударно-стираючий спосіб подрібнення реалізується в ударно-відцентрових, вібраційних, планетарних, гіроскопічних та бісерних млинах.

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 ступінів ротора.

Класифікація подрібненого матеріалу

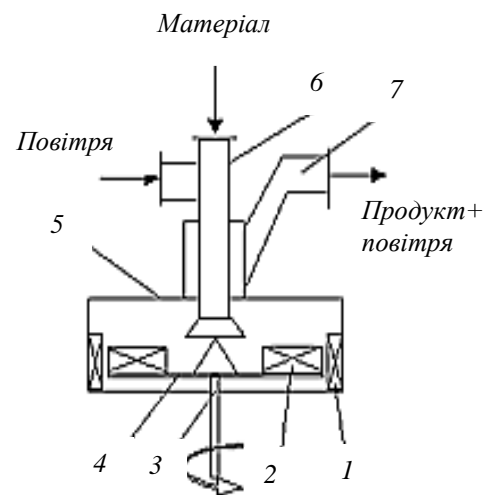
в млинах ударно – відцентрової дії досягається шляхом вибору певних конструктивних рішень в залежності від типу матеріалу, тонини помелу та інших факторів.

На рис. 1.42 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 більшими 2 та відбійними 1 елементами.

Процес подрібнення складається з удару більних елементів по частинкам матеріалу, удару часток матеріалу по відбійним елементам 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.

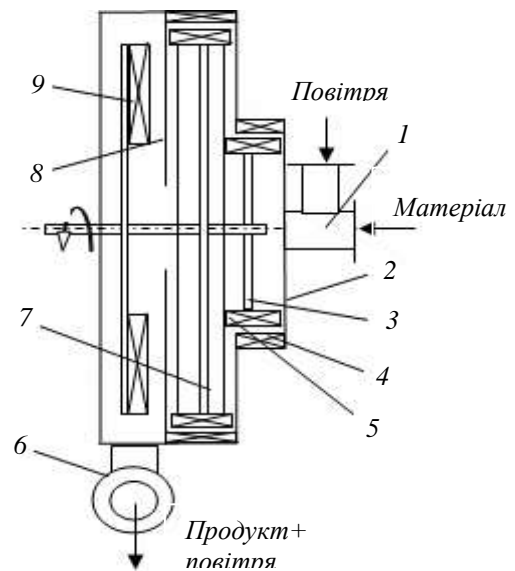


1 – відбійні елементи;
2 – біла; 3 – вал; 4 – диск;
5 – корпус;
6 – завантажувальний патрубок; 7 – розвантажувальний патрубок
Рисунок 1.42 – Одноступінчатий ударно-відцентровий млин з висхідним сепараційним потоком

На рис. 1.43 наведений 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 другою ступінню встановлено сепараційне кільце 8, за рахунок якого відбувається розділення продукту помелу на крупну та мелку фракції.

При перевищенні аеродинамічної сили, яка створюється вентилятором 9, над відцентровою силою другої ступені ротора, подрібнений



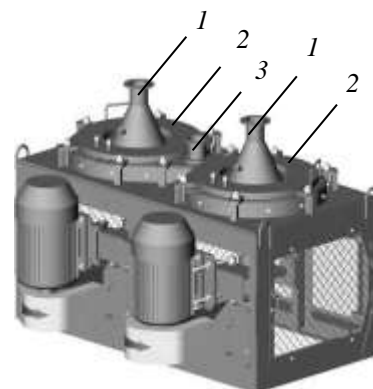
1 – завантажувальний патрубок; 2 – корпус; 3 – перша ступінь; 4 – відбійні елементи; 5 – бильні елементи; 6 – розвантажувальний патрубок; 7 – друга ступінь; 8 – сепараційне кільце; 9 – вентилятор

Рисунок 1.43 – Двоступінчастий ударно-відцентровий млин з пороговою сепарацією

матеріал виноситься з млина через розвантажувальний патрубок 6.

Технічні характеристики ударно-відцентрових млинів наведені в табл. 1.17.

В двороторному ударно-відцентровому млині (рис. 1.44) вихідний матеріал через завантажувальні патрубки 1 подається в камери подрібнення 2. Під дією відцентрових сил частинки матеріалу відкидаються до периферії роторів та



1 – завантажувальні патрубки; 2 – камери подрібнення; 3 – струминна камера

Рисунок 1.44 – Двороторний ударно-відцентровий млин

потрапляють в струминну камеру 3, де відбувається подрібнення матеріалу. Млини даної конструкції дозволяють поєднувати процеси подрібнення, змішування та сушіння матеріалів.

Таблиця 1.17 – Технічні характеристики ударно- відцентрових млинів

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 наведені в табл. 1.18.

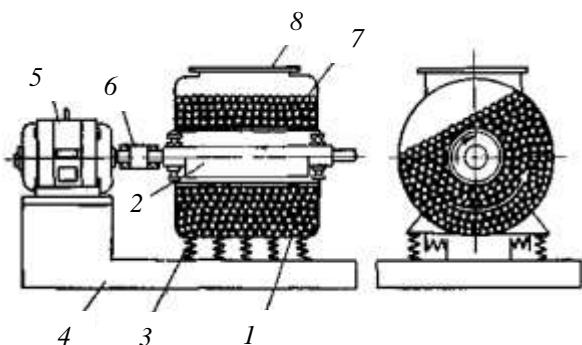
Таблиця 1.18 – Технічні характеристики двороторних ударно-відцентрових млинів

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, хв ⁻¹	3020÷3985	3020÷3985
Потужність, кВт	2×30	2×30
Маса, кг	2020	2010

Ударно-відцентрові млини використовуються для подрібнення рослинних матеріалів, з твердістю до 4 за шкалою Мооса.

Основні переваги ударно-відцентрових млинів: отримання продукту помелу певного дисперсного складу, висока продуктивність, низькі енерговитрати.

Основні недоліки: зношення робочих елементів млинів, особливо при подрібненні матеріалів підвищеної міцності.



1 – корпус; 2 – вібратор; 3 – опори;
4 – рама; 5 – електродвигун; 6 – муфта
7 – мелючі тіла; 8 – люк
Рисунок 1.45 – Вібраційний млин:

Вібраційні млини. На рис. 1.45, 1.46 наведено схему вібраційний млин та його загальний вигляд. Млин 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 мелючими тілами у вигляді сталених шарів, циліндриків розміром 8-15 мм або фарфоровими шарами діаметром 12-15 мм.

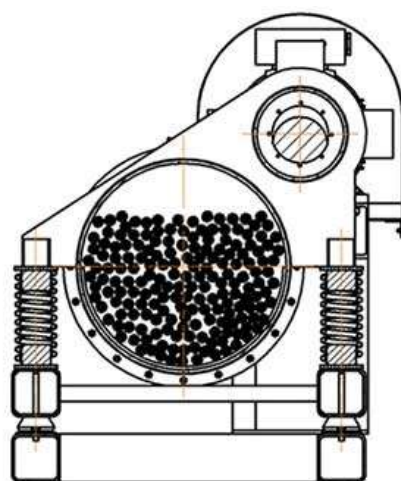
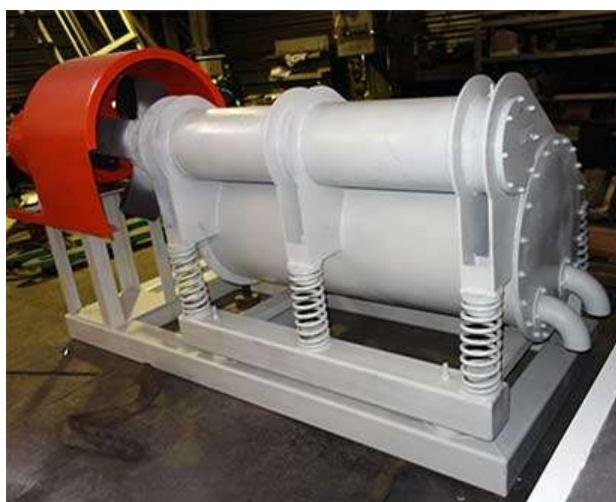


Рисунок 1.46 – Загальний вигляд вібраційного млина та його робочої камери

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.

В порівнянні з кулевими млинами вібраційні млини мають більше енергонавантаження та продуктивність. Однак, високі показники навантаження призводять до значного підвищення температури в середині млина. Тому вібраційні млини не використовуються для подрібнення матеріалів з низькими температурами деструкції.

Основні недоліки вібраційних млинів: швидке зношення мелючих тіл, низький строк служби підшипників, корпусу та опор, відносно низька продуктивність, підвищене шумовиділення.

Вальцові верстати. При виробництві борошна процес подрібнення зерна та проміжних продуктів є одним з головних, оскільки значною мірою впливає вихід та якість готової продукції. Подрібнення зерна – одна з найбільш енергоємних операцій. Технологічні прийоми та машини, що застосовуються для подрібнення, значною мірою визначають техніко-економічні показники борошномельного заводу. Існує широкий вибір конструкцій вальцевих верстатів, основною відмінністю, яких є кількість пар вальцових циліндрів. Вибір пневматичного вальцового верстата обумовлений необхідною якістю та кількістю борошна.

При виборі обладнання та загальної характеристики процесу подрібнення на вальцових верстатах вводиться нормативний показник середнього питомого навантаження, який визначають значенням добової продуктивності розмольного відділення борошномельного заводу до загальної довжини лінії, що меле.

На основні показники ефективності вальцового верстата впливають окружні швидкості вальців, стан поверхні, точність зазору та довжина вальців. Збільшення окружної швидкості вальців при постійному диференціалі значно підвищує продуктивність, дещо збільшує витрати енергії та практично не

впливає на гранулометричний склад подрібненого продукту. Окружна швидкість рифлених вальців становить 5,5–6,0 м/с, а вальців з мікрошорсткою поверхнею – 5,2–5,4 м/с.

Істотний вплив на продуктивність та характер подрібнення надає диференціал. При збільшенні диференціалу переважає руйнування частинок з допомогою деформації зсуву, при зменшенні – зростає роль деформації стискування.

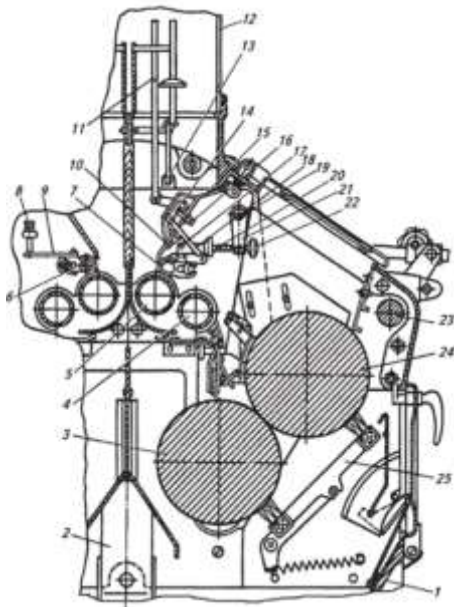
Великий вплив на якість і продуктивність вальцьового верстата має величина зазору та сталість його розміру по всій довжині вальців.

Правильну циліндричну форму вальців забезпечують при шліфуванні на спеціальних шліфувально-рифельних верстатах.

На якість подрібнення негативно впливає радіальне биття вальців, що може бути наслідком неправильної геометричної форми відхилень при запресовуванні півосей, дефектів лиття, що викликають дебаланс. Чим менше радіальне биття вальців, тим стабільніший робочий зазор, вища якість розмелювання, більша зносостійкість вальців. Тому технологія обробки вальців обов'язково включає динамічне балансування на спеціальному верстаті.

Важливою умовою виконання всіх послідовних технологічних етапів подрібнення зерна є забезпечення заданих параметрів рифленої мікрошорсткої поверхні вальців для кожної технологічної системи.

Вальцьовий верстат 3М2 (рис.1.47) з автоматичним регулюванням продуктивності призначений для подрібнення зерна та проміжних продуктів розмелювання на борошномельних заводах.



1 – станина; 2 – аспіраційний пристрій; 3 – повільний валець;
 4 – розподільний валик; 5 – дозуючий валик; 6, 13, 14, 21 – важелі; 7 – секторна заслінка; 8 – регулювальний гвинт; 9 – планка; 10 – пружина; 11 – датчик живильника; 12 – живильна труба; 15 – клапан; 16 – гвинт; 17 – тяга; 18 – серезки; 19 – вал; 20 – амортизаційна пружина; 22 – гвинт; 23 – ексцентриковий вал; 24 – швидкий валець; 25 – щітка

Рисунок 1.47 – Схема та загальний вигляд вальцевого верстата 3М2

Секція верстата складається з двох вальців, що мелють, які пов'язані між собою шестеренчастою передачею. Кожен з двох вальців і робочий барабан, виготовлений з нікель- хромистого чавуну, зовнішня поверхня якого відбілена. У станині вальці встановлюють на роликових підшипниках так, щоб між лінією, що з'єднує їх осі і горизонталлю був кут 45° .

Один з двох вальців здійснює обертальний рух (швидкий), інший (повільний). Крім обертального руху валець може переміщатися в напрямку, перпендикулярному осі. За допомогою такого переміщення забезпечуються регулювання зазору між вальцями, зближення (привал) та видалення (відвал), а також проходження між вальцями твердих сторонніх предметів без поломки деталей верстата та пошкодження вальців. Вальці очищаються щіткою.

Живильний двоваликовий механізм верстата служить для безперервної і рівномірної подачі продукту, що обробляється, по всій довжині подрібнювальних вальців з певною швидкістю, близькою до швидкості вальця, що поволі обертається. На розподільному валику 4 нарізані різноспрямовані (ліві та праві) гвинтові рифлі, а на дозуючому валику 5- поздовжні рифлі, кількість яких залежить від місця верстата в борошномельному процесі: на драних системах їх 35, на розмольних - 59.

Механізм регулювання живлення дозволяє автоматично змінювати кількість продукту, що подається дозуючим валиком в залежності від його надходження в живильну трубу.

Привально-відвальний механізм призначений для виконання наступних операцій: привал вальця, що повільно обертається при включенні верстата на робочий хід і відвал вальця при переході на холостий хід; регулювання паралельності вальців; регулювання ступеня подрібнення продукту шляхом плавної та точної зміни відстані між вальцями; зміна зазору між вальцями при попаданні поміж них твердих сторонніх предметів.

Тверді сторонні предмети проходять між вальцями завдяки короткочасному збільшенню зазору під час стиснення пружини амортизатора, встановленого під важелем рухомого вальця.

Включення грубого привалу вальців, обертання розподільного і дозуючого валиків, а також переміщення секторної заслінки виконуються автоматично при наповненні продуктом живильної труби. Зворотні процеси протікають також автоматично при припиненні надходження продукту. Продукти переробки збіжжя виводяться вниз.

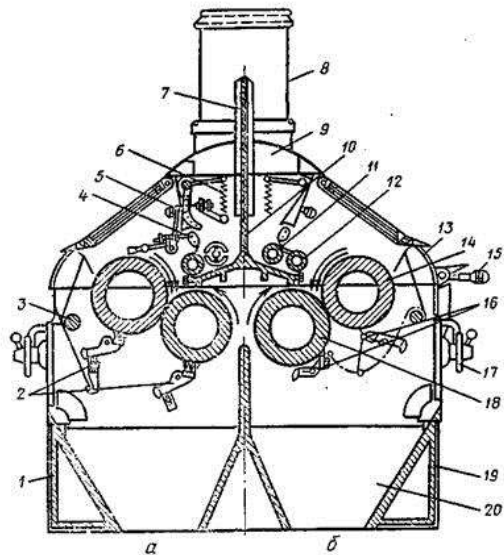
Технічна характеристика верстатів типу ЗМ2

Продуктивність, т/сут	60–100
Частота обертання вальців, що швидко обертаються, мін ⁻¹ :	
рифлених	490
гладких	390
Витрата повітря на аспірацію, м ³ /год	600
Потужність електродвигуна приводу	
вальців однієї половини, кВт.....	15,0–22,0
Габаритні розміри, мм	1800x470x1390
Маса, кг	2550–3350

Вальцові верстати А1-БЗН, А1-БЗ-2Н, А1-БЗ-3Н, призначені для подрібнення зерна та проміжних продуктів розмелювання пшениці. Застосовують у складі комплектного обладнання на борошномельних заводах із збільшеним виходом борошна високих сортів та встановлюють групами по чотири, п'ять машин із загальними капотами.

На рисунку 1.48 представлено загальний вигляд та схема вальцьового верстата типу А1-БЗН.

Основні конструктивні елементи верстата: станина (рис.1.48), вальці, що мелють які, розташовані під кутом 30 ° до горизонталі; приймально-живильний пристрій; механізм паралельного зближення вальців; механізм налаштування паралельності вальців, привід вальців і живлячих валків, система охолодження швидких вальців, системи пневмоелектронного управління механізмом привалу-відвалу повільного вальця і приводу живлячих валків.



- 1 – боковина; 2 – щітка;
 3 – ексцентричний пал; 4 – живильна заслінка; 5 – важіль; 6 – датчик; 7 – зонд емнісного сигналізатора; 8 – приймальний циліндр; 9 – горловина; 10 – верхня середня траверса; 11, 12 – живильні валики; 13 – верхня передня панель; 14, 18 – мелючі вальці; 15 – рукоятка ручного привалу; 16 – скребки; 17 – штурвал механізму регулювання паралельності вальців; 19 – нижня лицьова траверса; 20 – бункер

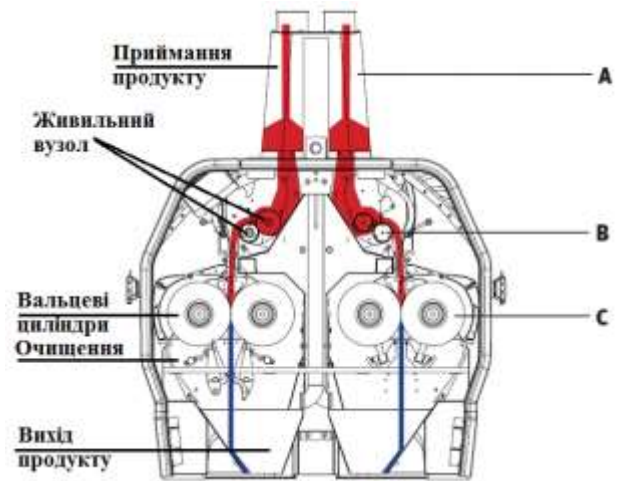


Рисунок 1.48 – Загальний вигляд та схема вальцьового верстата А1-БЗН

Для охолодження через консольну трубку подається вода в порожнистий швидкий валець.

Живильний механізм. Його призначення – безперервно і рівномірно подавати продукт в робочу зону по всій довжині вальців, що мають, забезпечувати можливість регулювання кількості продукту, Живильний механізм включає дозуючий і розподільний валики, гвинтовий конвеєр і розподільний валик або один дозуючий валик. Зазор між заслінкою і дозуючим валиком встановлюється залежно від кількості матеріалу, що надходить, автоматично або вручну так, щоб забезпечити подачу продукту по всій довжині мелючих вальців.

Механізм паралельного зближення вальців, призначений для регулювання зазору між ними та привалу-відвалу в межах 0,05...1,0 мм та для попередження стирання їх рифленої поверхні. Привал і відвал вальця, що повільно обертається, проводиться автоматично в залежності від наявності або відсутності продукту в приймальній трубі вальцьового верстата Грубий привал вальців здійснюють вручну.

Вальцьові верстати А1-БЗН, А1-БЗ-2Н та А1-БЗ-3Н випускають з різним налаштуванням на конкретний режим роботи. Встановлюють вальці з рифлями, які відрізняються: за профілем, за щільністю нарізки, нахилом. Крім того, виконання вальцьових верстатів відрізняється пристроями подачі зерна, що враховує його особливості, потужністю електродвигунів, типом очисників.

Найбільш навантажений електродвигун вальцьового верстата для першої драної системи. Його потужність 18,5 кВт. На наступних системах потужність електродвигунів зменшується відповідно до зменшення кількості подрібнюваного продукту. У процесі розмелювання до робочої поверхні вальців прилипають подрібнені частини зерна. Для очищення рифлених вальців всіх систем, крім I та II драних та 12-ї розмольної, встановлені щітки 30 з полімерного матеріалу. Мікрошорсткі вальці та вальці 12-ї розмольної системи очищаються ножами. Зазор між вальцями та ножами не повинен перевищувати 0,02 мм. Величину зазорів між приваленими вальцями перевіряють на відстані 50–70 мм від їх торців (величина зазору повинна становити для I драної системи, мм: 0,8–1,0; для II драної – 0,6–0,8 для драної великої – 0,4–0,6; для драної дрібної – 0,2–0,4; вальців – 0,05). Зазори між заслінкою та дозуючим валиком повинні бути на драних системах не більше 0,35 мм, на розмельних – не більше 0,15 мм.

Типи виконання вальцьових верстатів включають наступні змінні параметри:

- призначення половин верстата для певної технологічної системи;
- характер робочої поверхні вальців (параметри рифлення або мікрошорсткості);

- відношення окружних швидкостей вальців - диференціал (2,5 або 1,25);
- спосіб очищення вальців (ніж, щітки);
- варіанти пристрою механізму подачі вихідного продукту (тип валкової плоскоремінної передачі);
- потужність електродвигуна кожної половини верстата;
- діаметри приводних шківів (150 та 132 мм);
- варіант установки електродвигуна (на перекритті або під ним);
- спосіб капотування вальцьових верстатів (груповий, індивідуальний).

Налаштування та оперативне регулювання режиму розмелювання кожної половини верстата під навантаженням зводиться в основному до регулювання системи живлення та робочого зазору між вальцями, Відповідно до розподілу навантажень по технологічних системах встановлюють мінімальну величину зазору живлення між заслінкою і дозуючим валком: на драних системах – 0,35 мм, на розмольних – 0,15 мм...

Відмінні риси вальцьових верстатів типу А1-БЗН від раніше випущених моделей такі:

- виготовлення пустотілих вальців знижує металоємність верстатів;
- наявність водяного охолодження швидких вальців створює стабільний тепловий режим у зоні подрібнення, що сприятливо позначається на кількісно-якісних показниках процесу подрібнення;

застосування зносостійкого робочого шару вальців суттєво підвищують їхню довговічність: рифлених – до трьох років, гладких – до десяти років;

- автоматична система привалу-відвалу нижнього вальця зблокована із системою управління подачею вихідного продукту, що дозволяє дистанційно керувати верстатом, забезпечуючи стабільність та надійність його роботи;

– специфіка кожної технологічної системи максимально врахована у формах виконання вальцьових верстатів із великою кількістю змінних параметрів;

- наявність трьох моделей вальцьових верстатів: А1-БЗН, А1-БЗ-2Н та А1-БЗ-3Н – підвищує їхню універсальність і розширює область використання.

Технічна характеристика верстатів типу А1-БЗН

Продуктивність, т/добу.....	84
Витрата води на охолодження, м ³ /год,	не більше 0,3
Частота обертанняшвидких вальців, хв ⁻¹ :	
рифлених	420 – 460
гладких	395 – 415
Тиск стисненого повітря, МПа	0,5
Витрата повітря на аспірацію, м ³ /хв.....	не більше 10
Витрата повітря на пневмотранспорт для половини вальцевого верстата, м ³ /хв,	не більше 27
Потужність електродвигунів, кВт, для систем:	
І драною.....	18,5
II драною, 1-ї та 2-ї розмелених	15
III драною, 1-й та 2-й шліфувальних, 3, 4, 6, 8, 9, 10-ї розмельних	11
IV драної, 5...12-й розмелених	7,5
Габаритні розміри, мм не більше.....	1800x1700x1400
Маса, кг (без електроприводу, капотів та електроапаратури).....	2700

Плющильна установка А1-КПК (рис.1.49) призначена для плющення круп і зернобобових після їх варіння та підсушування.

Установка складається з станини 8, двох плющильних вальців 11, підшипникових вузлів 3 плющильних вальців, приводу вальців 2, міжвальцевої передачі, пристрої 5 подачі вихідного продукту, пристрої автоматичного регулювання подачі вихідного продукту, пристрою притиснення та розведення вальців 6, механізму налаштування вальців та пари очисників вальців 10, пристрою охолодження вальців, віброопор 4, огороження приводу 1, живильної труби 9, сигналізатора рівня вихідного продукту, системи управління притиснення і розведенням вальців, бункера 7 для збору плющеного продукту. Робочими органами установки є плющильні вальціПривід вальців виконаний двоступінчастим. Варіатор виготовлено із регульованим шківом.

Пристрій подачі вихідного продукту виконано у вигляді двох валиків, один з яких – з рухомою віссю обертання, інший – з нерухомою. Привід пристрою подачі вихідного продукту здійснено у вигляді клинопасової передачі

приводу вальців, і редуктора. Поверхня валиків має гвинтові поздовжні канавки. Автоматичне регулювання подачі вихідного продукту забезпечується зміною зазору між живильними валками. У початковому положенні (за відсутності продукту) валики підтискаються пружиною. Між рухомими корпусами вальців розміщені пружинні амортизатори, що забезпечують безпечний прохід між вальцями сторонніх тіл розміром до 5 мм.

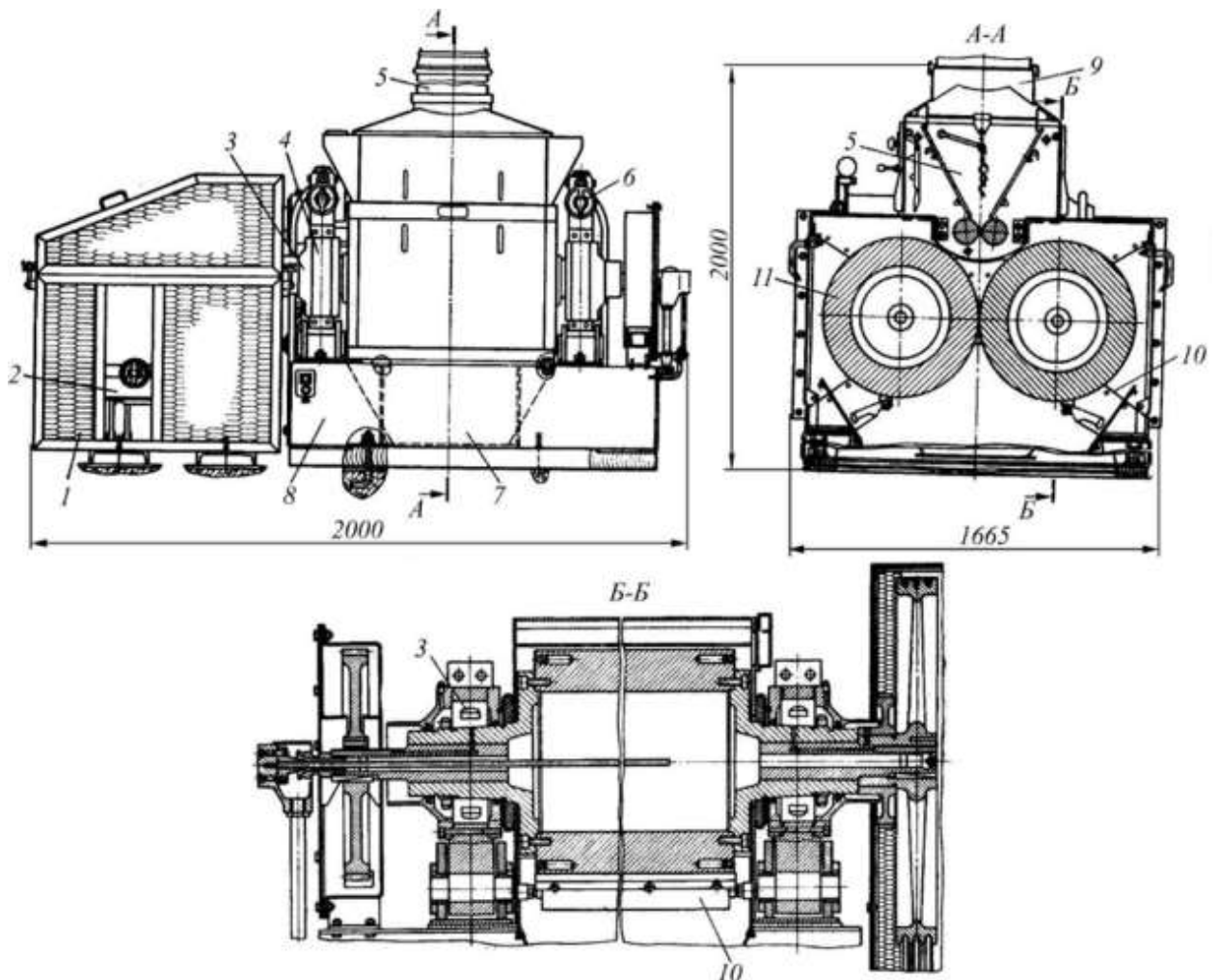


Рисунок 1.49 – Плющильна установка А1-КПК

Для очищення вальців від продукту, що налипає, застосовуються ножі з вуглецевої інструментальної сталі. Передбачено охолодження кожного з вальців водою.

Живильна труба виконується прозорою для зручності контролю над подачею вихідного продукту. Бункер для збору плющеного продукту

прикріплений гвинтами до поздовжніх балок станини та бокових стінок камери. Аспірація машини забезпечується виконанням у бокових стінках камери двох прямокутних отворів, що з'єднуються з трубопроводами системи аспірації цеху. Живильник своїми рифлями подає продукт на плющення між вальцями. Плющений продукт відводиться на подальшу обробку.

Технічна характеристика плющильної установки А1-КПК

Продуктивність, кг/год	1500
Товщина пластівців, мм.....	0,3...1,5
Розміри валків, мм:	
діаметр	490
довжина	800
Частота обертання, хв ⁻¹ :	
валків	161232
живильного валика	25
Потужність електродвигуна, кВт	18,5
Витрата води на охолодження, м ³ /год.....	0,6
Тиск оливи у гідроприводі вальця, МПа	10
Габаритні розміри, мм2000x1665x2000
Маса, кг	4500

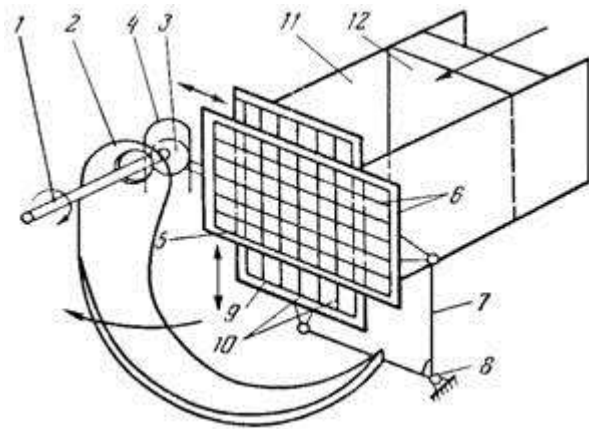
1.8.5 Обладнання для подрібнення м'яса та овочів

Шпигорізки. Для подрібнення м'яса промисловість випускає м'ясорізальні машини, подрібнювачі м'ясних блоків і спеціально налагоджені для такої операції шпигорізки. Середнє подрібнення здійснюють за допомогою вовчків і шпигорізок із спеціальним налагодженням робочих органів. Практично всі м'ясорізальні машини мають однакову технологічну схему різання м'яса, яке здійснюється в двох площинах щодо його руху – поперечній і поздовжній. Ці схеми в різних машинах виконано по-різному.

Залежно від розміщення живильника шпигорізки бувають горизонтальними і вертикальними; ножі в перших двох площинах розрізу можуть бути дискові або пластинчасті. На виході шпику встановлюють серповидні ножі з внутрішньою ріжучою кромкою. Пластинчасті ножі

вимагають встановлення живильного механізму, так як дискові забезпечують самовтягування шпику.

Робоча частина шпигорізок (рис.1.50) включає привідний вал з серповидним ножом і ексцентриковим кулаком, який розміщений в захваті вилки. Остання з'єднана з рамою, що несе плоскі ножі, а через кутовий важіль, що коливається навколо осі, що зв'язана з другою рамою, яка обладнана



1 – привідний вал; 2 – серповидний ніж; 3 – ексцентриковий кулак; 4 – вилка;
5, 9 – рама; 6 – плоскі ножі; 7 – кутовий ричаг; 8 – вісь; 10 – ножі; 11 – короб;
12 – штовхач.

Рисунок.1.50 – Схема робочого механізму шпигорізок

ножами. Ріжучий механізм встановлений в коробі, в якому переміщається штовхач, що одержує безперервний або пульсовий рух від механізму подачі. Два розміри нарізаних кусочків визначаються відстанню між плоскими ножами, встановленими в рамках; третій – величиною подачі на один оберт серповидного ножа.

Шпик, завантажений в короб, закритий зверху заслінкою, подається штовхачем у зону різання, де за допомогою двох рухомих у взаємоперпендикулярних площинах ножових рамок і серповидного ножа, подрібнюється на кубики.

Коли штовхач, проходить у крайнє положення до ножових рамок, спрацьовує блокування і штовхач автоматично повертається у вихідне положення.

Вовчки забезпечують попереднє подрібнення м'яса і м'ясопродуктів. Характеризуються високою продуктивністю, простотою виконання живильного і подрібнювального пристроїв, зручністю в обслуговуванні й експлуатації, надійністю в роботі, а також можливістю включення їх у потоково-технологічні лінії.

За конструкцією розрізняють такі вовчки (рисунок 1.51):

- без примусового подавання сировини в горизонтально розташований робочий циліндр;
- з механічним (примусовим) подаванням сировини в похило розташований робочий циліндр;
- з механічним подаванням сировини в горизонтально розташований робочий циліндр;
- з паралельним розташуванням живильного і робочого шнеків;
- з похилим розташуванням живильного і робочого шнеків;
- з перпендикулярним розташуванням живильного і робочого шнеків.

Вовчок (рис.1.52) складається із механізму подавання сировини, різального механізму, приводу і завантажувальної чаші.

До механізму подавання сировини і різального механізму входять робочий шнек, допоміжний шнек подавання сировини до робочого шнека і робочий циліндр із внутрішніми ребрами. Різальний механізм містить ножі, встановлені на хвостовику робочого шнека, ножові решітки і притискний пристрій.

М'ясо (за температури не нижче ніж 1°C) подається у завантажувальну чашу, звідки захоплюється допоміжним і робочим шнеками і спрямовується до різального механізму, де подрібнюється до заданого ступеня, що забезпечується установленням ножів і відповідних ножових решіток.

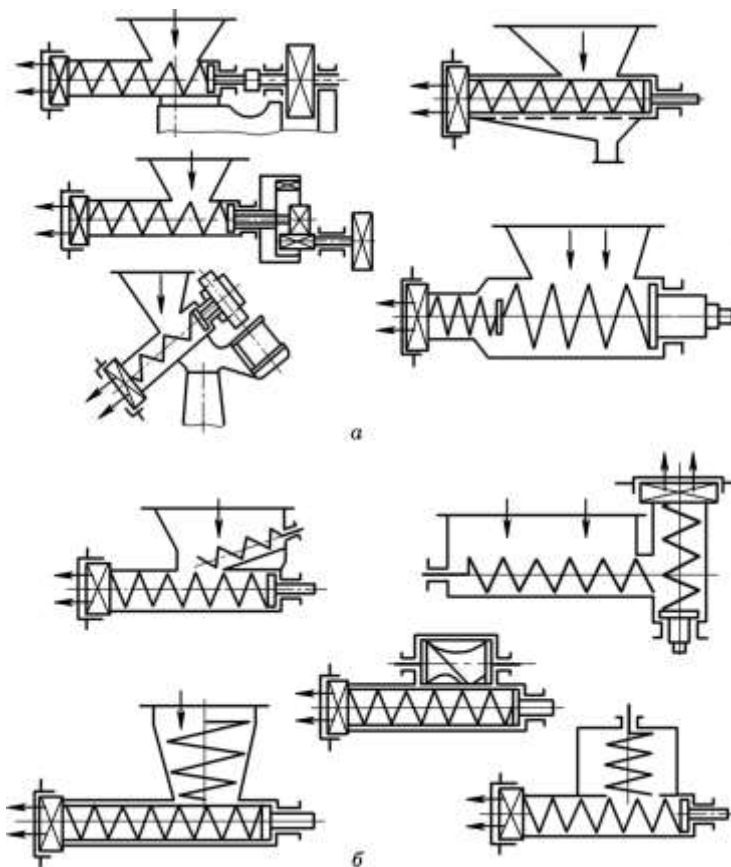
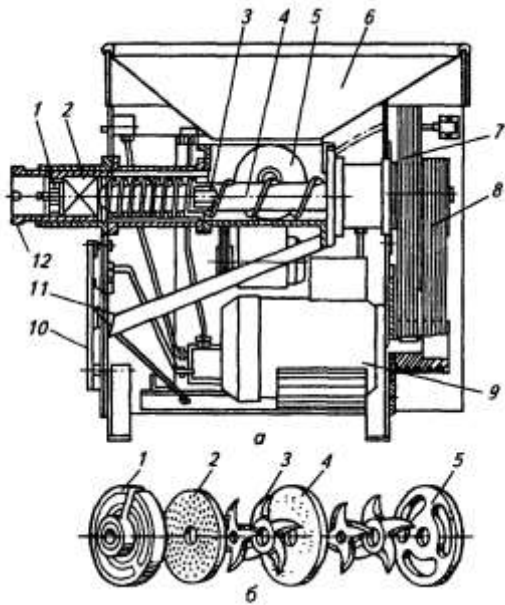


Рисунок 1.51 – Схеми вовчків: а) без примусового подавання сировини; б) з примусовим подаванням сировини

Механізм подрібнювання вовчка буває конічним, циліндричним і плоским. Найпоширенішим є плоский механізм. Це зумовлено не тільки зручністю і швидкістю обслуговування, а й можливістю виконання на ньому ступеневого подрібнювання, а також простотою виготовлення і надійністю роботи. Він передбачає послідовне чергування нерухомих решіток і обертових ножів.

Привід вовчка електромеханічний. За конструкцією він може бути загальним і роздільним для подавальних і різальних механізмів. Застосування роздільного приводу пов'язано із завданням різних режимів роботи за допомогою механізмів, що подають і ріжуть, у залежності від властивостей сировини, що подрібнюється.



а – схема вовчка: 1 – підпiрнi рeшiткi; 2- рiзальний механiзм; 3 –
 ножовий вал; 4 – робочий шнек; 5- допомiжний шнек; 6- бункер, 7-
 клинопасова передача робочого шнека; 8- клинопасова передача ножового вала;
 9- електродвигун; 10- площадка для санобробки; 11 – жолоб; 12 – трубчаста
 насадка; б – рiзальний механiзм: 1 – пiдпiрна рeшiткa; 2-вихiдна ножова
 рeшiткa; 3- ножi; 4- промiжна рeшiткa; 5 – приймальна рeшiткa

Рисунок 1.52 – Схема вовчка та загальний вигляд ряду типiв обладнання

За основну технiчну характеристику вовчка приймають дiаметр рeшiток.
 Найбiльше застосування для подрiбнення м'якої м'ясної сировини знайшли
 вовчки з дiаметрами рeшiток 82, 114, 120, 160 i 200 мм.

Живильний механiзм складається з бункера, шнекiв, цилiндра iз
 внутрiшнiми спеціальними ребрами i гайки-маховика iз трубчастою насадкою.

У рiзучий механiзм входять хрестоподiбнi двостороннi ножi i набiр
 ножових рeшiт (рис. 1.53).

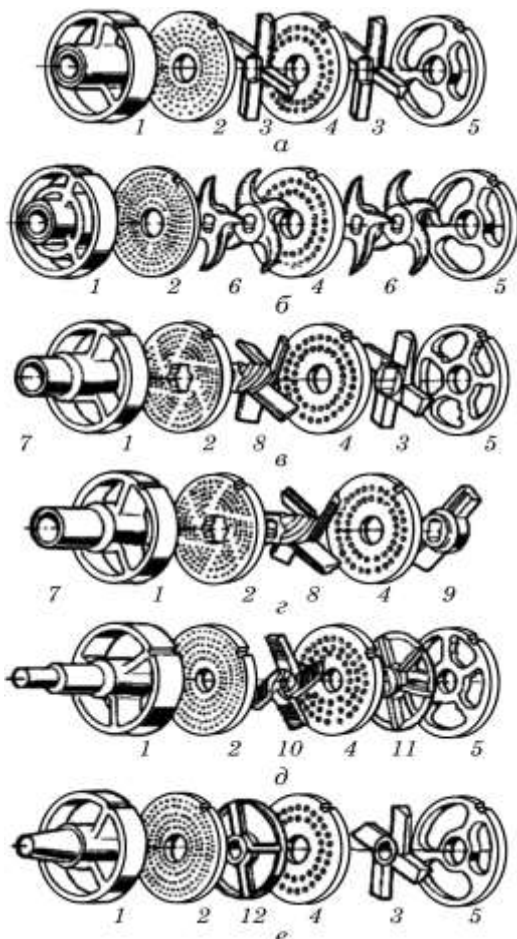
Ножi мають криволiнiйнi зуби, виконанi з двох частин. Вони мають мiж
 зубами прохiднi канали для продукту.

Частота обертання ножів ($8,3 \text{ c}^{-1}$) перевищує частоту обертання робочого шнека ($3,3 \text{ c}^{-1}$). Це досягається тим, що вал, який приводить в обертання ножі, проходить усередині робочого шнека і має самостійний привід. Робочий шнек у місці завантаження має западини для заповнення продуктом, а

завантажувальний бункер під шнеком – відтинаючі ребра. Ця конструкція забезпечує рівномірну і безупинну подачу продукту в робочу зону. Число спіральних ребер перевищує у два рази число ребер з боку завантажувального бункера, в результаті чого виключається повернення продукту в бункер. Привід складається з електродвигуна, циліндричного редуктора і клинопасової передачі.

В робочому режимі м'ясо в шматках масою до 0,5 кг подається у бункер, відкіля захоплюється робочим і допоміжним шнеками і спрямовується у зону ріжучого механізму. У ній сировина подрібнюється до заданого ступеня, що забезпечується шляхом установки ножів і ножових решіток з відповідними діаметрами отворів.

Технічну характеристику вовчків (без завантажувальних пристроїв) наведено в таблиці 1.18.



- а – К6-ФВЗП-200; б – К6-ФВП-160-2;
 в, г – фірми "Seydelmann" (Німеччина);
 д – фірми "Laska" (Венгрия); е – фірми
 "Kramer + Grebe" (Німеччина);
 1 – кільце-підпора; 2 – вихідна решітка; 3 –
 чотиризубий ніж із прямолінійними
 ріжучими кромками; 4 проміжна решітка;
 5– приймальна решітка;
 6 – чотиризубий ніж із криволінійними
 ріжучими кромками; 7 – трубчаста насадка;
 10, 12 – пиловочні чотиризубі ножі;
 9 – двозубий ніж; 11 – багатозубий ніж з
 обмежувачим кільцем

Рисунок 1.53 – Схеми ріжучих елементів вовчків

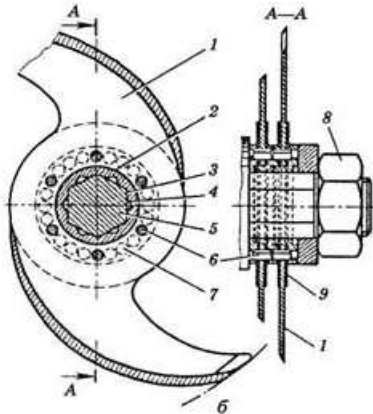
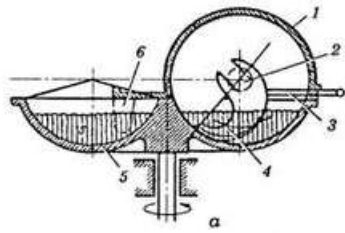
Таблиця 1.18 – Технічна характеристика вовчків

Марка	Продуктивність, кг/г	Діаметр решітки ріжучого механізму, мм	Потужність, кВт	Габаритні розміри, мм	Маса, кг
ЮМ-ФВП-82-2	400	82	5,0	1080x700x1300	820
К7-ФВП-114	1500	114	7,5	1080x880x1220	400
К6-ФВП-120	2500	120	12,5	1600x900x1600	800
221-ФВ-012	2500	120	12,5	1600x900x1600	800
К7-ФВ1П-130-2	3000	130	12,5	1175x1220x1595	800
ДИП-05	1500	114	1,03	1255x825x1260	550
Я2-ФЮЖ	1500	114	11	1254x775x1258	500
К6-ФВП-160-1	5000	160	32,2	1900x1000x1650	1200
Я3-ФВВ	1000	160	11	1520x902x1435	540
ВФ-160	5000	160	32,4	1380x1280x1710	1230
К7-ФВП-200	6500	200	32,2	1385x1270x1585	1100
ВЖ-200	6500	200	41,4	1490x1340x1920	1300
К6-ФВЗП-200	4500	200	18,5	1500x1200x1400	1200

Кутери призначені для тонкого подрібнення м'ясної м'якої сировини і перетворення її на однорідну гомогенну масу. До надходження в кутер сировину попередньо подрібнюють на вовчку, але окремі конструкції кутерів мають пристрої для подрібнення шматкової сировини. Кутери бувають періодичної і безперервної дії. М'ясна сировина в кутерах подрібнюється за допомогою швидкообертючих серпоподібних ножів, установлених на валу. Ножі занурюються з частотою до $0,3 \text{ с}^{-1}$ в чашу, що обертається. Подрібнювання відбувається у відкритих чи закритих чашах під вакуумом. Крім того, в кутерах поєднуються процеси подрібнювання і змішування.

Кутер періодичної дії зображено на рис. 1.54. Він складається з відкритої чаші, різального механізму, який містить привідний вал і серпоподібні ножі, із гребінки й кришки, що закриває робочу чашу кутера.

До кришки прикріплені скребки, що розташовуються по зовнішній і внутрішній частинах продукту, який міститься в чаші.



а – схема роботи: 1 – кришка; 2 – вал; 3 – гребінка; 4 – ніж, 5 – чаша; 6 – скребок; 6 – ножова головка кутера: 1 – ніж; 2 – посадочна частина; 3 – втулка; 4 – отвір; 5 – вал; 6 – штифт; 7 – отвір; 8 – гайка; 9 – диск

Рисунок 1.54 – Кутер періодичної дії

Вони спрямовують продукт під різальний механізм при обертанні чаші, який становить комплект серпоподібних ножів, закріплених у ножовій головці. У комплекті для кутерів періодичної дії має бути не менше ніж два ножі, вони обертаються з частотою до 100 с^{-1} і більше.

Ніж кутера може мати різальну кромку у вигляді прямої лінії із заточенням у вигляді клина, маловигнутої лінії або складної геометричної форми (ламана лінія). При існуючих формах заточення ножів перевага віддається асиметричному клину з кутом при вершині від 15 до 30° .

Чашу кутера завантажують або вручну, або завантажувальними пристроями. Подрібнений продукт вивантажують з кутерів періодичної дії в підлоговий візок. Відкидну кришку кутера відкривають і закривають спеціальними пристроями. У вакуумних кутерах кришка закриває чашу герметично, завдяки гумовій прокладці.

На малих підприємствах застосовують кутери з чашею від 15 до 125л., на великих – понад 125л.

Куттер Л5-ФКМ призначений для остаточного тонкого подрібнення м'яса та приготування фаршу при виробництві варено-копчених, напівкопчених, сирокочених, варених, ліверних ковбас, сосисок та сардельок. Допускається подрібнення охолодженого від -1 до +5 °С м'яса в шматках масою не більше 0,5 кг, а також блоків замороженого м'яса розмірами 190x190x75 мм за температури не нижче мінус 8 °С.

Технічна характеристика куттера Л5-ФКМ:

Маса, кг	2200
Потужність, кВт	38
Місткість, л	125
Коефіцієнт завантаження	0,6
Продуктивність, кг/год	1200
Кількість ножів у 1 комплекті	4, 6
Частота обертання ножового валу, об/хв	1500/3000
Частота обертання чаші, об/хв	9/14

Машина для обезголовлювання риб А8-ІТО лінійного типу безперервної дії (рис. 1.55) призначена для обробки риб тріскових видів з видаленням плечових кісток та грудних плавників. Основними вузлами машини є: станина 1, редуктор 2, ножова головка 3, транспортер 6, лоток завантаження 5, розвантажувальний лоток 7 і регулювальний пристрій 4.

Ножова головка 3 включає ножі, що обертаються, які встановлені під кутом 90° один до іншого.

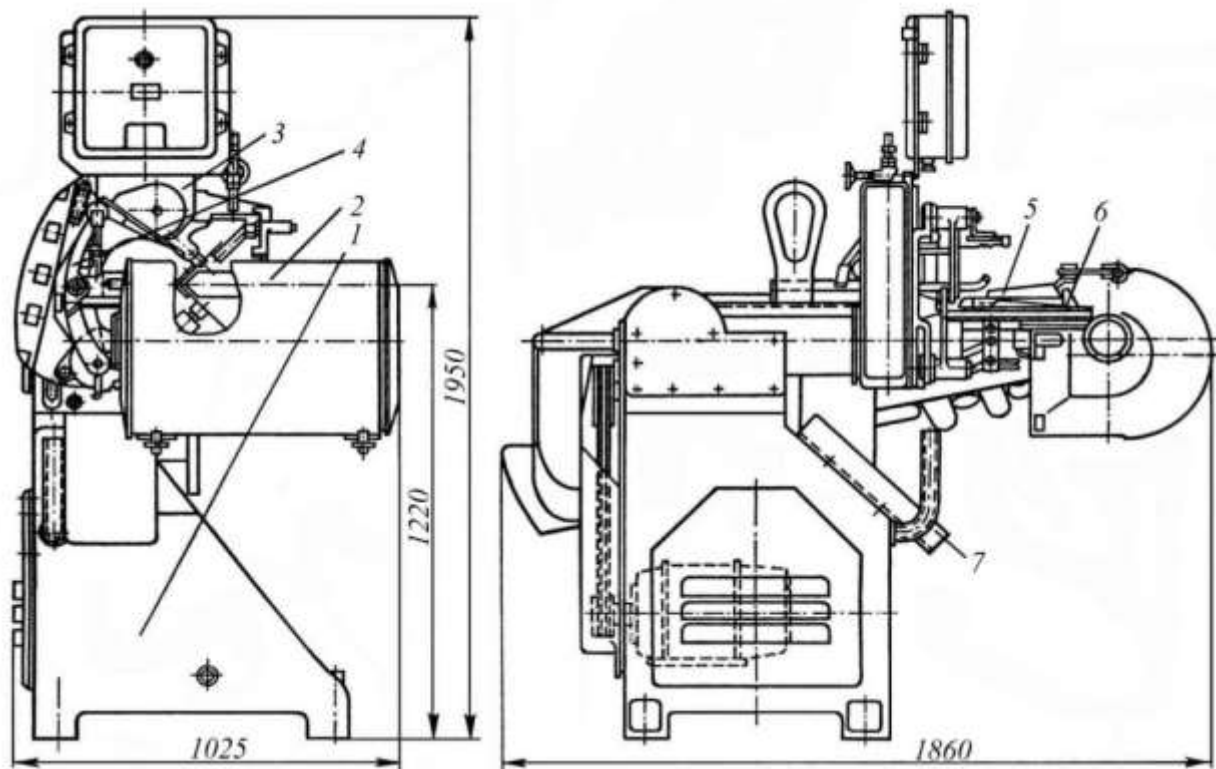


Рисунок 1.55 – Машина А8-ІТО для обезголовлювання тріскових риб

Транспортер 6 для подачі риби до ножової головки 3 має три рухомі паралельні потоки, два з яких транспортують лотки для риби, а на третьому закріплені пристрої для пересування голів до розвантажувального лотка.

Пристрій 4 забезпечує фіксацію риби в момент відрізання голови та орієнтації риби по відношенню до ножів.

Рибу вручну укладають у лоток транспортера черевцем уперед, головою вліво. Ножі відрізають голову безпосередньо за зябровими кришками. При цьому у голови відсікається шийна кістка. Під час відрізання голова упирається в заслінку, яка притискає голову до потиличної опори, що дозволяє зберегти м'ясо на потиличній частині. Відрізані голови падають, тушки прямують у лоток. Вихід продукції значною мірою залежить від правильного укладання риби у лотки транспортера.

Технічна характеристика голововідрізної машини А8-ІТО

Продуктивність, риб/хв:.....	48
Довжина оброблюваної риби, мм.....	300...700
Потужність електродвигуна, кВт.....	1,0
Габаритні розміри, мм.....	1880x1025x1950
Маса, кг.....	560

Бурякорізки призначені для подрібнення коренеплодів цукрових буряків у вигляді стружки. Таке подрібнення необхідне для ефективного вилучення сахарози дифузійним способом. Принцип дії бурякорізок заснований на відносному русі буряків та ножів.

Залежно від конструкції різальних пристроїв різальні машини поділяють на наступні групи:

– відцентрові (з нерухомими ріжучими пристроями), у яких ножові рами закріплені в пазах вертикального корпусу, а продукт притискається до ножів за рахунок відцентрової сили і заклинюючої дії лопастей ротора;

– дискові (з рухомими ріжучими пристроями), у яких ножі кріпляться до диска, що обертається, а продукт притискається до ножів спеціальними притискувачами та під дією власної маси;

– барабанні (з рухомими ріжучими пристроями), в яких ножові рами кріпляться в пазах стінки горизонтального барабана, що обертається, а продукт притискається до ножів спеціальними пристроями;

– комбіновані, в яких є дві та більше груп ножів, причому одна група ножів здійснює обертальний рух, а інша, як правило, нерухома і знаходиться у перпендикулярній площині.

Найбільш поширеними у промисловості є відцентрові бурякорізальні машини. В них рами з ножами закріплені в пазах вертикально встановленого корпусу. Буряк, що надходить у бурякорізку, переміщується щодо ножів за допомогою ротора і притискається до ножів за допомогою відцентрової сили та заклинюючої дії лопастей.

Відцентрові бурякорізки дозволяють замінювати ножі на ходу, регулювати продуктивність шляхом зміни частоти обертання ротора, або кількістю працюючих ножів, контролювати якість стружки від кожного ножа. Недоліком їх є досить складна конструкція, підвищений вміст браку у стружці та надмірне споживання електроенергії.

Відцентрова бурякорізка СЦБ-16М (рис. 1.56) складається з циліндричного корпусу 2, ротора 3, приводу 8, верхнього 5, нижнього 4 кожухів, бункера завантаження 1, ножових рам 6, лебідки 7 і гідравлічного шибера. Трилопатевий ротор 3 встановлений на вертикальному валу, який з'єднано із приводом.

Завантаження бурякорізки проводиться через бункер. У корпусі бурякорізки буряк захоплюється ротором і під дією відцентрової сили притискається до ріжучої кромки ножів, ковзаючи по яких поступово перетворюється на стружку.

Готова стружка через отвори ножових рам випадає у простір між корпусом бурякорізки та кожухом і потім через отвір нижнього корпусу надходить на подальшу переробку.

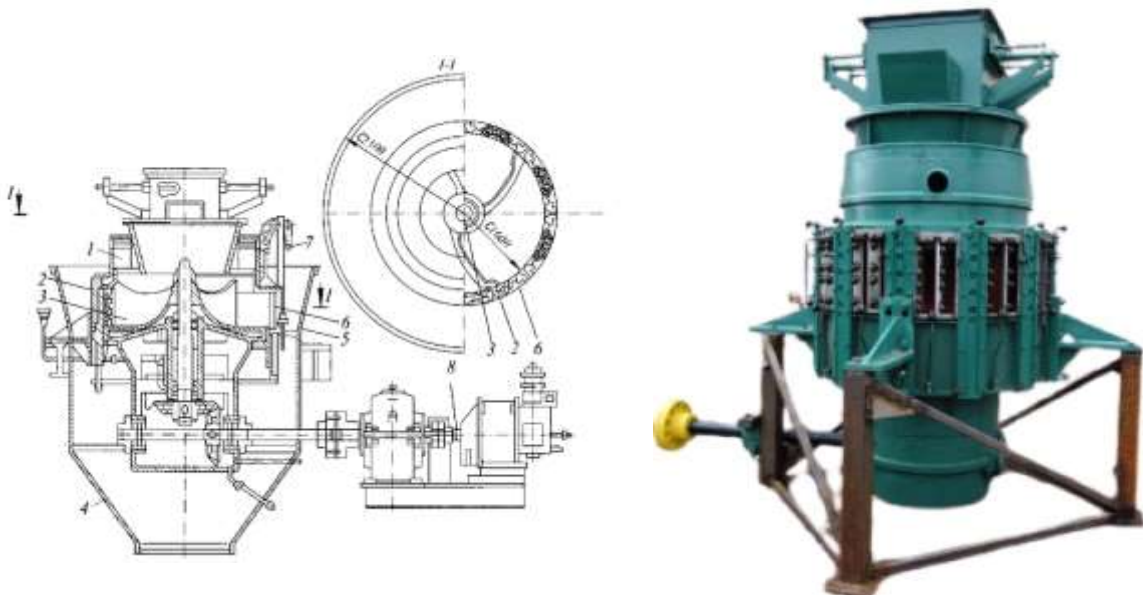


Рисунок 1.56 – Відцентрова бурякорізка СЦБ-16М

Технічна характеристика відцентрової та дискової бурякорізок наведено в табл. 1.19.

Таблиця 1.19 – Технічна характеристика бурякорізок

Показники	Відцентрова СЦБ-16М	Дискова з верхнім приводом
Продуктивність, т/добу:		до 2000
при жолобчастій стружці	2100	-
при пластинчастій стружці	1500	-
Кількість ножових рам	16	26
Швидкість різання, м/с	6,0...9,5	8,0
Частота обертання ротора чи диска, с ⁻¹	7,1...11,4	0,7...1,1
Діаметр корпусу, мм	1600	2200
Потужність електродвигуна, кВт	100	35
Габаритні розміри, мм	5650x2440x3000	3863x2810x1985
Маса, кг	11400	-

Машина для подрібнення коренеплодів А9-КРВ «Ритм» (рис. 1.57) призначена для подрібнення різних видів коренеплодів на кубики, стовпчики та кухлі.

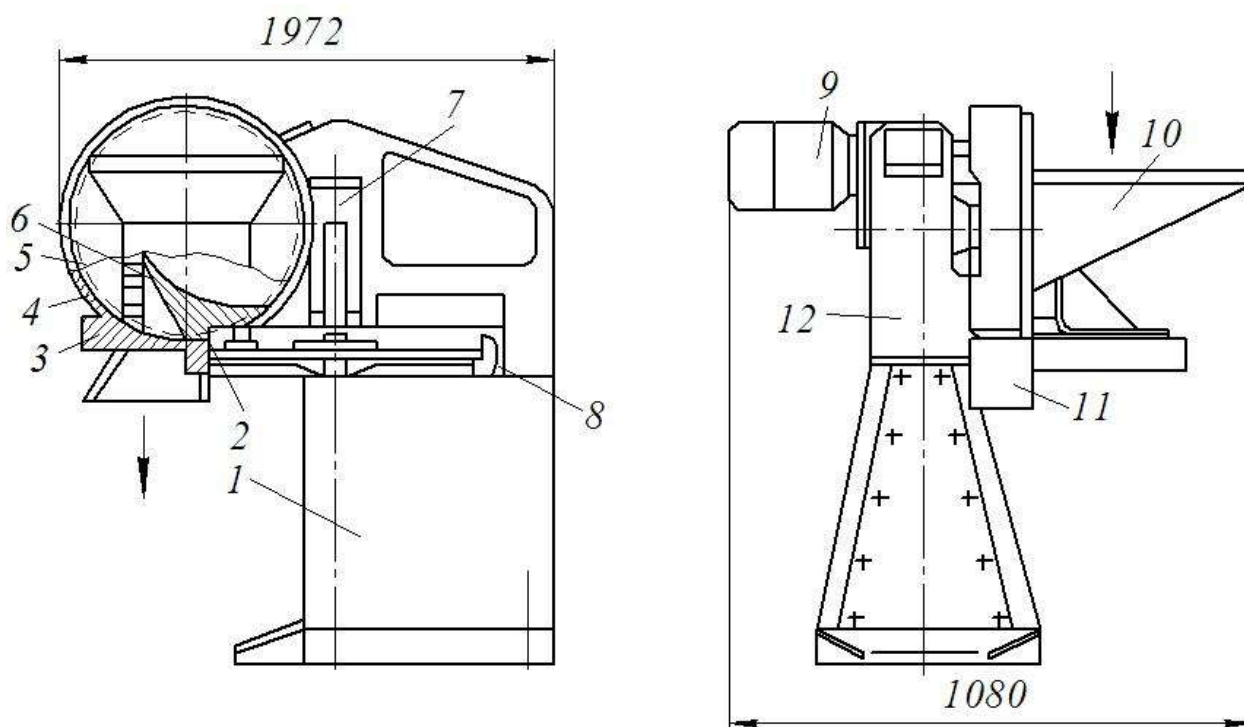


Рисунок 1.57 – Машина А9-КРВ "Ритм"

Машина має станину 1, на якій змонтовані фланцевий електродвигун 9 з редуктором 12, живильник 4, кутова приставка 7. Усередині живильника 4 обертається барабан 5, що складається з двох дисків з трьома лопатями 6 між ними. Барабан 5 з'єднаний з тихохідним валом редуктора 12. З торця до живильника кріпиться завантажувальний бункер 10, а в його нижній частині встановлені нерухомий плоский ніж 3, змінна гребінка 2 ножів поздовжнього зрізу і розвантажувальний лоток 11.

На вихідній частині першого ступеня редуктора 12 знаходиться кутова приставка 7, на вертикальний вал якої насаджений горизонтальний диск 8 із закріпленими на ньому ножами поперечного зрізу.

Сировина з бункера 10 потрапляє в барабан 5, відцентровою силою відкидається до стінки живильника 4 і лопатями 6 зміщується вниз, до гребінчастих ножів 2. Гребінчасті ножі надрізають продукт в поздовжньому напрямку на глибину, рівну висоті ножа. На ту ж глибину, але в поперечному напрямку продукт надрізається ножами, що знаходяться на диску 8, що обертається. Утворений шар продукту зрізається нерухомим плоским ножем 3, і зрізані кубики падають в розвантажувальний лоток 11.

При різанні продукту на стовпчики знімають кутову приставку 7, а при різанні продукту на кружки знімають ще й змінний гребінець 2 з ножами поздовжнього зрізу.

Шинкувальна машина МШ-10000 (рис.1.58) призначена в основному для шинкування капусти, але може використовуватися і для різання коренеплодів.

Машина складається із змонтованої на колесах зварної рами 8, у верхній частині якої встановлений корпус шинковки 4 з двома равликоподібними, відкритими знизу розтрубами і з насадженим на вертикальний вал горизонтальним ножовим диском 5. У нижній частині рами 8 знаходиться електродвигун 9, який приводить через ремінні передачі 13 і 15 в рух ножовий диск 5 і стрічковий транспортер 7.

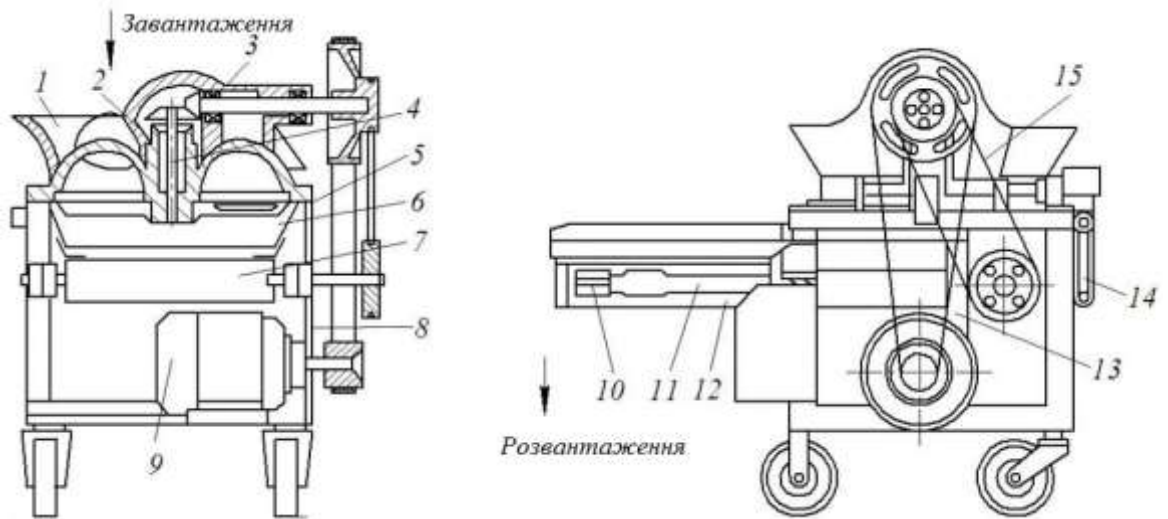


Рисунок 1.58 – Шинкувальна машина МШ-10000

Натяжний барабан 10 транспортера 7 і натяжний пристрій 11 розміщені на двох напрямних кронштейнах 12. Ножовий диск 5, насаджений на вертикальний вал 2, пов'язаний конічною зубчастою передачею з горизонтальним валом 3. Знизу під шатківником укріплений приймальний бункер 6 з лотком, призначений для подачі нарізаної сировини на стрічковий транспортер 7. Сировина подається в машину через бункер 1, приймальні розтруби корпусу шатківниці, за допомогою ножового диска 5, зтягується всередину розтрубів і заклинюється між диском і внутрішньою стінкою розтруба. При подальшому обертанні диска ножі 5 послідовно зрізають шар продукту, який проходить під диск через прорізи, зроблені перед кожним з одинадцяти ножів, і потрапляє на стрічку транспортера. Технічна характеристика різальної машини представлено у табл. 1.20.

Дробарка для подрібнення плодів ВДР-5. Складається (рис. 1.59) з ротора, бункера 7, камери подрібнення та дек з механізмом регулювання. Ротор складається з маточини, на якій кріпляться два диски 2 і 6 з ножами для грубого і дрібного подрібнення, і лопаті. Камера подрібнення включає в себе корпус і кришку. До корпусу кріпиться бункер, вивантажувальний рукав 5, фланцевий електродвигун 9 і зварна станина 10.

Таблиця 1.20 – Технічна характеристика різальних машин

Показники	А9-КРВ "Ритм"	МШ-10000
Продуктивність залежно від виду сировини та розмірів продукту, що нарізають, кг/год	до 2000	до 10000
Розміри кубиків, що нарізаються, мм	10x10x10	7x7x7 Стружка завдовжки не менше 5 мм
Частота обертання ножового диска, хв ⁻¹ , при різанні на кубики розміром:		
10x10x10	455	210
7x7x7	655	210
Потужність електродвигуна, кВт	1,5	4,0
Швидкість руху стрічки транспортера, м/с	2,08	-
Габаритні розміри, мм	1080x1972x1505	1600x1020x1500
Маса, кг	380	500

У бункер завантажуються плоди, які падають на верхній диск 2, що обертається. Два ножі, закріплені на цьому диску, роблять грубе подрібнення. Попередньо подрібнена маса падає на нижній диск 6, який своїми внутрішніми лопатями притискає її до рухомої деки та остаточно подрібнює ножами. Подрібнена маса під дією відцентрової сили та зовнішніх лопатей видаляється через вивантажувальний рукав. Ступінь подрібнення продукту регулюється зміною площі щілин дек шляхом повороту рухомої деки відносно нерухомої. Технічна характеристика дробарки ВДР-5 наведена нижче (табл. 1.21).

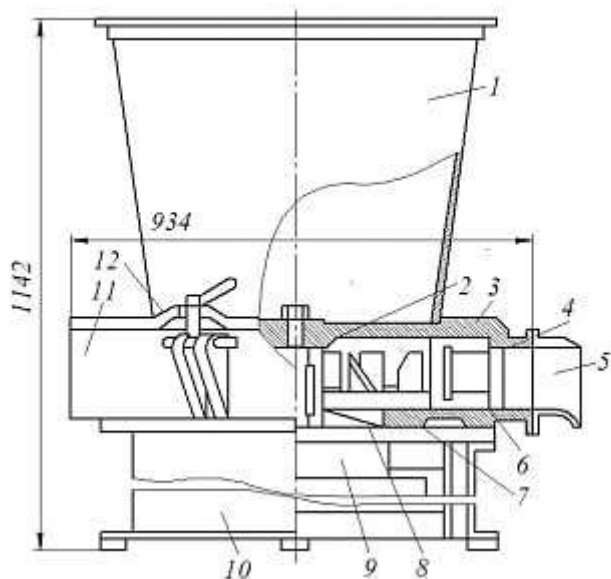


Рисунок 1.59 – Дробарка ВДР-5

Таблиця 1.21 – Технічна характеристика дробарок

Показники	А1-КДО	А1-КДП	ВДР-5
Продуктивність, кг/год	500	500	5000
Частота обертання ротора, с ⁻¹	25	48,6	150,7
Потужність електродвигуна, кВт	22,5	7,5	10,0
Габаритні розміри, мм	2200x1300x1260	655x940x1340	934x644x1142
Маса, кг	1200	450	250

Перцемолка Я4-ФБЦ (рис. 1.60) призначена для подрібнення спецій (перцю). Вона складається з бункера 1, механізму дозування 2, корпусу 3, ємності для збору подрібненого перцю 11, електродвигуна 12, кожуха і рами.

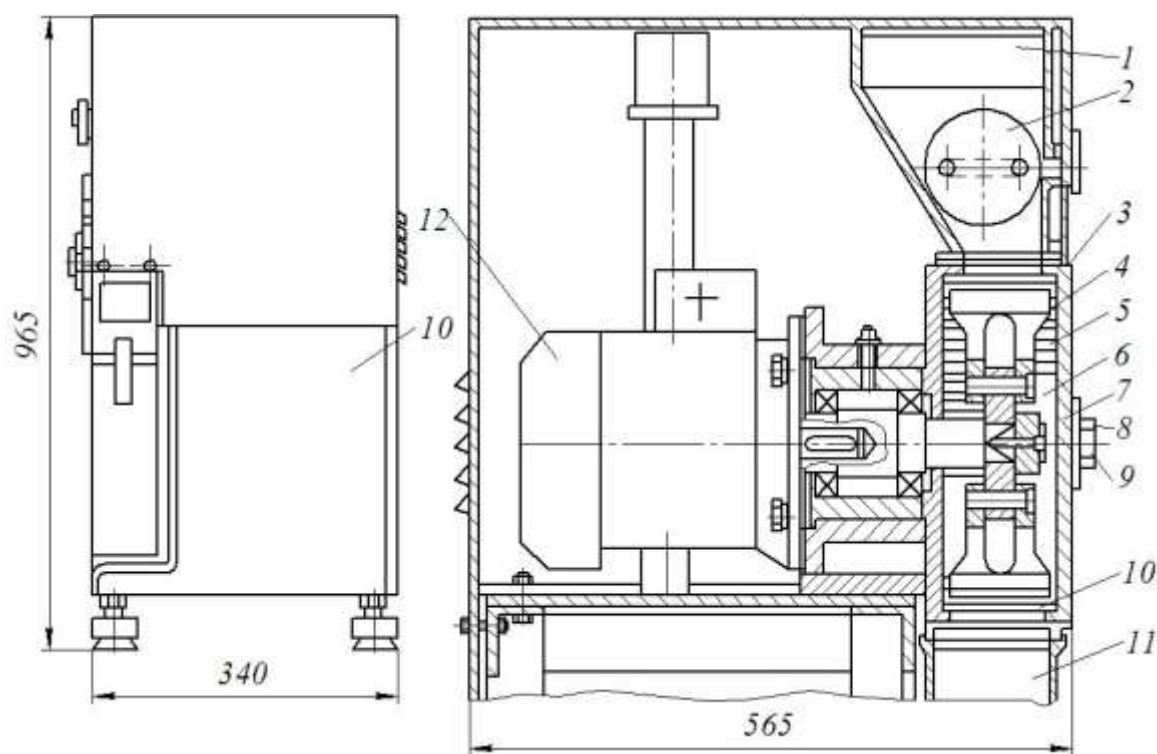


Рисунок 1.60 – Перцемолка Я4-ФБЦ

Перець дробиться і відкидається до внутрішньої поверхні дек 5, які сприяють його швидкому подрібненню. Частина роздробленого перцю, відлітаючи від дек, знову потрапляє в робочу зону помелу, де під ударами молотків 4 додатково подрібнюється. Частина перцю, що опинилася поза зоною активного помелу, захоплюється потоком повітря, створеним крильчаткою 6, отримує додаткове прискорення і знову потрапляє в активну зону. Отримана

фракція просівається крізь сито 10 і через вивантажувальний отвір у корпусі надходить у ємність. Кришка 7 забезпечує швидкий доступ до робочої зони при її обслуговуванні та ремонті. Заслінка 8 кріпиться на кришці 7 за допомогою гвинта 9.

Технічна характеристика подрібнювача спецій Я4-ФБЦ

Продуктивність, кг/ч.....	60...70
Встановлена потужність, кВт.....	1,5
Габаритні розміри, мм.....	565x340x965
Маса, кг.....	132

Контрольні питання до розділу 1

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. Шокові дробарки. Типи. Конструкції. Принцип дії. Галузь застосування. Переваги та недоліки.
8. Розрахунок основних параметрів шокових 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. Двоторний ударно-відцентровий млин. Конструкція. Принцип дії.

40. Вібраційні млини. Конструкції. Принцип дії. Галузь застосування.

Переваги та недоліки.

41. . Які засоби подрібнення харчових середовищ Ви знаєте?

42. Якою є класифікація видів дроблення матеріалів залежно від ступеня подрібнення?

43. Що називається ступенем подрібнення?

44. Під дією яких сил здійснюється подрібнення?

45. На що витрачається робота, яка витрачається на дроблення матеріалу?

46. Як класифікуються подрібнювальні машини? Яка коротка характеристика кожного типу машини?

47. У яких галузях харчової промисловості використовуються дробарки?

48. Які види напружень виникають у молотковій дробарці у процесі подрібнення?

49. Яка основна умова для усунення передачі ударних імпульсів від молотків на вал та підшипники дробарки?

50. Як у молоткових дробарках регулюється ступінь подрібнення матеріалу?

51. Яке значення та влаштування системи охолодження вальців?

52. Якими є основні параметри поверхні вальців?

53. Як очищується поверхня вальців у процесі роботи?

54. Як регулюються параметри процесу у плющильній установці?

55. В яких технологічних процесах використовуються вальцьові верстати?

56. Якими конструктивними відмінностями характеризуються різні типи вальцьових верстатів?

57. Що впливає на ефективність вальцьових верстатів?
58. Які змінні параметри необхідно враховувати залежно від призначення вальцьових верстатів?
59. Призначення і конструктивні характеристики шпигорізок?
60. Як конструктивно розрізняються вовчки?
61. Для чого призначенні кутери?
62. Принцип роботи машини для обезголовлювання риб?
63. Принцип дії та призначення бурякорізок?
64. За якими конструктивними ознаками поділяються бурякорізки?
65. Принцип роботи машини для подрібнення коренеплодів?
66. Призначення шинкувальної машини?
67. Принцип дії дробарки для переробки плодів?
68. Призначення та принцип дії перцемолки?

Тести для самоконтролю до розділу I

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) степінню подрібнення;
- б) степінню поглинання;
- в) степінню 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) степінню подрібнення;
- в) проходом.

6. Частка маси матеріалу, яка залишилась на ситі з певним розміром вічок, від загальної маси, що просіюється, називається:

- а) проходом;
- б) степінню 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 згинаючих 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 Ритингера корисна робота подрібнення витрачається на утворення нових:

- а) часток ;
- б) поверхонь;
- в) розмірів.

11. Теорія подрібнення, згідно з якою робота порібнення пропорційна величині утворенної поверхні, називається:

- а) об'ємною теорією Кирпичова-Кика;
- б) поверхневою теорією Ритингера;
- 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 порібнення пропорційна зміненню об'єму часток, називається:

- а) теорією Ребіндера;
- б) поверхневою теорією Ритингера;
- 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 степінь подрібнення матеріалу знаходиться в межах:

- а) 2-50;
- б) 50-100;
- в) більше 100.

16. При помелі степінь 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 щокочових дробарках відбувається:

- а) крупне здібнення;
- б) тонкий помел;
- в) надтонкий помел.

20. В зубовалкових дробарках відбувається:

- а) тонкий помел;
- б) крупне здібнення;
- в) надтонкий помел.

21. В валкових дробарках відбувається:

- а) крупне здібнення;
- б) мілке здібнення;
- в) надтонкий помел.

22. В барабанних млинах відбувається:

- а) крупне здібнення;
- б) середнє здібнення;
- в) надтонкий помел.

23. В вібраційних млинах відбувається:

- а) середнє здібнення;
- б) крупне здібнення;
- в) надтонкий помел.

24. В конусних дробарках реалізується спосіб подрібнення:

- а) удар;
- б) різання;
- в) розколювання.

25. В роликоч-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. Щоківі 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;
- б) ударної дії;
- в) стираюче-роздавлюючої.

Приклади до розділу 1

Приклад 1.1

Середній розмір вихідного матеріалу $d_n=200$ мм. Розмір часток після подрібнення не повинен перевищувати $d_k=4$ мм. Визначити необхідну кількість подрібнювачів, якщо лінійна степінь подрібнення в кожному $i=3$.

Розв'язок.

Визначимо загальну степінь 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

$$n = \frac{\lg i_{\text{заг}}}{\lg i} = \frac{\lg 50}{\lg 3} = 2,82$$

Приймаємо необхідну кількість подрібнювачів $n=3$.

Приклад 1.2

Визначити розмір часток вихідного матеріалу. Якщо лінійна степінь подрібнення однієї дробарки $i=3,5$. Кількість послідовно з'єднаних дробарок $n=4$. Розмір часток продукту $d_k=2$ мм.

Розв'язок.

Визначимо загальну степінь 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 1.3

Визначити кут захвату і число коливань рухомої щоки шокової дробарки при максимальній продуктивності, якщо коефіцієнт тертя матеріалу по сталі $f=0,2$, а довжина ходу щоки $S=30$ мм.

Розв'язок.

Кут захвату матеріалу згідно з формулою (1.35):

$$\alpha = 2\varphi$$

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 щоки при максимальній продуктивності визначимо за формулою (1.37):

$$n = 66,5 \sqrt{\frac{\operatorname{tg} \alpha}{s}} = 66,5 \sqrt{\frac{\operatorname{tg} 22,6}{30 \cdot 10^{-3}}} = 248 \text{об} / \text{хв}$$

Приклад 1.4

Визначити необхідне число щоківих дробарок при здрібненні кускового матеріалу 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 паці дробарки $B=400$ мм, хід рухомої щоки $S=35$ мм.

Розв'язок.

Визначимо число коливань рухомої щоки при максимальній продуктивності за формулою (1.37), приймаючи кут захвату $\alpha=22^\circ$:

$$n = 66,5 \sqrt{\frac{\operatorname{tg} 22^\circ}{35 \cdot 10^{-3}}} = 226 \text{об} / \text{хв}$$

Масову продуктивність однієї дробарки визначимо за формулою (1.41):

$$G_1 = \frac{0,06 \cdot n \cdot \mu \cdot B \cdot S \cdot d_e \cdot \rho}{\operatorname{tg} \alpha} = \frac{0,06 \cdot 226 \cdot 0,4 \cdot 400 \cdot 10^{-3} \cdot 35 \cdot 10^{-3} \cdot 50 \cdot 10^{-3} \cdot 2500}{\operatorname{tg} 22^\circ} = 23,5 \text{ кг / год}$$

Необхідне число дробарок:

$$n = \frac{G}{G_1} = \frac{60}{23,5} = 2,6$$

Приймаємо $n=3$.

Приклад 1.5

Визначити середнє значення степені подрібнення в щоківій дробарці при продуктивності $Q=25 \text{ м}^3/\text{год}$. Розміри часток вихідного матеріалу $d_n=13 \div 16 \text{ см}$. Число коливань рухомої щоки $n=190 \text{ об/хв.}$, хід щоки $S=30 \text{ мм}$, довжина пащі $B=1200 \text{ мм}$.

Розв'язок.

Користуючись формулою (1.39) та враховуючи формулу (1.40), 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:

$$d_{n.сep.} = \frac{130 + 160}{2} = 145 \text{ мм}$$

Середня степінь подрібнення:

$$i = \frac{d_{n.сep.}}{d_k} = \frac{145}{44,3} = 3,3$$

Приклад 1.6

Визначити діаметр валків зубовалкової дробарки, якщо відстань між валками $e=5 \text{ мм}$. Степінь подрібнення $i=4,8$. Прийняти коефіцієнт тертя матеріалу по сталі $f=0,25$.

Розв'язок.

Кут захвату зубовалкової дробарки згідно з формулою (1.54):

$$\alpha = 2\arctg f = 2\arctg 0,25 = 28,1^\circ$$

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 (1.55):

$$D_a = \frac{d_n \cdot \cos \alpha / 2}{1 - \cos \alpha / 2} = \frac{24 \cos 28,1 / 2}{1 - \cos 28,1 / 2} = 77,8 \text{ мм}$$

Приклад 1.7

Визначити найбільший розмір часток вихідного матеріалу, який подрібнюється в ролико-кільцевому млині. Діаметр розмельного кільця $D=800$ мм, діаметр роликів $d=200$ мм, коефіцієнт тертя матеріалу по сталі $f=0,4$.

Розв'язок.

Визначимо кут захвату в ролико-кільцевому млині:

$$\alpha = 2\arctg f = 2\arctg 0,4 = 44^\circ$$

Користуючись формулою (1.64), визначимо

$$\text{tg}^2 \alpha / 2 = \text{tg}^2 22 = 0,16$$

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 $r=23,1$ мм.

Тобто найбільший розмір часток вихідного матеріалу $d_n=2r=2\cdot 23,1=46,2$ мм.

Приклад 1.8

Визначити масову продуктивність та витрату енергії на подрібнення матеріалу від $d_n=19$ мм до $d_k=200$ мкм в барабанному млині. Розміри барабану 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 (1.76).

Об'єм барабанного млина:

$$V = \frac{\pi \cdot d^2}{4} \cdot L = \frac{3,14 \cdot 1,15^2}{4} \cdot 3 = 5,3 \text{ м}^3$$

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 (1.77):

$$N = 6,1 \cdot m_{\phi} \cdot \sqrt{D}$$

Приймаючи коефіцієнт заповнення $\phi=0,4$, маса шарів:

$$m_{ш} = \phi \cdot V \cdot \rho_{ш} = 0,4 \cdot 5,3 \cdot 4000 = 8480 \text{ кг}$$

Приклад 1.9

Визначити число обертів валків валкової дробарки при здрібненні матеріалу 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 (1.58):

$$n = \frac{G}{0,06 \cdot \pi \cdot D_g \cdot B \cdot d_k \cdot \mu \cdot \rho}$$

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 $\rho = 2700 \text{ кг/м}^3$ [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 (1.56):

$$n_{cp} = 616 \sqrt{\frac{0,2}{2700 \cdot 25 \cdot 10^{-3} \cdot 0,5}} = 47 \text{ об/хв}$$

Умова $n < n_{cp}$ виконується.

Контрольні задачі до розділу 1

Задачі 1.1-3

Середній розмір вихідного матеріалу d_n , мм. Розмір часток після подрібнення не повинен перевищувати d_k , мм. Визначити необхідну кількість подрібнювачів, якщо лінійна степінь 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 1.4-6

Визначити розмір часток вихідного матеріалу. Якщо лінійна степінь 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 1.7-9.

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 1.10-12

Визначити необхідне число щоквих дробарок при здрібненні твердого матеріалу у кількості G , т/год. Середній розмір подрібненого матеріалу d_k , мм коефіцієнт розпушення матеріалу μ , густина матеріалу ρ , кг/м³. Довжина паці 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 1.13-15

Визначити середнє значення степені подрібнення в щоквої 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 паці 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 1.16-18

Визначити діаметр валків зубовалкової дробарки, якщо відстань між валками e , мм. Степінь подрібнення i . Прийняти коефіцієнт тертя матеріалу по сталі $f=0,25$.

№ задачі	$e, \text{мм}$	i	f
16	6	3,5	0,26
17	8	2,8	0,28
18	5	4,1	0,24

Задачі 1.19-21

Визначити найбільший розмір часток вихідного матеріалу, який подрібнюється в ролико-кільцевому млині. Діаметр розмельного кільця $D, \text{мм}$, діаметр роликів $d, \text{мм}$, коефіцієнт тертя матеріалу по сталі f .

№ задачі	$D, \text{мм}$	$d, \text{мм}$	f
19	750	150	0,24
20	700	250	0,27
21	850	170	0,25

Задачі 1.22-24

Визначити масову продуктивність та витрату енергії на подрібнення матеріалу від $d_n, \text{мм}$ до $d_k, \text{мкм}$ в барабанному млині. Розміри барабану млина $D \times L, \text{мм}$. Насипна густина сталевих шарів $\rho_{ш}, \text{кг/м}^3$.

№ задачі	$d_n, \text{мм}$	$d_k, \text{мкм}$	$D \times L, \text{мм}$	$\rho_{ш}, \text{кг/м}^3$
22	25	150	1200X2400	4500
23	12	200	1200X1300	4000
24	6	75	900X1800	4200

Задачі 1.25-27

Визначити число обертів валків валкової дробарки при здрібненні матеріалу у кількості $G, \text{т/год}$. Розмір часток вихідного матеріалу $d_n, \text{мм}$, коефіцієнт розпушення μ , ширина валків $B, \text{мм}$, відстань між валками $e, \text{мм}$.

№ задачі	$G, \text{т/год}$	$d_n, \text{мм}$	μ	$B, \text{мм}$	$e, \text{мм}$
25	4,5	41	0,33	400	6
26	5,1	38	0,35	550	5
27	4,8	35	0,4	500	4

РОЗДІЛ 2 ОСНОВИ МЕХАНІКИ СИПКИХ ТА ЗЕРНИСТИХ МАТЕРІАЛІВ ТА СПОСОБИ ВИЗНАЧЕННЯ ОСНОВНИХ ТЕХНОЛОГІЧНИХ ХАРАКТЕРИСТИК

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_f	-
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_b	град
Маса матеріалу	M	кг
Маса частки	m _ч	мг, г, кг
Навантаження нормальне на бокові стінки	σ_z	Па
Навантаження руйнування	σ_p	Па
Навантаження ущільнююче	σ_y	Па
Об'єм шару сипкого матеріалу	V	м ³
Об'єм частки	v _ч	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 _ф	м/с

2.1 Стан і властивості сипкого матеріалу

Сипкий матеріал – дисперсна фаза, що складається з твердих частинок довільної фази, яка знаходиться в контакті.

В залежності від діаметру частинок d Сипкий матеріал може бути:

в пилоподібному стані ($d < 0,05$ мм);

в порошкоподібному стані ($0,05 < d < 0,5$ мм);

в дрібнозернистому стані ($0,5 < d < 2$ мм);

в грубозернистому стані ($2 < d < 10$ мм);

в грудковому стані (> 10 мм).

Величини, які характеризують стан сипкого матеріалу, є гранулометричний склад, його фізичні властивості, механічні.

Гранулометричний склад – сипкий матеріал складається з полідисперсних частинок, що розрізняються як формою, так і розміром. Гранулометричний склад є характеристика, що показує, який відсоток (по масі, об'єму, поверхні, тиску частинок) складають дані частинки по відношенню до всієї маси аналізованої проби. Для експериментального визначення гранулометричного складу найчастіше використовують ситовий, седиментаційний, мікроскопічний методи аналізу.

До фізичних властивостей сипких матеріалів відносять вологість, гігроскопічність, густину, насипну густину, температуру плавлення, вибухопожежобезпечність.

Гігроскопічність – властивість сипкого матеріалу сорбувати вологу з повітря.

Густина сипкого матеріалу – густина матеріалу, з якого складається частинка.

Насипна густина – маса одиниці об'єму, який займає матеріал при його вільному розміщенні.

Вибухо-пожежобезпечність. Вибухо-пожежобезпечними є повітряні суміші, нижня концентраційна межа запалення якої є 65 г/м^3 . Пилоповітряні суміші, концентрація частинок в яких вища 65 г/м^3 є пожежобезпечними.

До механічних властивостей сипких матеріалів відносяться аутогезія – сили взаємодії між частинками сипких матеріалів.

Крім того між твердою поверхнею і частинкою технологічної речовини виникають сили взаємодії – адгезія.

Когезія – зв'язок між молекулами, що приводить до утворення твердого тіла.

Агломерація – укрупнення частинок

Для оцінки поведінки сипкого матеріалу під дією зовнішнього навантаження використовують як: кут природного укосу, початковий опір зрушенню, коефіцієнт внутрішнього тертя та ін.

Усі властивості речовин можна поділити на фізичні (густина, питома вага, в'язкість, поверхневий натяг та ін.) і теплофізичні (питома теплоємність, теплопровідність та ін.). Дані про ці властивості для різних речовин наводяться в довідниках.

Дисперсний аналіз сипких матеріалів проводять 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 розмірів на основі:

- побічних показників;
- ультрамікроскопія;
- 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 функції 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.

Ситовий аналіз – визначення гранулометричного складу подрібнених матеріалів просіюванням через набір стандартних сит з отворами різних розмірів.

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

Під розміром отвору сита звичайно розуміють 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 сипучістю. 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:

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

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:

$$\begin{aligned} R20/3 &= 1,41 \approx \sqrt{2}; \\ R40/4 &= 1,19 \approx \sqrt[4]{2}. \end{aligned}$$

В табл. 2.1 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 см^2 . Наприклад на обичайці сита № 100 (100 отворів на лінійний сантиметр) гравірується число 10000, яке показує скільки отворів знаходиться на 1 см^2 сита. Ширина отворів в такому ситі $a = 60\text{ мкм}$, а товщина волокна (проволоки) $b = 40\text{ мкм}$.

Полотно сита це сітка із термічно обробленої проволочки із сплавів кольорових металів. Середній арифметичний розмір сторони – вічка сита на просвіт визначається за формулою:

$$a = l/n - b; \tag{2.1}$$

де b – фактичний діаметр проволоки, мм;

n – число відрахованих вічок на ділянці l ;

l – довжина ділянки, мм.

Таблиця 2.1 – 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					Число отворів на дюйм, (меш)	
	МКМ		ММ	МКМ			
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		

Ситова тканина натягується на круглу або квадратну обичайку. Кругле сито має діаметр 20 см і висоту борту 5 см. Квадратні сита мають розміри 22x22 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 проводиться за допомогою щіточки або при промиванні водою.

Повний ситовий аналіз для визначення ступеня дисперсності подрібненого матеріалу можна проводити 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 самого тонкого. 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.

1. Ручне розсіювання:

- тряскою і простукуванням;
- за допомогою щіточок (застосовують для тонкого пилу, який схильний до злипання);
- промивкою (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;
- вібрацією;

- 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 одною 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 злипанню разом з пробою в сита

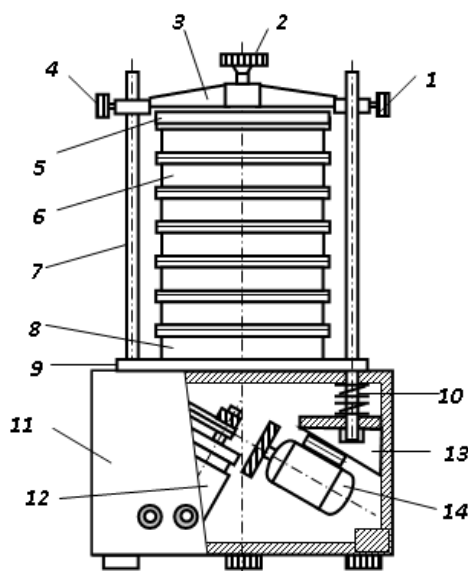
поміщають латунні штифти довжиною 10 мм (біля 30 г на кожне сито). Штифти забезпечують руйнування агломератів, що утворюються в процесі злипання.

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 попередньої обробки 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. 2.1, 2.2 наведені прилади для визначення (гранулометричного) зернового складу сипкого матеріалу.



- 1, 2, 4 – кріпильні гвинти; 3 – траверса; 5 – кришка; 6 – набір сит;
7 – стійки; 8 – піддон; 9 – опора; 10 – пружини; 11 – корпус;
12, 14 електродвигуни; 13 – кронштейни.

Рисунок 2.1 – Схема приладу для механічного розсіювання:



а)

б)

а) – загальний вигляд апарату для ситового аналізу; б) – набір сит

Рисунок 2.2 – Апарат для ситового аналізу JEL 200(Німеччина)

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 сипкого 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% на протязі 2 хвилин.

Розсіювання, як і будь-який процес розділення порошку на фракції не дає ідеальної кривої ступеня розділення. Із-за допусків 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, по причині 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.

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

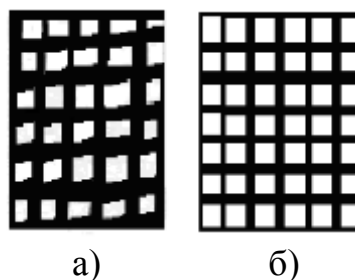
Після закінчення ситового аналізу кожна фракція зважується з точністю до 0,01 г. Сумарна маса всіх фракцій не повинна відхилитися від маси вихідної проби більше ніж на 2%. Втрати рекомендується рознести по всіх фракціях пропорційно їх масам. Для достовірності звичайно виконують два аналізи. Маса відповідних 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 табл. 2.2.

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 границями фракцій, яка визначається за середніми розмірами зерна за допомогою мікроскопа.

Сита з мікрівічками. На практиці в ситовому аналізі користуються стандартизованими ситами з вічками від 40 мкм і більше. А для аналізів порошкових матеріалів в під ситовій 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 ткани (плетені) полотна не придатні, тому що форма і розміри вічок не дуже точні. Сита з мікровічками виготовляють печатним способом. Товщина смужок, які розділяють проходи вічок, складає $\approx 2,5$ мкм. Для міцності вони посилюються опорними сітками. На рис. 2.3 можна бачити перевагу печатних сит в порівнянні з тканими.



а – плетене; б – печатне.

Рисунок 2.3 – Вид полотен сит під мікроскопом

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.

Крім того, слід мати на увазі, що розміри проходів вічок в тканих ситах залежать і від площини в якій проводиться вимірювання (по товщині тканини сита). В печатних ситах розміри проходів вічок сита по товщині залишаються

постійними. Для ведення аналізів на ситах з мікрівічками застосовують мокрий спосіб просіювання.

Таблиця 2.2 – Приклад обробки результатів ситового аналізу порошку

Розмір вічок сита, мкм	Граничні 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

Для промивання використовують дистильовану воду, бензин, або інші вуглеводні. Приведення проби в рух здійснюється за рахунок швидкої зміни тиску або розрідження під ситом.

У харчовій промисловості застосовують сита з сітками із сталевих вуглецевого дроту, а для просівання матеріалів, хімічно діючих на вуглецеву сталь – сита зі спеціальних сталей і кольорових металів (мідь, латунь та ін.). залежності від призначення і матеріалу, з якого вони виготовлені, розрізняють сита металічні, капронові, шовкові або листів з перфорованими отвором круглої або прямокутної форми.

2.2 Дисперсний склад і фізико-механічні характеристики сипких та зернистих матеріалів

Сипкі та зернисті 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 інші. 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. Сипучі матеріали, як системи, що складаються із значного числа часток, які відрізняються по формі і розміру, 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:

$$D(d) + R(d) = 100\%; \quad (2.2)$$

$$D(d_{\min}) = 0; D(d_{\max}) = 100\%;$$

$$R(d_{\min}) = 100\%; R(d_{\max}) = 0,$$

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 інш.

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 вид кривих розподілення для однокомпонентних порошків зображено на рис. 1.8. 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 $d_{min} - d_{max}$.

$$\int_{d_{min}}^{d_{max}} f(d) \cdot d(d) = D(d_{max}) - D(d_{min}); \quad (2.3)$$

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

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 (2.3), 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 $f_s(d) = \frac{dD_s(d)}{d(d)}$, $f_n(d) = \frac{dD_n(d)}{d(d)}$.

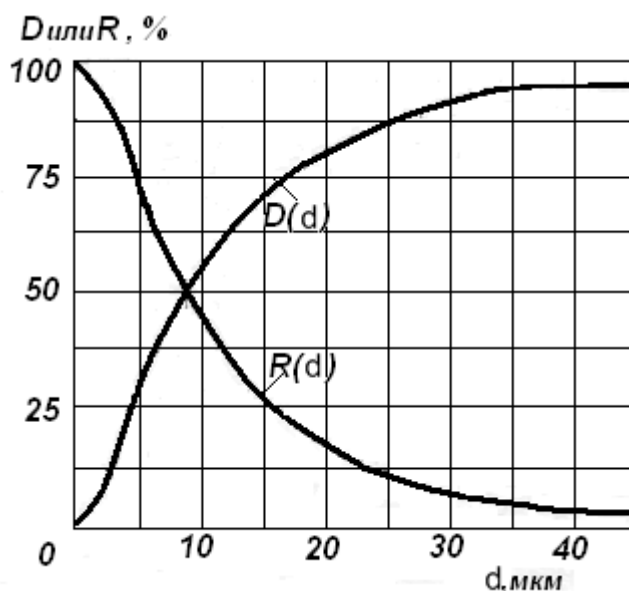


Рисунок 2.4 – Криві розподілення сипкого матеріалу

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 по відношенню до маси всього матеріалу.

При побудові гістограм необхідно враховувати, що діапазони окремих фракцій звичайно не однакові. Це викликано, як технічними умовами проведення 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 ступінчастого графіка залежить від прийнятого діапазону фракцій (рис. 2.5). Криву щільності розподілення одержують шляхом диференціювання

по d кривої розподілення $D(d)$, яка зображена на рис. 2.4 і являє собою істинну щільність розподілення.

Та обставина, що криві зернового розподілення продуктів подрібнення і щільність розподілення цих матеріалів завжди плавні і 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.

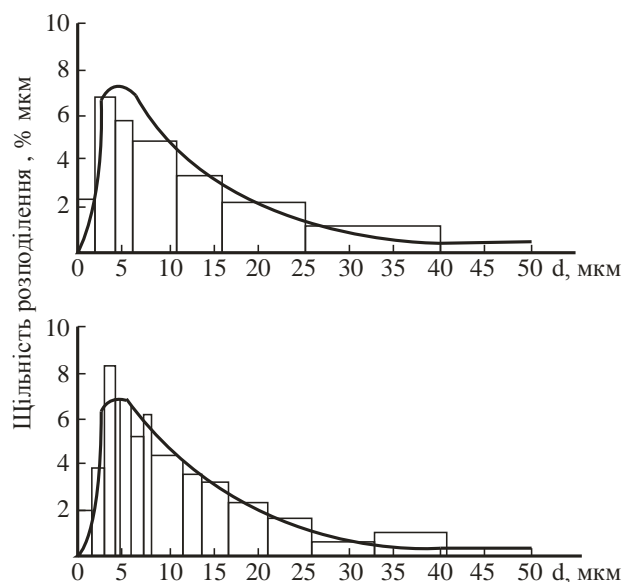


Рисунок 2.5 – Гістограми одного зразка сипкого матеріалу для різних діапазонів фракцій і крива щільності розподілення

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.

Результати ситового аналізу продуктів помолу рослиної сировини наведено в табл. 2.3–2.6. На його основі побудовано диференціальні та інтегральні криві дисперсного складу (рис.1.6а, 1.7а, 1.8а, 1.9а та рис.1.6б, 1.7б, 1.8б, 1.9б), відповідно.

Таблиця 2.3. – Результати ситового аналізу кукурудзи крупного помолу

Розмір сита	$d_{\text{сер}}$, мм	m_i , % мас.	Схід, %	Прохід, %	Розмір сита	$d_{\text{сер}}$, мм	m_i , % мас.	Схід, %	Прохід, %
3	3,5	22,35	22,35	77,65	0,39	0,42	1,59	85,71	14,29
2	2,5	12,98	35,33	64,67	0,315	0,3525	0,87	86,58	13,42
1	1,5	34,77	70,1	29,9	0,3	0,3075	1,02	87,6	12,4
0,8	0,9	5,52	75,62	24,38	0,25	0,275	2,02	89,62	10,38
0,67	0,735	2,33	77,95	22,05	0,2	0,225	1,46	91,08	8,92
0,56	0,615	3,38	81,33	18,67	0,16	0,18	1,89	92,97	7,03
0,5	0,53	2,66	83,99	16,01	0,132	0,146	0,28	93,25	6,75
0,45	0,475	0,13	84,12	15,88					

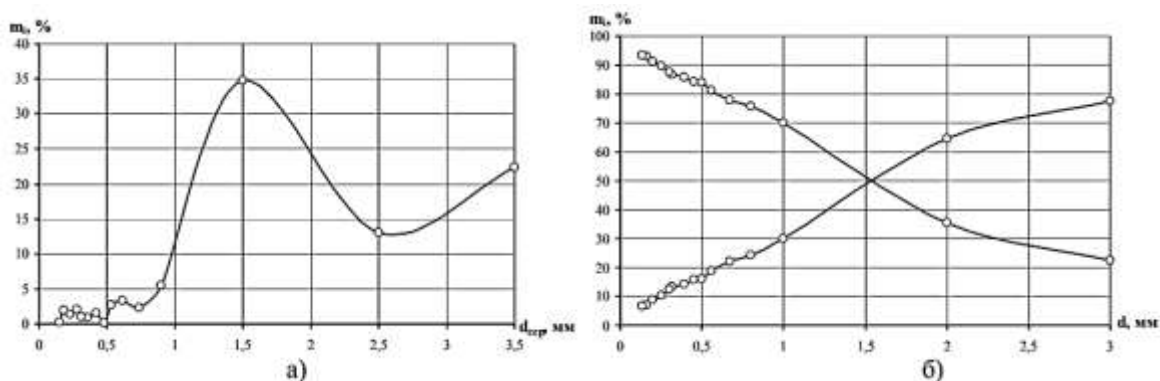


Рисунок 2.6 – Диференціальна (а) та інтегральна (б) крива розподілу подрібненої рослиної зернової сировини (кукурудза, крупний помол)

Таблиця 2.4. – Результати ситового аналізу вівса крупного помелу

Розмір сита	$d_{\text{сер}}$, мм	m_i , % мас.	Схід, %	Прохід, %	Розмір сита	$d_{\text{сер}}$, мм	m_i , % мас.	Схід, %	Прохід, %
3	3,5	29,21	29,21	70,79	0,39	0,42	2,46	83,59	16,48
2	2,5	3,57	37,78	67,22	0,315	0,3525	0,24	83,83	16,24
1	1,5	23,92	56,7	43,3	0,3	0,3075	2,67	86,5	13,57
0,8	0,9	10,45	61,15	32,85	0,25	0,275	0,97	87,47	12,6
0,67	0,735	2,67	69,82	30,18	0,2	0,225	3,85	91,32	8,75
0,56	0,615	3,92	73,81	26,26	0,16	0,18	1,76	93,08	6,99
0,5	0,53	4,83	78,64	21,42	0,132	0,146	0,25	93,33	6,74
0,45	0,475	2,31	80,95	19,12					

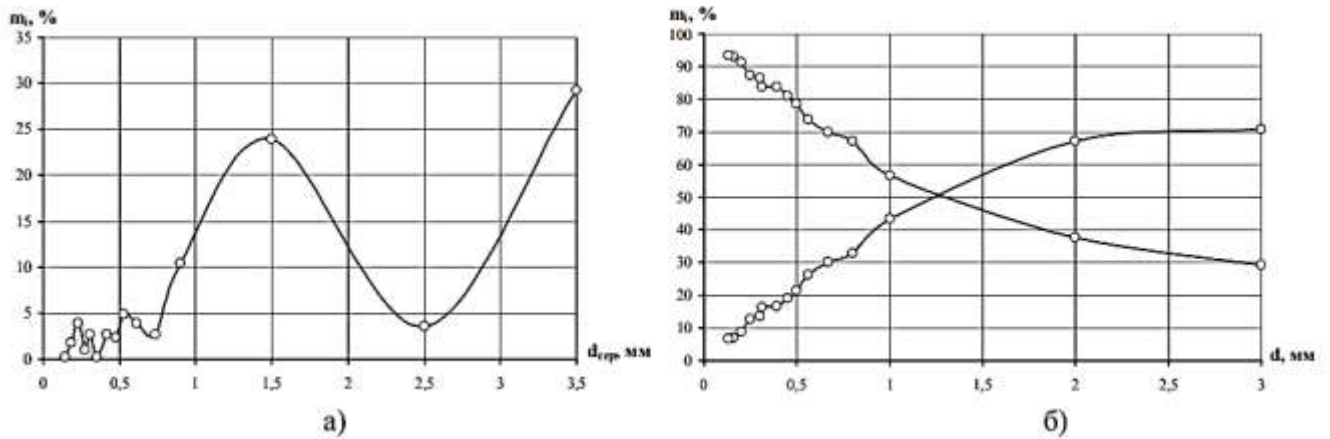


Рисунок 2.7 – Диференціальна (а) та інтегральна (б) крива розподілу подрібненої рослинної зернової сировини (овес, крупний помол)

Таблиця 2.5 – Результати ситового аналізу ячменю крупного помелу

Розмір сита	$d_{сер}, мм$	$m_i, \% мас.$	Схід, %	Прохід, %	Розмір сита	$d_{сер}, мм$	$m_i, \% мас.$	Схід, %	Прохід, %
3	3,5	31,08	31,08	68,92	0,39	0,42	0,94	88,87	11,13
2	2,5	6,72	37,8	62,2	0,315	0,3525	0,2	89,07	10,93
1	1,5	36,53	74,33	25,67	0,3	0,3075	0,52	91,42	10,41
0,8	0,9	6,32	80,65	19,35	0,25	0,275	1,83	91,75	8,58
0,67	0,735	2,31	82,96	17,04	0,2	0,225	0,33	91,32	8,25
0,56	0,615	2,03	84,99	15,01	0,16	0,18	0,42	92,17	7,83
0,5	0,53	2,77	87,76	12,24	0,132	0,146	0,05	92,22	7,78
0,45	0,475	0,17	87,93	12,07					

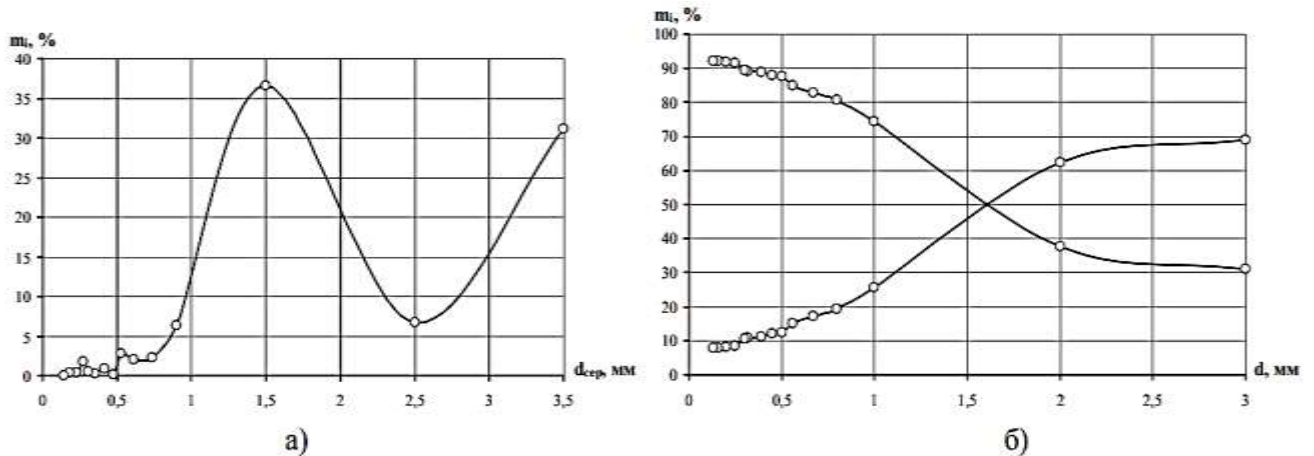


Рисунок 2.8 – Диференціальна (а) та інтегральна (б) крива розподілу подрібненої рослинної зернової сировини (ячмінь, крупний помол)

Таблиця 2.6. – Результати ситового аналізу пшениці дрібного помелу

Розмір сита	$d_{сер},$ мм	$m_i,$ % мас.	Схід, %	Прохід, %	Розмір сита	$d_{сер},$ мм	$m_i,$ % мас.	Схід, %	Прохід, %
3	3,5	6,643	6,643	93,357	0,39	0,42	3,96	85,976	14,024
2	2,5	5,035	11,678	88,322	0,315	0,3525	2,767	88,743	11,254
1	1,5	37,3	48,978	57,022	0,3	0,3075	0,991	89,734	10,267
0,8	0,9	10,422	59,4	40,6	0,25	0,275	5,25	94,984	5,016
0,67	0,735	5,77	65,17	34,83	0,2	0,225	3,867	98,851	1,149
0,56	0,615	4,282	69,452	30,548	0,16	0,18	1,008	99,859	0,141
0,5	0,53	5,674	75,126	24,874	0,132	0,146	0,019	99,861	0,139
0,45	0,475	6,89	82,016	17,984					

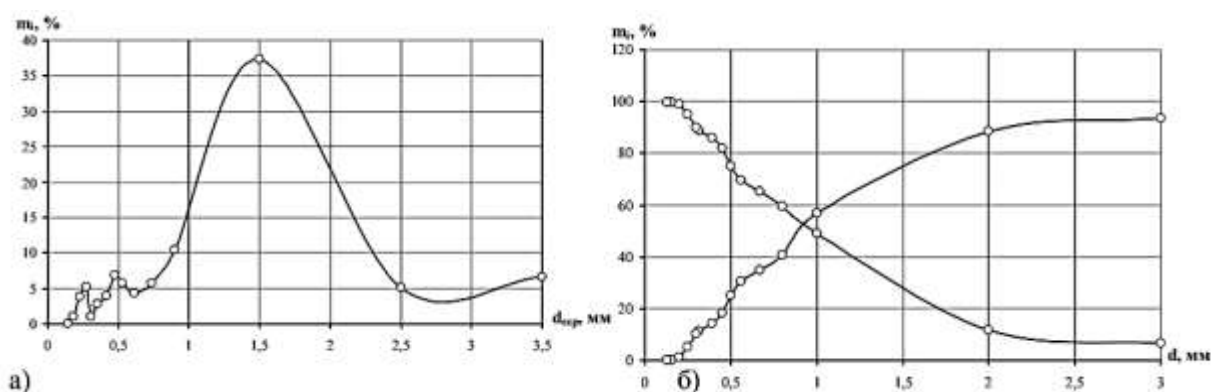


Рисунок 2.9 – Диференціальна (а) та інтегральна (б) крива розподілу подрібненої рослинної зернової сировини (пшениця, дрібний помол)

Аналізуючи диференціальні та інтегральні криві можливо встановити раціональний ступінь подрібнення, необхідний для дослідження і математичного моделювання технологічного процесу. Результати досліджень можуть бути використані для дослідження процесів у харчовій промисловості.

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

$$R(d) = \exp(-b \cdot d^n), \quad (2.4)$$

де b і n – емпіричні константи.

Дисперсний склад матеріалу після подрібнення в кульовому млині можна описати за більш спрощеною формулою:

$$R(d) = \exp(-3 \cdot d / d_{ном}), \quad (2.5)$$

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 $d_{ном}$ 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} , м²/м³:

$$d_{сер} = \int_0^{d_{max}} d \cdot dR(d), \quad (2.6)$$

$$F_{num} = \int_0^{d_{max}} \frac{6}{d} \cdot dR(d). \quad (2.7)$$

При розрахунках за рівнянням (2.6) 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_{num} , м²/м³ матеріалів, які подрібнюються в кульовому млині може розраховуватися за рівнянням:

$$F_{num} = \frac{41,4}{d_{ном}} \cdot \lg(d_{ном} \cdot \frac{10^6}{5,47}). \quad (2.8)$$

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 сипучому матеріалі і його питомою поверхнею та вільним об'ємом описується рівнянням:

$$d_{e.n.} = \frac{4\varepsilon}{F_{num}}. \quad (2.9)$$

В багатьох випадках виникає необхідність оцінки впливу часток, наприклад, на гідродинамічні характеристики деяких процесів. Відхилення форми часток від сферичної форми оцінюється фактором форми Φ , який представляє собою відношення поверхні кулі $F_{кул.}$, яка має об'єм рівний об'єму частки довільної форми, до дійсної поверхні цієї частки F_q :

$$\Phi = \frac{F_{кул.}}{F_q}. \quad (2.10)$$

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 $F_{num.}$, середній об'єм однієї частки v_q складе:

$$v_q = \frac{1-\varepsilon}{m} = \frac{\pi \cdot d_{кул.}^3}{6}. \quad (2.11)$$

Поверхня однієї частки F_q визначиться:

$$F_q = \frac{F_{num}}{m} = \frac{\pi \cdot d_{кул.}^2}{\Phi}, \quad (2.12)$$

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

Після ділення відповідних частин рівняння (2.12) на (2.11), одержують:

$$\frac{F_c}{v_c} = \frac{F_{nut}}{1-\varepsilon} = \frac{6}{\Phi \cdot d_{кул.}}. \quad (2.13)$$

Звідки:

$$F_{nut} = \frac{6(1-\varepsilon)}{\Phi \cdot d_{кул.}}. \quad (2.14)$$

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 зв'язана з густиною матеріалу твердих часток ρ_m залежністю:

$$\rho_n = \rho_m(1-\varepsilon). \quad (2.15)$$

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:

$$\varepsilon = \frac{c}{\sigma_y^a}, \quad (2.16)$$

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

рихлої (вільної) засипки матеріалу. Насипна густина вологого матеріалу визначається за наступною формулою:

$$\rho_H = \rho_M (1 - \varepsilon)(1 + \omega^c), \quad (2.17)$$

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

2.3 Складування, перевантаження, зберігання сипких та зернистих матеріалів

Ряд фізичних характеристик та специфічних технологічних властивостей сипких та зернистих 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 металеві воронки з круглим отвором діаметром 10 мм і конусністю 40°. 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 оцінки сипучості 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 $30 \div 50^\circ$. При збільшенні сипучості 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 витримки зразка сипкого середовища під ущільнюючим навантаженням; φ_n і φ_p – кути зовнішнього тертя покою і руху, відповідно. Тангенси цих кутів представляють собою коефіцієнти механічного тертя – f_i . Для орієнтованих розрахунків користуються наступними наближеними співвідношеннями:

$$\operatorname{tg} \varphi_p = 0,8 \operatorname{tg} \varphi, \quad (2.18)$$

або

$$f_p = 0,8 f_r, \quad (2.19)$$

і відповідно:

$$f_{п.ст} : f_{п.д.} : f_{п.г.} : f_{п.б.} = 15:16:17:20:20, \quad (2.20)$$

де f_r і f_p – 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° до 80° .

Оцінку схильності до злежування матеріалу проводять 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 на протязі 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 сипучості використовують спеціальні завантажувальні пристрої, здійснюють попереднє рихлення 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. 2.10), 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 рівняння:

$$\zeta = \frac{\sigma_3}{\sigma_1} = \frac{(1 - \sin \varphi)}{(1 + \sin \varphi)}. \quad (2.21)$$

Функція витоку сипкого матеріалу представляє 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 витримки 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.

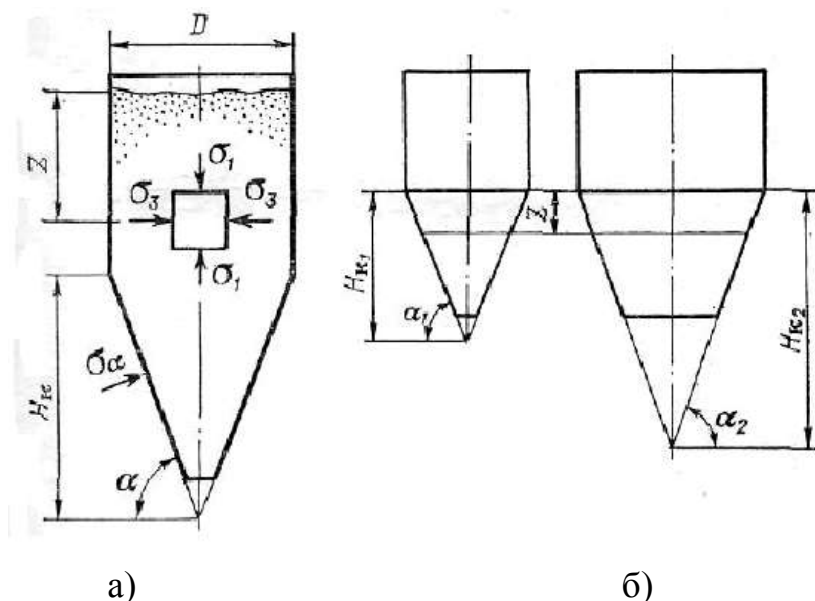
При $\tau_1 > 0$ функцію витоку називають часовою. В цьому разі до зв'язків між частками додаються адгезійні міжмолекулярні взаємодії. Руйнування цих зв'язків можна здійснити механічними способами, наприклад, застосуванням вібрації в бункері.

Зазвичай функція витоку може задаватися або у вигляді графіка, або у вигляді апроксимаційної залежності виду:

$$\sigma_p = a \cdot \sigma_y^b, \quad (2.22)$$

де a і b – емпіричні константи.

Тиск на стінки ємностей (посудин). В інженерній практиці для визначення тиску на стінки ємностей використовують спрощенні залежності, в основі яких лежить припущення, що вертикаль Z є напрямком головного питомого нормального навантаження (тиску) σ_1 , яка визначається в залежності від їх форми (рис. 2.10). Для циліндричних і призматичних ємностей (бункерів) розрахунки проводять, згідно з виразом:



а) – бункер циліндро-конічний; б) – бункер пірамідальний.
Рисунок 2.10 – До визначення тиску сипкого матеріалу на стінки ємностей

$$\sigma_1 = \frac{\rho_n \cdot g \cdot r_2}{\zeta \cdot f_n} \left[1 - \exp\left(-\frac{\zeta \cdot f_n \cdot Z}{r_2}\right) \right], \quad (2.23)$$

де r_2 – гідравлічний радіус ємності, м (для круглого перерізу $r_2 = D/4$;

для прямокутного зі сторонами a і b – $r_2 = \frac{ab}{2(a+b)}$;

ζ – коефіцієнт бокового тиску;

f_n – коефіцієнт тертя покою матеріалу зі стінками ємності;

Z – відстань від поверхні матеріалу, м.

При розрахунках σ_1 для сипких матеріалів, у яких величина насипної густини ρ_n суттєво змінюється по глибині ємності, вирішують рівняння (2.16) і (2.17) численними методами спільно з диференціальним рівнянням:

$$d\sigma_1 = \rho_n \cdot g \cdot dZ - \sigma_1 \zeta \cdot f_n \frac{dZ}{r_2}. \quad (2.24)$$

Для наближеного визначення σ_1 достатньо в рівнянні (2.23) використати величину ρ_n , яка відповідає значенню максимального ущільнюючого питомого навантаження в ємності.

Для конусних частин ємностей (рис. 2.10, а) при $\rho_n = \text{const}$:

$$\sigma_1 = -\rho_n \cdot g \frac{H_k - Z}{1 - B} + \frac{\sigma_0 + \rho_n \cdot g \frac{H_k}{(1 - B)}}{H_k^B} \cdot (H_k - Z)^B, \quad (2.25)$$

при $\rho_n \neq \text{const}$.

$$d\sigma_1 = \rho_n \cdot g \cdot dZ - B\sigma_1 \frac{dZ}{H - Z}, \quad (2.26)$$

$$B = 2(\cos^2 \alpha + \zeta \cdot \sin^2 \alpha)(f_n + \text{ctg} \alpha) \cdot \text{tg} \alpha, \quad (2.27)$$

де α – кут між твірною конуса і горизонталлю;

H_k – висота повного конуса;

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

Z – відстань від основи конуса, м.

Для пірамідальних частин ємностей (рис. 2.10, б) можливе тільки чисельне розв'язання рівняння:

$$d\sigma_1 = \rho_n \cdot g \cdot dZ - B_1 \frac{\sigma_1 \cdot dZ}{H_{\kappa 1} - Z} - B_2 \frac{\sigma_1 \cdot dZ}{H_{\kappa 2} - Z}, \quad (2.28)$$

$$B_1 = (\cos^2 \alpha_1 + \zeta \cdot \sin^2 \alpha_1)(f_n + \operatorname{ctg} \alpha_1) \cdot \operatorname{tg} \alpha_1, \quad (2.29)$$

$$B_2 = (\cos^2 \alpha_2 + \zeta \cdot \sin^2 \alpha_2)(f_n + \operatorname{ctg} \alpha_2) \cdot \operatorname{tg} \alpha_2. \quad (2.30)$$

Тиск на бокові вертикальні стінки ємностей:

$$\sigma_3 = \sigma_1 \cdot \zeta_1, \quad (2.31)$$

на нахилені:

$$\sigma_\alpha = \sigma_1 (\cos^2 \alpha + \zeta \cdot \sin^2 \alpha). \quad (2.32)$$

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

$$\sigma_1 = \rho_n \cdot g \cdot Z. \quad (2.33)$$

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

$$\sigma_1 = \sigma_3 = \sigma_2 = \rho_n \cdot g \cdot Z. \quad (2.34)$$

Динамічні навантаження, які виникають в процесі експлуатації ємностей, 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 ємностей 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 $K_d=1,5 \div 2$.

Витікання сипких матеріалів із отворів ємностей. Розрізняють два види витікання сипких матеріалів із отворів ємностей: *вільне (масове)* і *примусове* (рис. 2.11). При вільному витіканні спостерігається рух матеріалу у всьому об'ємі ємності, 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 рухається тільки центральна частина матеріалу у вигляді стовпа над випускним отвором, а решта матеріалу залишається нерухомим. При цьому виключається абразивне зношування стінок ємності.

Для матеріалів з частками менших ніж 3 мм розмір випускного отвору b для вільного витікання без куполоутворення (рис. 2.11а) і величину максимального розміру випускного отвору d для примусового витікання без трубоутворення (рис. 2.11, б) розраховують згідно з рівняннями:

$$b \geq A \cdot \sigma_p / (\rho_n \cdot g), \quad (2.35)$$

$$d \geq A' \frac{\sigma_p}{(\rho_n \cdot g)}, \quad (2.36)$$

де A і A' – безрозмірні коефіцієнти;

σ_p – головне питоме руйнующе навантаження, Па.

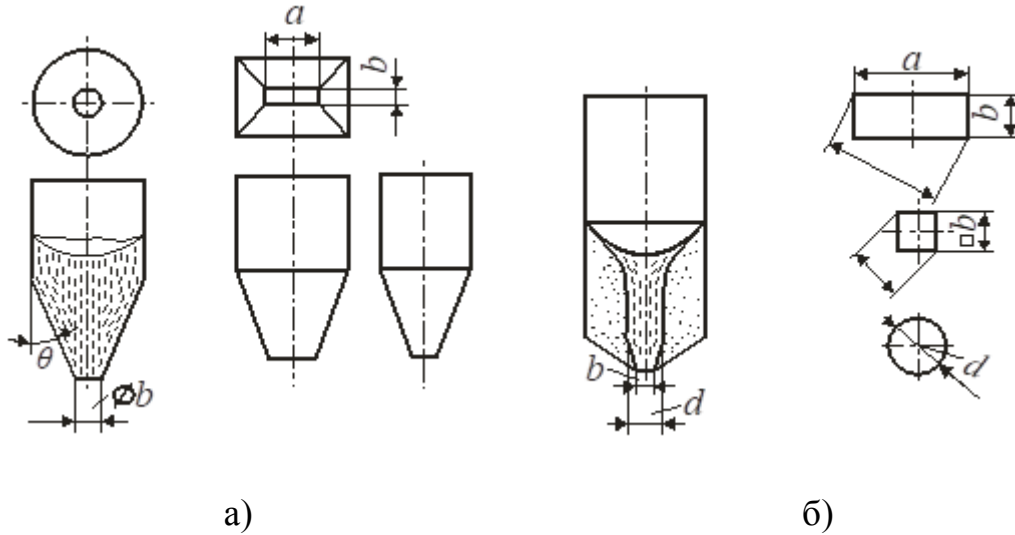


Рисунок 2.11 – Схема ємностей з вільним – а і примусовим – б витіканням сипкого матеріалу

Для вільного витікання коефіцієнт A визначають за допомогою графіка (рис. 2.12, а) в залежності від форми отвору і від максимального значення кута нахилу твірної днища до вертикалі θ (рис. 2.12, а). Для пірамідальних днищ це кут між ребром і вертикаллю.

У випадку примусового витікання коефіцієнт A' визначають згідно з графіком (рис. 2.12, б) в залежності від величини статичного кута внутрішнього тертя φ_t . Величину σ_p знаходять в ході спільного рішення залежності (2.22) з рівнянням виду:

$$\sigma_p = \frac{\sigma_y}{K_u}, \quad (2.37)$$

де K_u – коефіцієнт витікання, який знаходять за допомогою графіків (рис. 2.13 і 2.14).

Коли для випадку примусового витікання вибирають прямокутну форму отвору, ширину отвору перевіряють на куполоутворення за допомогою

рівняння (2.35). При цьому приймають значення $\theta=30^\circ$ і $K_u = 1,7$. За наявності в сипучому матеріалі фракції більше 3 мм розраховані розміри отворів уточнюють згідно з рівнянням:

$$b \geq b' - (b' - b_k)[R(3 \cdot 10^{-3})]^2, \quad (2.38)$$

де b' – розмір випускного отвору згідно з рівнянням (2.35);

b_k – розмір випускного отвору для крупної фракції;

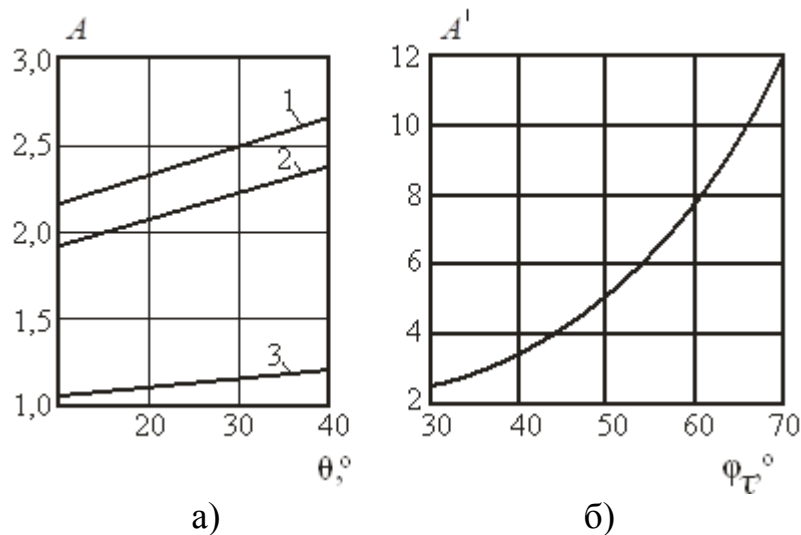
$R(3 \cdot 10^{-3})$ – доля часток з розміром більше 3 мм.

Величину b_k визначають за рівнянням:

$$b_k = (3 \div 5)d_{max}, \quad (2.39)$$

де d_{max} – розмір максимального куска в матеріалі.

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



1 – круглий отвір; 2 – квадратний отвір; 3 – прямокутний отвір $a \geq 3b$.
Рисунок 2.12 – Значення коефіцієнтів A і A' в рівняннях (1.35) і (1.36) для вільного (а) і примусового (б) витікання

Середня швидкість витікання w сипкого матеріалу із отвору ємності, не залежить від висоти засипки, а визначається в залежності від гідравлічного радіуса випускного отвору r_2 .

$$w = \lambda_u \sqrt{3,2gr_2}, \quad (2.40)$$

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 ємності сильно аерованого матеріалу, або при інтенсивних вібраціях ємності середню швидкість витікання знаходять за рівнянням:

$$w = \lambda_u \sqrt{2gH}, \quad (2.41)$$

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

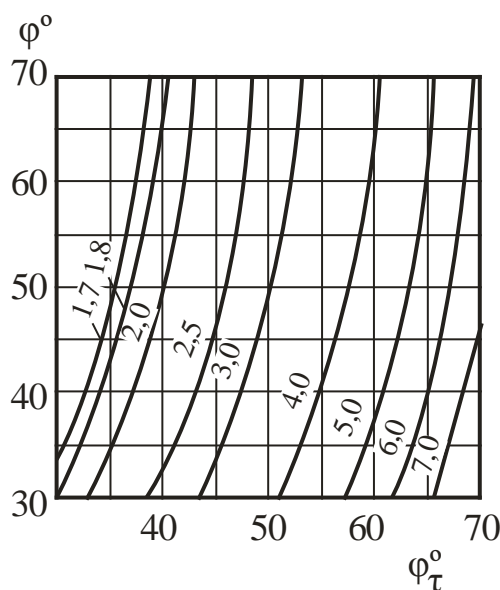
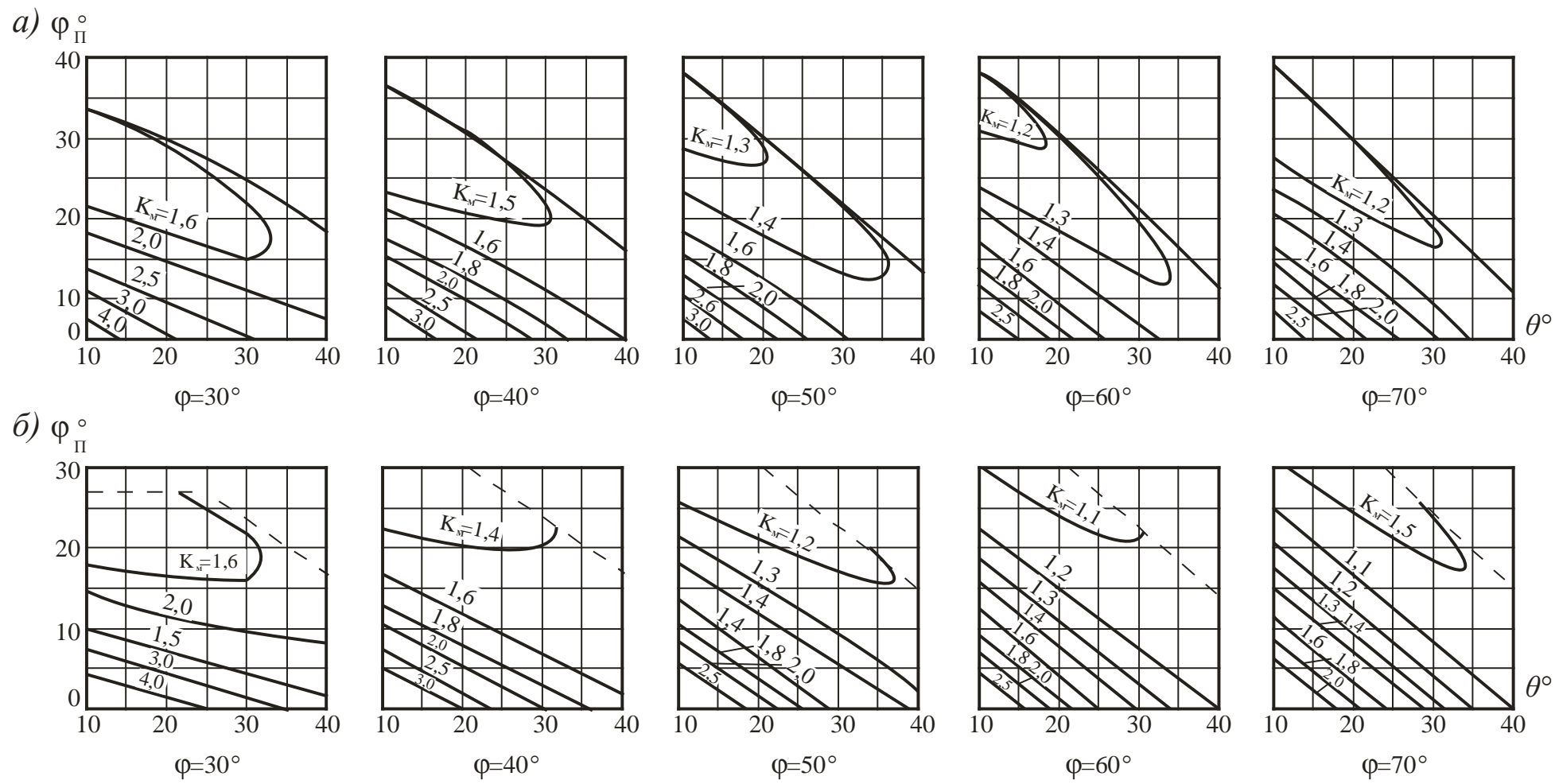


Рисунок 2.13 – Значення коефіцієнта K_u у випадку примусового витікання

2.4 Гідродинаміка дисперсних систем

Рух твердих часток в рідинах. Ряд 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



a – отвір квадратний і круглий; b – отвір прямокутний, $a \geq 3b$.
 Пунктиром позначені межі рекомендованих значень φ_n і θ

Рисунок 2.14 – Значення коефіцієнтів K_u при витіканні

тіла. Розрізняють ламінарний, турбулентний (перехідний) і автомодельний режими відносного руху частки і середовища.

Сила опору $R_{оп}$ середовища руху частки визначається за рівнянням:

$$R_{оп} = \xi_{оп} S \frac{\rho_c \cdot w^2}{2}, \quad (2.42)$$

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

w – відносна швидкість, м/с;

ρ_c – густина середовища, кг/м³;

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

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

при ламінарному режимі $Re < 2$

$$\xi_{оп} = \frac{24}{Re}, \quad (2.43)$$

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

$$\xi_{оп} = \frac{18,5}{Re^{0,5}}, \quad (2.44)$$

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

$$\xi_{оп} = 0,44 = const, \quad (2.45)$$

критерій Рейнольдса $Re = \frac{w \cdot d \cdot \rho_c}{\mu}, \quad (2.46)$

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

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

$$\xi_{on} = f(\text{Re}, \Phi). \quad (2.47)$$

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

$$w_{oc} = \sqrt{\frac{4\pi d(\rho_m - \rho_c)}{3\xi_{on} \cdot \rho_c}}. \quad (2.48)$$

Після підстановки в (2.48) значення коефіцієнта опору ξ_{on} для відповідного режиму (2.43), (2.44), (2.45) одержують рівняння для визначення швидкості осадження.

Для ламінарного руху:

$$w_{oc} = \frac{d^2 \cdot g(\rho_m - \rho_c)}{18 \cdot \mu}. \quad (2.49)$$

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

Осадження часток в газовому середовищі розраховують за спрощеною формулою:

$$w_{oc} = \frac{d^2 \cdot g \cdot \rho_m}{18 \cdot \mu}, \quad (2.50)$$

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

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

$$Ly = f(Ar). \quad (2.51)$$

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

Обчислюють критерій Архімеда, відповідно до його визначення:

$$Ar = \frac{d^3 (\rho_m - \rho_c) \cdot \rho_c \cdot g}{\mu_c^2}. \quad (2.52)$$

Для газового середовища:

$$Ar = \frac{d^3 \cdot \rho_m \cdot \rho_c \cdot g}{\mu_c^2}. \quad (2.53)$$

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

$$\text{Re} = \frac{Ar}{18 + 0,575\sqrt{Ar}}, \quad (2.54)$$

або критерій Ly :

$$Ly = \frac{w_{oc}^3 \cdot \rho_c^2}{\mu_c \cdot g \cdot (\rho_m - \rho_c)}. \quad (2.55)$$

Визначають швидкість осадження:

$$w_{oc} = \frac{\text{Re} \cdot \mu_c}{\rho_c \cdot d}, \quad (2.56)$$

або

$$w_{oc} = \sqrt[3]{\frac{Ly \cdot \mu_c \cdot (\rho_m - \rho_c) g}{\rho_c^2}}. \quad (2.57)$$

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 рівний об'єму частки довільної форми:

$$d_{екв} = \sqrt[3]{\frac{6V}{\pi}} = 1,24 \sqrt[3]{\frac{m_q}{\rho_m}}, \quad (2.58)$$

де m_q – маса частки, кг.

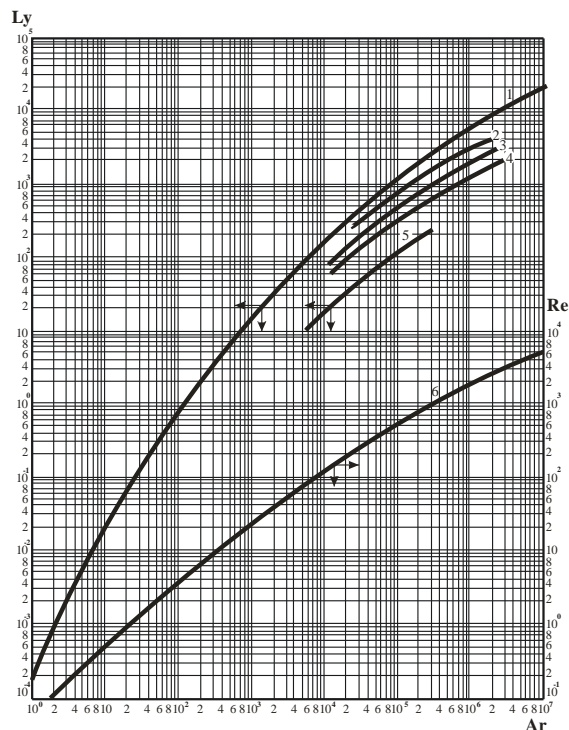
Швидкість осадження w'_{oc} часток довільної форми менша, ніж швидкість осадження сферичних тіл. Тому, розраховану швидкість

осадження сферичних часток необхідно помножити на поправочний коефіцієнт форми – φ_ϕ .

$$w'_{oc} = \varphi_\phi \cdot w_{oc} \quad (2.59)$$

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 $\varphi_\phi = 1/\Phi^2$.

Діаметр сферичної частки для відомої швидкості осадження знаходять зворотнім шляхом. Спочатку обраховують критерій Лященко (2.54), (2.55). За відомим значенням Lu знаходять критерій Ar (рис. 2.15). Із визначення критерію Ar (2.52), (2.53) розраховують діаметр сферичної частки.



1 – сферичні частки; 2 – округлені; 3 – частки з гострими кутами;
4 – продовгуваті; 5 – пластинчасті

Рисунок 2.15 – Залежність критеріїв Re і Lu від критерію Ar для осадження одиночної частки в нерухомому середовищі

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

Розраховують значення критерію Lu (2.55), знаходять критерій Ar (рис. 2.15) для частки відповідної форми і обраховують її еквівалентний діаметр:

$$d_{екв} = \sqrt[3]{\frac{Ar \cdot \mu_c^2}{(\rho_m - \rho_c) \cdot \rho_c \cdot g}}. \quad (2.60)$$

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 *стиснене 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 .

$$Re_{cm} = f(Ar, \varepsilon). \quad (2.61)$$

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

$$Re_{cm} = \frac{Ar \cdot \varepsilon^{4,75}}{18 + 0,6\sqrt{Ar \cdot \varepsilon^{4,75}}}. \quad (2.62)$$

Розраховують Re_{cm} за рівнянням (2.62), 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:

$$F_p = \frac{\omega^2 \cdot D}{2g} = \frac{2\pi^2 n^2 \cdot D}{g}, \quad (2.63)$$

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

D – діаметр обертання, м;

n – частота обертання, с⁻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 фактору розділення:

$$w_{в.ц.с} = w_{ос} \cdot F_p. \quad (2.64)$$

2.5 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 $\epsilon_0 = 0,4$.

Для зваженого шару твердих часток порозність визначається наступним виразом:

$$\epsilon = \frac{V_{ш} - V_{ч}}{V_{ш}}, \quad (2.65)$$

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 $w_{n.з.}$ для шару сферичних часток одного діаметра визначається згідно рівняння:

$$Re_{n.з.} = \frac{Ar}{1400 + 5,22\sqrt{Ar}}. \quad (2.66)$$

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:

$$d_{екв.} = d_{сф.} \cdot \Phi, \quad (2.67)$$

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:

$$d_{екв} = \frac{1}{\sum_i^n \frac{x_i}{d_i}}, \quad (2.68)$$

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:

$$h = h_0 \frac{1 - \varepsilon_0}{1 - \varepsilon}. \quad (2.69)$$

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

$$\varepsilon = \left(\frac{18 \operatorname{Re} + 0,36 \operatorname{Re}^2}{Ar} \right)^{0,21}. \quad (2.70)$$

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

$$K_w = \frac{w_\phi}{w_{n.з.}}. \quad (2.71)$$

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

$$w_\partial = \frac{w_\phi}{\varepsilon}. \quad (2.72)$$

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 критеріальної залежності:

$$Re_{\text{вип.}} = \frac{Ar}{18 + 0,61\sqrt{Ar}}, \quad (2.73)$$

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

На рис. 2.15 наведено графік залежності $Ly = f(Ar, \varepsilon)$ для псевдозрідженого (киплячого шару) від $\varepsilon_0=0,4$ до $\varepsilon=1,0$.

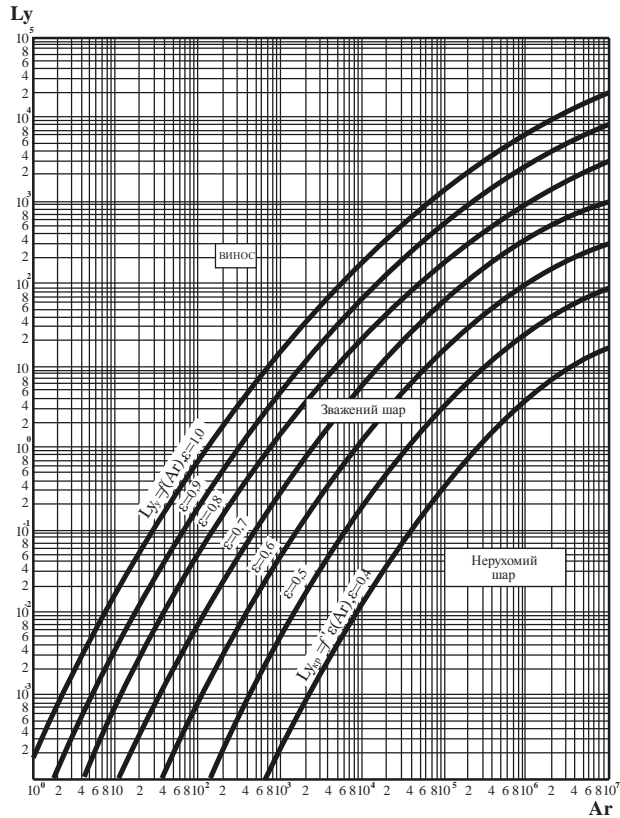


Рисунок 2.16 – Залежність критерію Ly від критерію Ar і порозності шару ε

Графік дозволяє визначити фіктивну швидкість потоку w_{ϕ} , яка необхідна для досягнення заданої порозності зваженого шару, що складається із часток відомого діаметра d , або вирішувати зворотну задачу.

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

$$\tau_0 = \frac{M}{L}, \quad (2.74)$$

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

L – витрата твердого матеріалу, кг/с.

Завдяки інтенсивному перемішуванню матеріалу в псевдозрідженному 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 псевдозрідженному шарі τ , то доля часток \bar{x} , які перебувають в шарі, не менше чим τ , визначають згідно з рівнянням:

$$\bar{x} = e^{-\tau/\tau_0}. \quad (2.75)$$

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

$$\bar{x}_n = \left[1 + \frac{\tau}{\tau_0} + \frac{1}{2!} \left(\frac{\tau}{\tau_0} \right)^2 + \dots + \frac{1}{(n-1)!} \left(\frac{\tau}{\tau_0} \right)^{n-1} \right] e^{-\tau/\tau_0}. \quad (2.76)$$

Контрольні питання до розділу 2

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 визначені числа часток у фракціях?
4. Які методи використовують при визначені 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 проведення ситового аналізу дисперсності матеріалу при ручному просіванні?
10. Яким чином проводять механічне просіювання матеріалу?
11. Як обробляються результати ситового аналізу?
12. Які характеристики використовують для оцінки ступеня дисперсності матеріалу?
13. Що представляють 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 сипучість 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_t ; кути зовнішнього тертя покою і руху – φ_n і φ_p ; та як вони пов'язані між собою?
25. Як визначаються коефіцієнти тертя руху і покою?
26. Що представляє собою кут обвалювання?
27. Як проводять оцінку схильності матеріалу до злежування?
28. Що собою представляє, та як визначається функція витоку дисперсного матеріалу?
29. Як визначається головне питома навантаження σ_1 ?
30. Як визначається навантаження (тиск) на бокові стінки бункерів, ємностей для зберігання сипких матеріалів?
31. Як впливають і як враховуються динамічні навантаження на стінки ємностей?
32. Яка різниця між вільним і примусовим витіканням (висипанням) сипких матеріалів із отворів ємностей?
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 ємності?

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 псевдо зрідження?
44. Що таке швидкість витання і як вона визначається?
45. Як визначається середній час перебування твердих часток в апараті зі зваженим шаром?

Тести для самоконтролю до розділу 2

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 самого крупного сита;
- г) отвору самого дрібного 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 (відсотку) 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) $\rho_n = \rho_m \cdot \varepsilon$;

б) $\rho_n = \rho_m \cdot (1 - \varepsilon)$;

в) $\rho_n = \rho_m / (1 - \varepsilon)$.

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 витримки.

12. Статичний кут внутрішнього тертя в шарі сипкого матеріалу визначається тертям:

- а) між частками матеріалу і стінками після деякого часу витримки;
- 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 ємностей:

- 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 ємності;
- б) рухається тільки центральна частина матеріалу.

17. У випадку примусового витікання:

- а) спостерігається рух матеріалу у всьому об'ємі ємності;
- 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 покою – це коефіцієнт механічного тертя:

а) між частками і стінками ємності в стані руху;

б) тільки між частками в стані покою;

в) між частками і стінками ємності в стані покою.

27. Кут зовнішнього тертя руху – це коефіцієнт механічного тертя:

а) між частками і стінками ємності в стані руху;

б) тільки між частками в стані руху;

в) між частками і стінками ємності 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. З ростом питомого ущільнюючого навантаження порозність шару сипкого матеріалу:

а) зменшується;

б) зростає;

в) залишається незмінною.

30. При збільшенні вологовмісту сипкого матеріалу насипна густина:

- а) зменшується;
- б) зростає;
- в) залишається незмінною.

Приклади до розділу 2

Приклад 2.1

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. Маса 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 представляють у вигляді графічної залежності залишку $R(d)$ від розміру вічок сит (рис. 2.17).

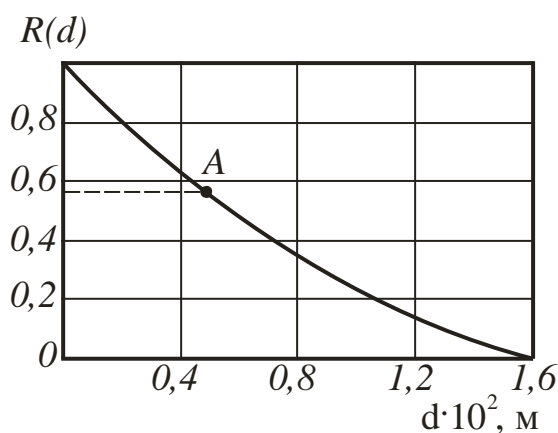


Рисунок 2.17 – Функція розподілення проходу маси часток в залежності від розміру $R(d)$

Приклад 2.2

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. 2.17).

Розв'язок.

На графіку (рис. 2.17) знаходимо значення $R(d) = R(0,005) = 0,56$. Згідно рівняння (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 2.3

Побудувати функціональну графічну залежність проходу матеріалу $D(d)$ по відомій функції залишку матеріалу $R(d)$ (рис. 2.17).

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. 2.18)

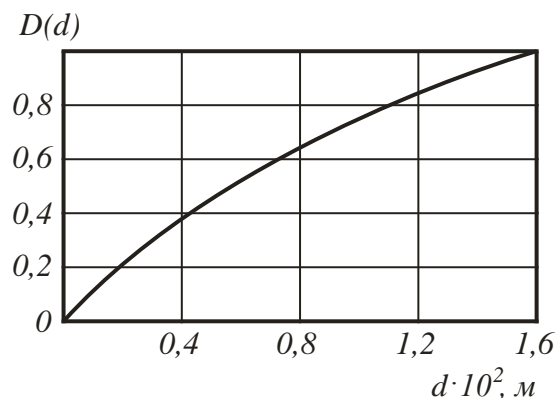


Рисунок 2.18 – Функція розподілення залишку маси часток в залежності від розміру $D(d)$

Приклад 2.4

Побудувати графік функції щільності розподілення $f(d)$ на основі відомого графіка функції проходу матеріалу $D(d)$ (рис. 2.19 а).

Розв'язок.

Згідно з рівнянням (2.3) необхідно продеференціювати криву $D(d)$. для цього вибирається полюс (для зручності розрахунків по осі d) $n = 2 \cdot 10^{-3}$ м. На графіку $D(d)$ вибирають декілька точок і будують до них дотичні. Із полюса проводять лінії паралельні дотичним. Відрізки, які відсікатимуться цими лініями на осі $D(d)$, будуть відповідати значенням функції $f(d)$ (рис. 2.19 б) для попередньо вибраних розмірів часток.

В 1 мм ординати $f(d)$ буде міститися:

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

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

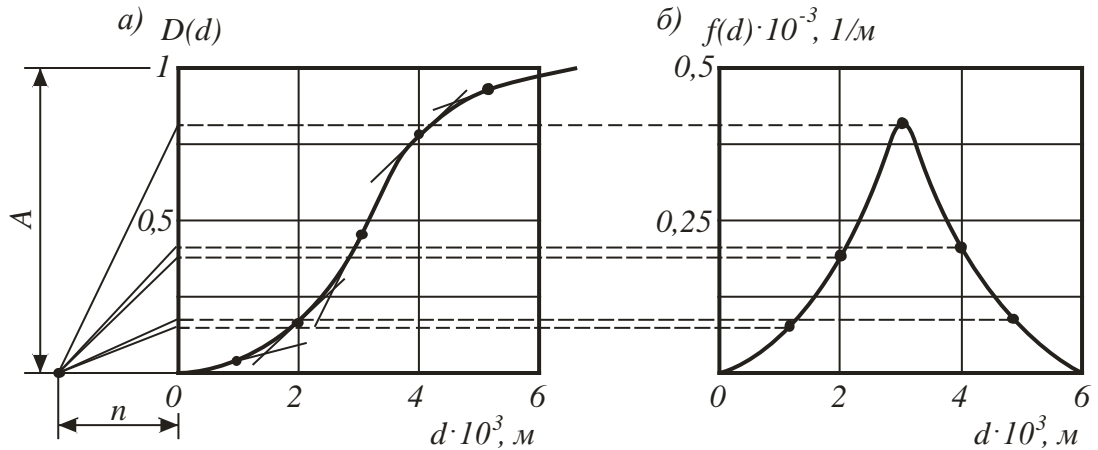


Рисунок 2.19 – Визначення функції щільності розподілення маси часток згідно розмірів, $f(d)$

Приклад 2.5

Подрібнений матеріал, для якого відома функція залишку $R(d)$ (рис. 2.17), розділяється на грохоті на дві фракції. Надрешітковий продукт ($d^+ > 0,005$ м) повертається на додаткове подрібнення, а підрешітковий ($d^- < 0,005$ м) направляється в інший млин для тонкого помелу. Знайти функції розподілення надрешіткового $R(d^+)$ і підрешіткового $R(d^-)$ залишку матеріалів. Ефективність розділення на грохоті вважати рівною одиниці.

Розв'язок.

На рис. 2.17 знаходять точку A , 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 представляти необхідні функції (рис. 2.20).

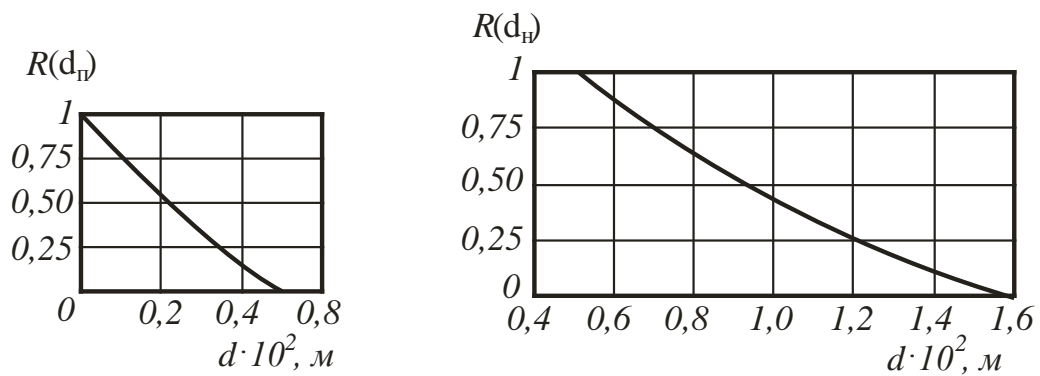


Рисунок 2.20 – Функції розподілення $R(d)$, які одержані після класифікації на грохоті

Приклад 2.6

В бункер-змішувач двома транспортерами з потужністю $m_1=45$ т/год і $m_2=105$ т/год завантажується подрібнений матеріал з різними дисперсійними характеристиками $R_1(d)$ (рис. 2.16 а) і $R_2(d)$ (рис. 2.16 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. 2.21 а і б) вибирають декілька розмірів умовних вічок:

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

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

$$R_1(5 \cdot 10^{-3})=0,73; R_1(10 \cdot 10^{-3})=0,25; R_1(12 \cdot 10^{-3})=0; R_1(15 \cdot 10^{-3})=0.$$

$$R_2(5 \cdot 10^{-3})=0,59; R_2(10 \cdot 10^{-3})=0,3; R_2(12 \cdot 10^{-3})=0,22; R_2(15 \cdot 10^{-3})=0,12.$$

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

$$d_1^+ > 5 \cdot 10^{-3} \text{ м}$$

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

Згідно з одержаними значеннями будують графік функції залишку $R(d)$ (рис. 2.21 в).

Приклад 2.7

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

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

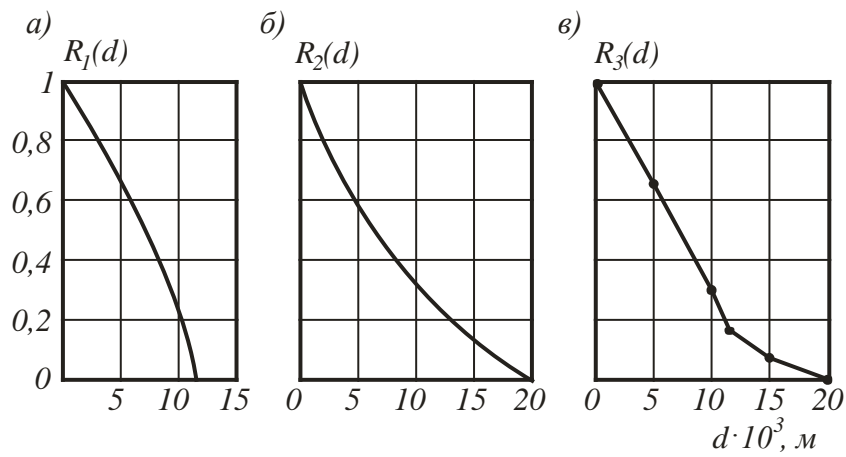


Рисунок 2.21 – Функція розподілу залишку $R_3(d)$ при змішуванні продуктів, які мають дисперсні характеристики $R_1(d)$ і $R_2(d)$

Приклад 2.8

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 (2.4).

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 2.12). Двічі логарифмують рівняння (2.4). 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. 2.22) через них проводять пряму лінію.

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:

$$\left. \begin{aligned} -1,55 &= \ln b - 10n \\ -1,2 &= \ln b - 8,5n \end{aligned} \right\}$$

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

$$n = 1,83;$$

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

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

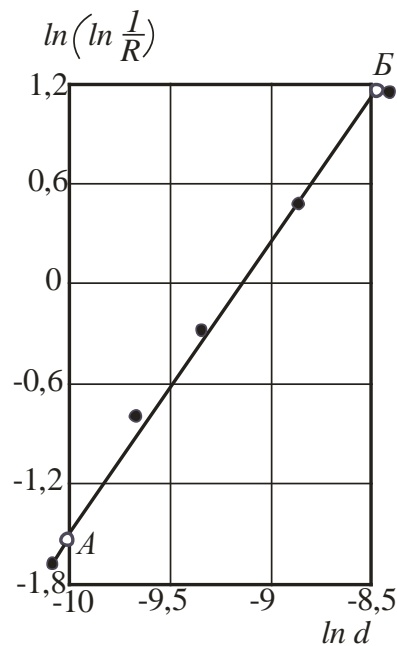


Рисунок 2.22 – До розрахунку коефіцієнтів функції залишку $R(d)$, за рівнянням (2.4)

Приклад 2.9

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 (2.5): $R(d)=\exp(-3d/d_{ном})$ 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 (2.5).

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

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

На графіку (рис. 2.23) 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 2.10

Відома дисперсійна характеристика матеріалу у вигляді функції розподілення залишку $R(d)$ (рис.2.19). Знайти середній розмір часток $d_{\text{сер}}$.

Розв'язок.

За основу рішення беруть інтеграл (2.6), 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 $\Delta Ri(d)$ і для кожного з них визначають середнє значення діаметра часток di .

Орієнтований середній розмір часток всього матеріалу, відповідно до формули (2.6), визначається згідно виразу:

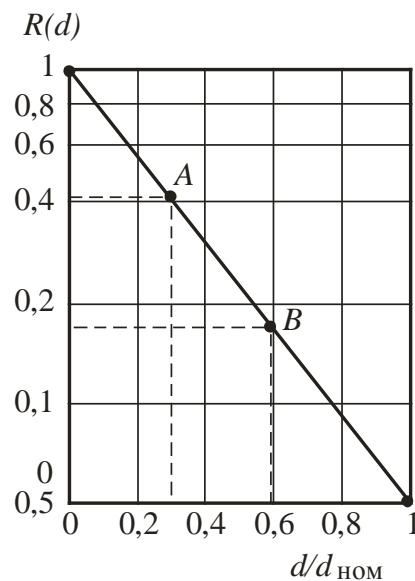


Рисунок 2.23 – Графік функції розподілення залишку за рівнянням (1.5)

$$d_{\text{сер}} = \sum \Delta Ri(d) \cdot di_{\text{сер}} = \Delta Ri(d_1) \cdot d_1 + \Delta Ri(d_2) \cdot d_2 + \Delta Ri(d_3) \cdot d_3 + \Delta Ri(d_4) \cdot d_4 = (0,05 \cdot 75 + 0,33 \cdot 53 + 0,46 \cdot 27 + 0,16 \cdot 8) \cdot 10^{-6} = 35 \cdot 10^{-6} \text{ м}$$

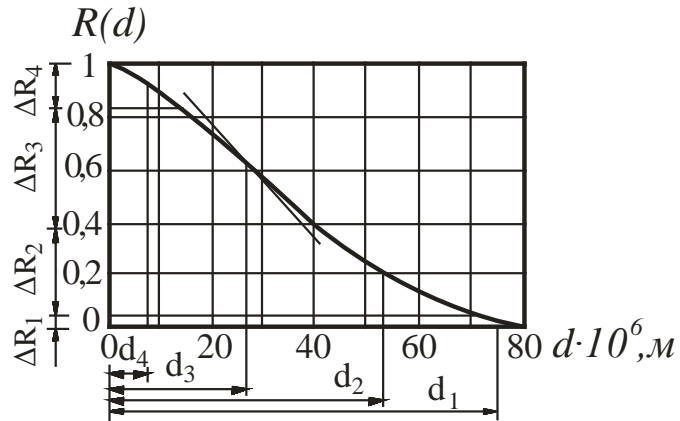


Рисунок 2.24 – До визначення середнього розміру часток

Приклад 2.11

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 (2.8):

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

Більш точний результат можна одержати, якщо провести розрахунки згідно із залежністю (2.7). Попередньо встановлюють функціональну залежність розподілення залишку $R(d)$ від розмірів часток за формулою (2.5):

$$R(d) = \exp(-3d / d_{\text{ном}}).$$

Приймають декілька довільних значень розмірів часток. Для них визначають функцію розподілення залишку $R(d)$ і будують графік залежності $R(d) = f(d)$ (рис. 2.25).

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

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

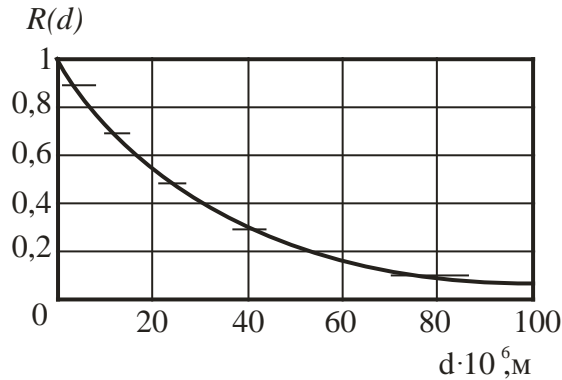


Рисунок 2.25 – До визначення питомої площі поверхні часток сипкого матеріалу

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

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

Для цього розбивають криву (рис. 2.25) на декілька відрізків (для більш точного визначення $F_{\text{пит}}$ ділянку дрібної фракції поділяють на менші відрізки). Поверхнею часток з розміром більше $100 \cdot 10^6, \text{ м}$ нехтують, як величиною безкінечно малою. Мінімальний розмір часток приймають рівним $d_{\text{мін}} = 1 \cdot 10^6 \text{ м}$. Середню величину $1/d_{\text{сер.}i}$ для кожного відрізка $\Delta R(d)$ знаходять згідно теореми про середнє значення [2], за виразом:

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

Результати попередніх розрахунків зведено в таблицю.

Таблиця – Вихідні та розрахункові дані для визначення питомої поверхні сипкого матеріалу (приклад 2.11)

	$\Delta R(d)_1 =$ 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
$1/(d_{\text{сеп.}})_i \cdot 10^6, \text{ м}^{-1}$	0,5	0,19	0,105	0,059	0,032	0,015

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

Приклад 2.12

Визначити коефіцієнти c і a в рівнянні (2.16), якщо під час компресійних випробувань одержали наступні результати:

$$\text{при } \sigma_y = 0,5 \cdot 10^5 \text{ Па} \quad \varepsilon = 0,46$$

$$\text{при } \sigma_y = 2 \cdot 10^5 \text{ Па} \quad \varepsilon = 0,41$$

Розв'язок.

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

$$0,46 = \frac{c}{(0,5 \cdot 10^5)^a};$$

$$0,41 = \frac{c}{(2 \cdot 10^5)^a}.$$

Після логарифмування одержують:

$$-0,33 = \lg c - 4,49a;$$

$$-0,38 = \lg c - 5,3a.$$

Звідки $c=1,13$; $a=0,082$.

Приклад 2.13

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 $w^c=0,05$; порозність в стані рихлої засипки $\varepsilon_0=0,56$; компресійна (ущільнююча) характеристика згідно (2.16) 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 виразу:

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

де σ , Па – тиск матеріалу на дно бункера;

$$g = 9,81 \text{ м/с}^2.$$

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 (2.16) і (2.17) 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.

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

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

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

$$\sigma_2 = 18350 + 18495 = 36845 \text{ Па} \quad \text{і т.п.}$$

Результати розрахунків введено в таблицю.

Таблиця – Результати розрахунків тиску матеріалу на дно складського бункера (приклад 2.13)

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 2.14

Гранульований матеріал подається дозатором на стальний жолоб (рис. 2.21, 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 $\varphi_{\text{п}} = 28^{\circ}$.

Розв'язок.

Матеріал, який подається дозатором на жолоб має початкову швидкість $w_{\text{р}}$. В такому разі мінімальний кут нахилу жолоба визначиться кутом тертя руху матеріалу $\varphi_{\text{р}}$.

Згідно з рівнянням (2.18):

$$f_{\text{р}} = \text{tg } \varphi_{\text{р}} = 0,8 \text{ tg } \varphi_{\text{п}} = 0,8 \text{ tg } 28^{\circ} = 0,01 \cdot 0,53 = 0,42;$$

$$\varphi_{\text{р}} = \arctg 0,42 = 23^{\circ}.$$

Жолоб встановлюють під більшим кутом до горизонталі.

$$\alpha = 25 > \varphi_{\text{р}}.$$

Із рис. 2.26 а видно, що початкова швидкість руху матеріалу по жолобу зв'язана зі швидкістю падіння матеріалу $w_{\text{п}}$ наступним чином:

$$w_{\text{н}} = w_{\text{п}} \cdot \cos(90^{\circ} - \alpha).$$

В свою чергу, швидкість падіння визначиться за формулою:

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

Тоді:

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

Для визначення кінцевої швидкості матеріалу розглядають на поверхні жолоба елемент сипкого матеріалу (рис. 2.21, 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, а тому, що $\alpha > \varphi_p$ і, відповідно:

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

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

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

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

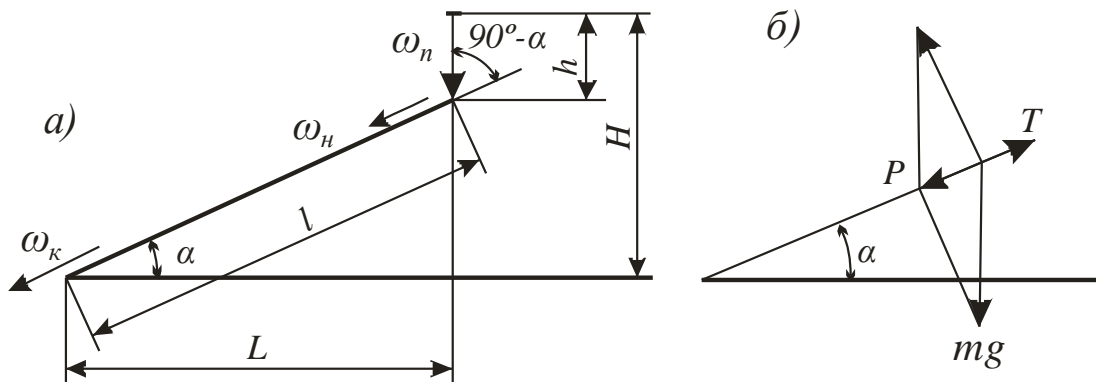


Рисунок 2.26 – До визначення швидкості руху сипкого матеріалу по жолобу

Приклад 2.15

В циліндричній посудині (рис. 2.27) 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:

$$\sigma_1 = \frac{4P}{\pi \cdot d^2} = \frac{4 \cdot 785}{\pi \cdot 0,12} = 1 \cdot 10^5 \text{ Па.}$$

Тиск матеріалу на бокові стінки: $\sigma_3 = \zeta \cdot \sigma_1$. Коефіцієнт бокового тиску ζ визначають за рівнянням (2.21):

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

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

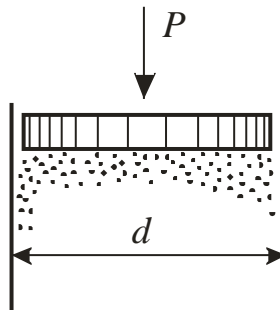


Рисунок 2.27 – До визначення тиску сипкого матеріалу на бокові стінки циліндра

Приклад 2.16

Із вологого сипкого матеріалу шляхом ущільнення (рис. 2.28) під навантаженням $\sigma_y = 0,1 \cdot 10^5 \text{ Па}$ виготовили циліндр. Визначити величину нормального питомого навантаження, при якому циліндр зруйнується, якщо функція витоку даного матеріалу представлена у вигляді графіка (рис. 2.28). 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 питоме навантаження σ_1 , при якому зруйнується циліндр, визначають за допомогою графіка (рис. 2.23) при умові, що $\sigma_1 = \sigma_p = 3,0 \cdot 10^3 \text{ Па}$.

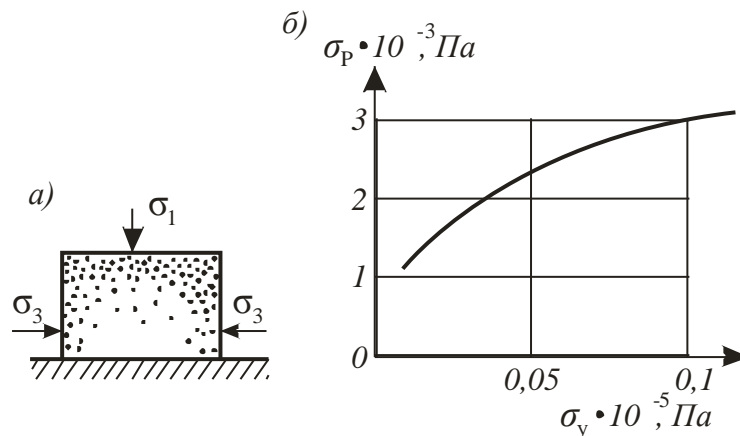


Рисунок 2.28 – До визначення руйнуючого питомого навантаження для таблетки із ущільненого порошку

Приклад 2.17

Визначити сили, які діють на стінки конічного сталюого бункера (рис. 2.29), 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 $\varphi_{\text{п}} = 35^\circ$. 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. 2.24). 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 оцінки 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:

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

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

де r – радіус конуса на відстані Z , м;

m – маса матеріалу нижче перерізу Z , кг.

Відповідно до схеми (рис. 2.24), $r = (H_k - Z)/\operatorname{tg}\alpha$, а маса матеріалу (приблизно) :

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

Величини σ_1 і σ_α знаходять, за рівняннями (2.25) і (2.32). Визначають коефіцієнт тертя покою відносно стінок бункера f_n , висоту конуса H_k , коефіцієнт бокового тертя ζ , згідно з рівнянням (2.21) і коефіцієнт B в рівнянні (2.25):

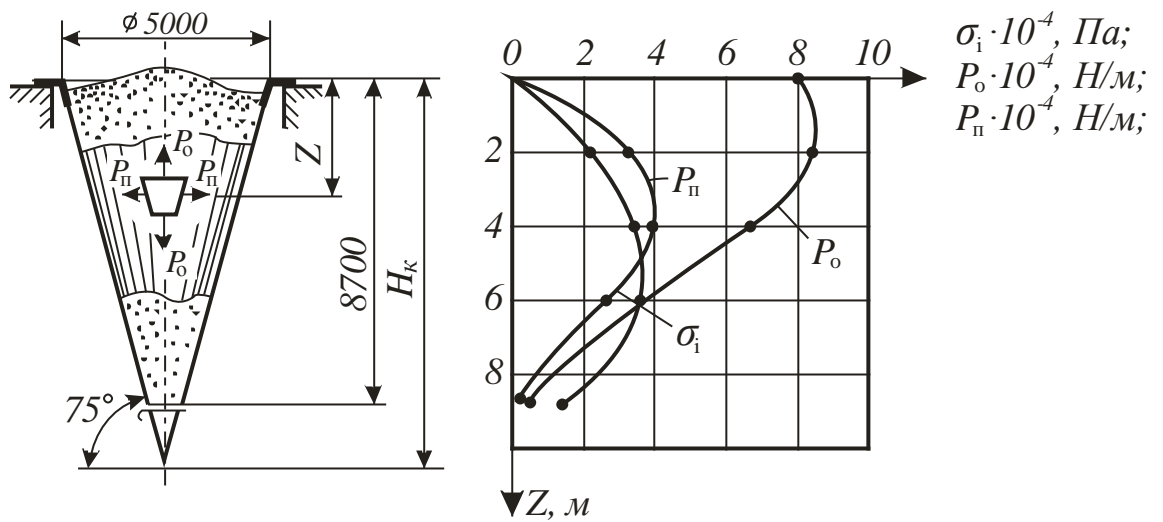


Рисунок 2.29 – До визначення сил, які діють на стінки конічного бункера

$$f_{\text{п}} = \text{tg}\varphi_{\text{п}} = \text{tg}35^{\circ} = 0,7;$$

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

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

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

Розраховують значення σ_1 , $P_{\text{п}}$ і P_0 для п'яти рівнів Z : 0; 2; 4; 6 і 8,7

м.

$Z = 0$ м; $\sigma_1 = 0$; $P_{\text{п}} = 0$;

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

$Z = 2$ м.

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

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

Н/м.

$$P_0 = 1,5 \cdot \frac{\pi \left[(9,3 - 2) / \operatorname{tg} 75^0 \right]^2 \cdot 22821 + \frac{1}{3} \pi \left[(9,3 - 2) / \operatorname{tg} 75^0 \right]^2 (9,3 - 2) \cdot 1400 \cdot 9,81}{\sin 75^0 \cdot 2 \cdot \pi \cdot (9,3 - 2) / \operatorname{tg} 75^0} =$$

$$= 85378 \text{ Н/м, і так далі.}$$

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_0 , 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 $\sigma_1(Z)$, $P_0(Z)$ і $P_n(Z)$ (рис. 2.29).

Приклад 2.18

Визначити сили, які діють на стінки циліндро - конічного сталюого силосу (рис. 2.30). Бункер завантажено порошковим матеріалом. Густина часток матеріалу $\rho_m = 2700 \text{ кг/м}^3$; вологовміст $w^c = 0,05$; ефективний кут внутрішнього тертя $\varphi = 30^0$; кут тертя покою матеріалу відносно стінки силосу $\varphi_n = 30^0$. Порозність шару матеріалу змінюється, за залежністю $\varepsilon = 1,13/\sigma^{0,082}$. Розвантаження силосу здійснюється за допомогою вібратора.

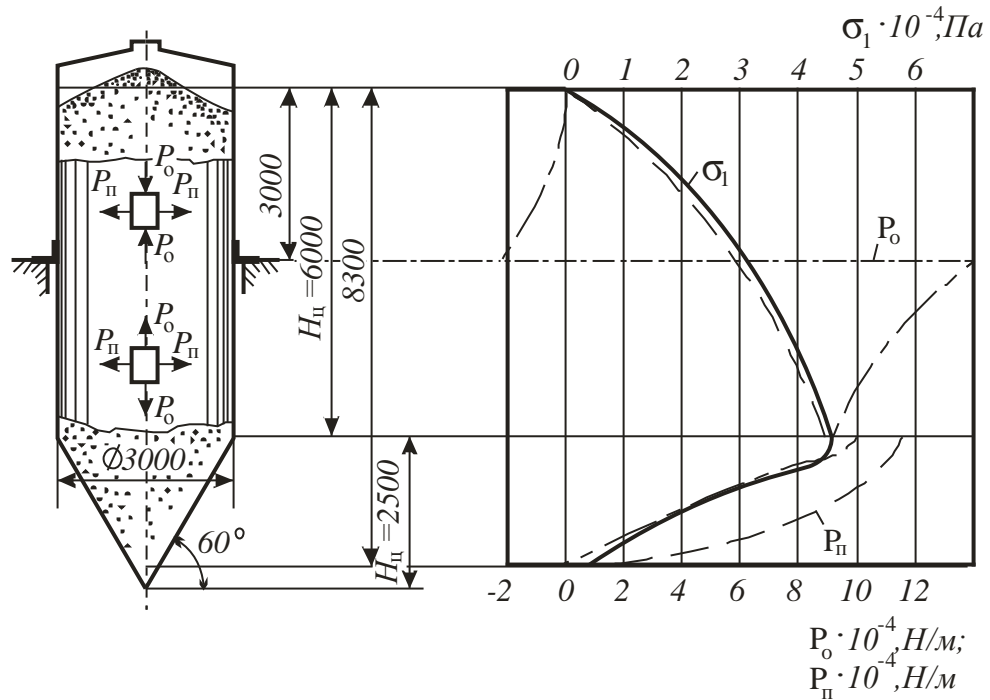


Рисунок 2.30 – До визначення сил, які діють на стінки силосу

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 (2.16) і (2.17):

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

Відповідно до умов:

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

Для приведення рівняння (2.23) у відповідність до умов задачі визначають:

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

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

коефіцієнт бокового тиску, за рівнянням (I.21):

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

Для цих даних при глибині $Z=8,3$ м рівняння (2.23) прийме наступний вигляд:

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

При $\sigma_1 = \sigma_y$ можна записати:

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

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).

$$Z=2 \text{ м}$$

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

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

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

В конічній частині силосу розраховують σ_1 , згідно рівняння (2.25) для трьох рівнів Z відносно основи конусу (0,8; 1,6 і 2,3), м.

Попередньо визначають величину B , згідно з виразом (2.27):

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

$$Z=0,8 \text{ м}$$

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

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

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

За розрахованими даними будують графік функції $\sigma_1 (Z)$ (рис. 2.30).

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 конусу 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:

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

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

Значення σ_1 для відповідних рівнів глибини знаходять на графіку (рис. 2.30).

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:

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

$$P_{\Pi} = K_{\delta} \cdot 2r\sigma_1 \cdot \zeta.$$

$$Z = 3 \text{ м};$$

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

$$= 130652 \text{ Н/м.}$$

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

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

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

Сили P_0 і P_{Π} в конічній частині силосу визначають за формулами:

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

$$P_{\Pi} = K_{\delta} \cdot 2r\sigma_{\alpha} \cdot \sin \alpha = K_{\delta} \cdot 2 \cdot r \cdot \sigma_1 (\cos^2 \alpha + \zeta \cdot \sin^2 \alpha) \cdot \sin \alpha.$$

$$Z = 0 \text{ м};$$

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

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

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

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

На основі одержаних результатів будують графіки функцій $P_0(Z)$ і $P_n(Z)$ (рис. 2.30).

Значення сил використовують при розрахунках товщини стінок силосу.

Приклад 2.19

Визначити сили, які діють на стінки переносного пірамідального бункера (рис. 2.26) у випадку заповнення його аерованим порошковим матеріалом з густиною $\rho_m = 2700 \text{ кг/м}^3$, вологовмістом $w^c = 0,07$ і порозністю в стані рихлої 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 розподіленним питомим навантаженням (тиском) σ_α . Визначають густину матеріалу, згідно з рівнянням (2.17):

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

Знаходять розподілення питомих навантажень σ_1 і σ_α з урахуванням, що матеріал аеровано повітрям за формулою (2.34):

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

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:

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

де $a = 2 \frac{H_k - Z}{\operatorname{tg} \alpha}$ – 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 проводять для чотирьох значень Z .

Z (0; 0,925; 1,85; 2,8; 3,7), м.

$Z = 0$ м; $\sigma_1 = \sigma_\alpha = 0$; $P_n = 0$;

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

$Z = 0,925$ м, $\sigma_1 = \sigma_\alpha = 0,925 \cdot 1271 \cdot 9,81 = 11522$ Па.

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

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

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

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

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

Результати розрахунків представлено графічними залежностями функцій $P_0(Z)$, $P_\Pi(Z)$ та $\sigma_\alpha(Z)$ (рис. 2.31), які, в свою чергу, використовують при розрахунках товщини стінок бункера.

Приклад І.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 $\rho_H = 1600$ кг/м³, 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.

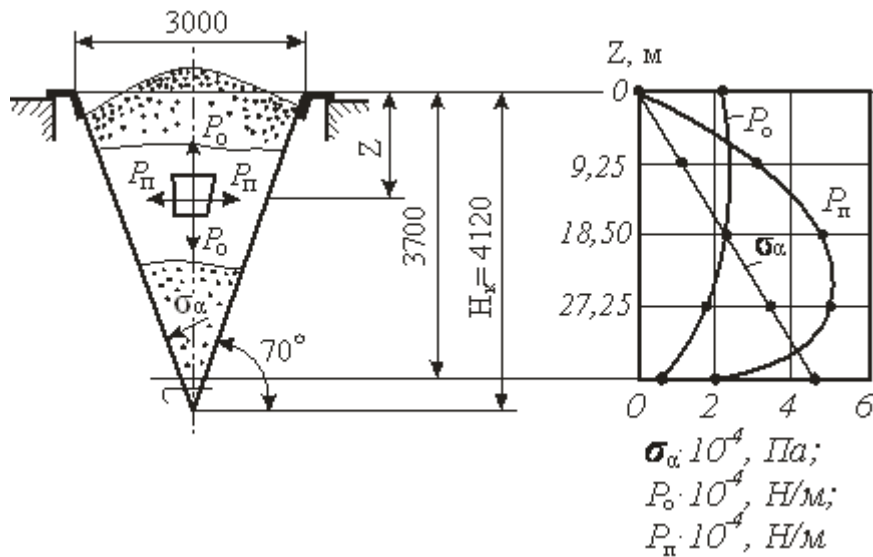


Рисунок 2.31 – До визначення сил, які діють на стінки пірамідального бункера, у випадку його завантаження аерованим порошковим матеріалом

У першому випадку, кут нахилу твірної конічного днища до горизонталі приймають більшим від φ_n 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:

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

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

Мінімальний розмір отвору знаходять із умови забезпечення заданої продуктивності:

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

де F – площа отвору, м^2 .

З урахуванням рівняння (I.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 2.21

Видати рекомендації до проектування циліндричного бункера для зберігання дрібнозернистого матеріалу, який містить незначну кількість пилу, що утворилась в результаті механічного стирання часток. Коливання 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 $\varphi_{\text{п}} = 25^\circ$, ефективний кут внутрішнього тертя $\varphi = 40^\circ$.

Розв'язок.

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

При $\varphi_{\text{п}} = 25^\circ$ 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 2.20).

Приклад 2.22

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 $d_{\max} = 50 \cdot 10^{-3} \text{ м}$, насипна густина матеріалу $\rho_n = 1800 \text{ кг/м}^3$, 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 $d = 3 \cdot 10^{-3} \text{ м}$ 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 невеликим 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. 2.14). В даному випадку $K_u = 1,7$.

Спільне рішення рівнянь (2.37) і функцій витікання згідно із завданням приводять до виразу: $\sigma_p = 66,4(1,7\sigma_p)^{0,5}$, звідки $\sigma_p = 7495 \text{ Па}$. Знаходять значення коефіцієнта $A' = 2,5$ (рис. 2.12, б). Максимальний розмір випускного отвору, згідно (2.36) складе:

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

Приймається $d = 1,1 \text{ м}$.

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

Відповідно до рекомендацій $\theta = 30^\circ$, $K_u = 1,7$, $\sigma_p = 7495 \text{ Па}$. Значення коефіцієнта A знаходять за графіком (рис. 2.12, а). $A = 1,16$.

За рівнянням (2.35) 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 (2.38) згідно з рівнянням (2.39):

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

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

Остаточно приймається ширина отвору $b = 0,5 \text{ м}$

При відомих b і $d = 1,1 \text{ м}$ (рис. 2.11, б) довжина отвору складе:

$$a = \sqrt{11^2 - 0,5^2} = 0,92 \text{ м.}$$

Перевіряють розміри отвору по продуктивності. Визначають за рівнянням (2.40) 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:

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

або $G=1339 \text{ т/год.}$

Одержана продуктивність повністю відповідає вихідній умові.

Приклад 2.23

Видати рекомендації до проектування ємності з вільним витіканням порошкового матеріалу. Випуск матеріалу здійснюється періодично з максимальним проміжком часу $\tau = 3$ доби. Ефективний кут внутрішнього тертя $\varphi = 50^\circ$, кут зовнішнього тертя спокою $\varphi_n = 25^\circ$. 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. 2.13, 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 (2.37) 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 $\sigma_p = 5002$ Па.

За допомогою рис. 2.12 а знаходять середнє значення коефіцієнта $A = 2,26$. Тоді згідно з рівнянням (2.35) 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 (2.37) 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 $\sigma_p = 676$ Па.

Відповідно до рівняння (2.35) діаметр отвору складе:

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

Приклад 2.24

Видати рекомендації до проектування ємності з вільним витіканням порошкового матеріалу з ефективним кутом внутрішнього тертя $\varphi = 60^\circ$, кутом зовнішнього тертя покою $\varphi_n = 20^\circ$ і насипною густиною $\rho_n = 800$ кг/м³. 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. 2.13,а $K_u = 1,3$; $\theta = 25^\circ$. Спільне рішення залежності (2.37) і рівняння функції витікання приводить до виразу:

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

Звідки $\sigma_p = 7436$ Па.

За рис. 2.12, а при $\theta = 25^\circ$ коефіцієнт $A = 2,35$. Тоді згідно з рівнянням (2.35) 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. 2.13, б

визначають $K_u = 1,2$ і $\theta = 13 \div 33^\circ$. Спільне рішення (2.37) і рівняння функції витікання, дає $\sigma_p = 7036$ Па.

За рис. 2.12, а при $\theta_{\text{сер}} = 25^\circ$ знаходять коефіцієнт $A = 1,15$. Тоді згідно (2.35), 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 2.25

Визначити час розвантаження переносного бункера (рис. 2.31) 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 (2.41):

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

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. 2.31, площа перерізу складає:

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

де 0,42 – відстань від вершини конуса до вихідного отвору, м.

Тоді час розвантаження бункера визначиться виразом:

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

Після інтегрування:

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

Згідно з вихідними умовами:

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

Приклад 2.26

Визначити верхню межу (максимальний діаметр часток), для якої зберігається справедливість формули Стокса, стосовно часток 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 2.27

Знайти швидкість осадження у воді часток сферичної форми діаметром $d = 0,9 \text{ мм}$, якщо густина $\rho_m = 2650 \text{ кг/м}^3$, 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. 2.15 знаходять $Re = 140$. Швидкість осадження частки 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 2.28

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

Розв'язок.

Розраховують критерій Lu за формулою (2.55):

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

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

Згідно із значенням критерію $Lu = 5,72 \cdot 10^3$ і по рис. 2.15 визначають критерій Рейнольдса $Re = 1750$. Із визначення критерію Рейнольдса максимальний діаметр часток, 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 2.29

Визначити швидкість осадження у воді при температурі $t = 20^{\circ}\text{C}$ часток вуглуватої форми з $d_{екв.} = 1 \text{ мм}$. Густина $\rho_m = 7560 \text{ кг/м}^3$.

Розв'язок.

Швидкість осадження часток неправильної форми знаходять із визначення критерію Lu , 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. 2.15 для часток вуглуватої форми $Ly = 3,1 \cdot 10^{-2}$.

Швидкість осадження, за формулою (2.57):

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

м/с.

Приклад 2.30

Визначити розміри продовгуватих часток $\rho_M = 1400$ кг/м³ і плоских часток $\rho_{Mc} = 2200$ 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 $d_{екв}$. розраховують згідно з формулою (2.60):

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

Для цього визначають критерій Ar в залежності від критерію Ly (рис. 2.15) для часток відповідної форми.

Для продовгуватих часток :

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

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

Для плоских часток:

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

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 пластинчатої форми.

Еквівалентний діаметр часток:

$$d_{екв1} = \sqrt[3]{\frac{Ar_1 \cdot \mu_c^2}{(\rho_{m1} - \rho_c) \cdot \rho_c \cdot g}} = \sqrt[3]{\frac{9 \cdot 10^4 \cdot 1^2 \cdot 10^{-6}}{9,81 \cdot 0,4 \cdot 10^3 \cdot 10^3}} = 2,82 \cdot 10^{-3} \text{ м.}$$

Еквівалентний діаметр часток:

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

Приклад 2.31

Визначити діаметр найменших часток, які будуть осаджуватися в газоході квадратної форми довжиною $L = 16$ м і висотою $h = 2$ м при лінійній швидкості газу $w_c = 0,5$ м/с. В'язкість газу $\mu_c = 0,03 \cdot 10^{-3}$ Па·с; густина газу $\rho_c = 0,8$ кг/м³, густина матеріалу часток $\rho_m = 4000$ кг/м³.

Розв'язок.

Повітря проходить канал протягом:

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

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

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

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

Розраховують критерій Lu згідно з формулою (2.57):

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

За графіком (рис. 2.15) знаходять значення критерію $Re = 0,14$ звідки:

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

Приклад 2.32

Якою повинна бути швидкість повітря у вертикальній трубі пневматичної сушарки, щоб забезпечити переміщення часток 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 графіка 2.16.

За формулою (2.52) розраховують критерій Ar :

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

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

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

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

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

Дійсна робоча швидкість за умовою задачі:

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

Приклад 2.33

В апараті у зваженому (псевдозрідженому) стані знаходиться полідисперсний шар, 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, \bar{x} , % мас.	43	28	17	12

Насипна густина $\rho_n = 650 \text{ кг/м}^3$, густина часток $\rho_m = 1100 \text{ кг/м}^3$.
Температура повітря $t_c = 150 \text{ }^\circ\text{C}$. 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 критерія Ar і за допомогою графіка (рис. 2.16) знаходять відповідне значення $Lu_{кр.}$ для початку псевдозрідження. Для цього спочатку визначають еквівалентний діаметр часток.

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 даних 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 $Lu_{кр} = 3 \cdot 10^2$.

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 псевдозрідженого 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. 2.16 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 2.34

За даними попередньої задачі визначити розміри апарата і гідравлічний опір шару твердих часток. Продуктивність апарата $G = 2,5$ т/год матеріалу, при середньому часі перебування його в апараті $\tau_0 = 10$ хвилин. Витрата повітря в робочих умовах $V = 4300$ м³/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 матеріалу 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 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:

$$\varepsilon_0 = \left(1 - \frac{\rho_H}{\rho_M}\right) = \left(1 - \frac{650}{110}\right) = 0,41.$$

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:

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

Приклад 2.35

Визначити діаметр сферичних часток 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 знаходять за критерієм Ar після визначення критерію $Lu_{кр}$

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

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 $Lu_{кр} = 3,14$ відповідає (рис. 2.16) 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

У псевдозрідженному шарі апарата утримується $M=1000$ 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 на протязі 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 37% матеріалу перебуває у псевдозрідженному шарі довше 15 хв. Відповідно, частка матеріалу, який перебуває в шарі менше 15 хв складатиме:

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

Для визначення необхідного числа псевдозрідених шарів розраховують частку матеріалу, час перебування якого в шарах коротший від τ_0 , відповідно для апаратів з двома, трьома і т.д. шарами (2.76).

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 псевдозріденими шарами 8% матеріалу буде перебувати в шарах менше 15 хвилин, що відповідає умові завдання.

Середній час перебування матеріал 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 хв частка матеріалу, що буде перебувати в апараті менше 15 хв, буде:

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

Можна зробити висновок, що секціювання апарату поліпшує ефективність процесу.

Контрольні задачі до розділу 2

Задачі 2.1 – 2.18

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 2.1 – 2.18

№ 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 2.19

Із дробарки вивантажується матеріал з відомою дисперсною характеристикою $R(d)$ (рис. 2.17). 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 2.20

Із маси матеріалу з відомим дисперсним складом (рис. 2.24) 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 2.21

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 2.22-2.43

Визначити сили (навантаження), що діють на стінки сталюого бункера (рис. 2.32), 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 ⁰ _п	Додаткові умови
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14
I.22	2	0	2,7	5,2	65	2800	0,5	0,06	1,15	0,09	30	22	Бункер циліндро- конічний.
I.23	1,8	1	3	5,5	70	2680	0,56	0,05	1,15	0,09	32	20	
I.24	2,8	2,5	3,5	6,5	65	2900	0,54	0,06	1,15	0,09	32	20	
I.25	3,0	3	4,5	7,5	70	3000	0,5	0,07	1,15	0,09	30	22	
I.26	3,2	3,5	4,0	7,0	65	3100	0,58	0,08	1,15	0,09	34	25	

Продовження табл.2

1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14
I.27	2,0	0	2,8	4,9	65	2900	0,54	0,06	1,14	0,08	38	20	Бункер прямокутний. Розвантаження за допомогою вібратора
I.28	2,2	1,2	2,9	5,0	70	2850	0,52	0,055	1,14	0,08	39	22	
I.29	2,8	1,8	3,0	5,6	65	3100	0,56	0,05	1,14	0,09	40	21	
I.30	3,0	2,8	3,5	6,8	70	3000	0,50	0,054	1,14	0,08	36	25	
I.31	3,2	3,6	3,8	7,0	65	2800	0,48	0,06	1,13	0,08	34	24	
I.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
I.33	3,2	2	2,2	6,6	65	2900	0,54	0,05	1,14	0,08	44	24	
I.34	3,0	2	2,8	7,6	75	3000	0,58	0,04	1,13	0,08	46	26	
I.35	2,0	0,5	3,0	4,5	65	2950	0,6	0,048	1,13	0,08	50	25	
I.36	2,1	0,5	0	1,8	65	2850	0,48	0,05	0,52	0,01	48	20	Бункер прямокутний для транспортування
I.37	2,0	0,8	0	1,9	70	2900	0,5	0,05	0,52	0,01	46	22	
I.38	2,8	0,9	0	2,2	70	2950	0,52	0,06	0,52	0,01	50	24	
I.39	3,0	1,3	0	2,5	65	3000	0,54	0,06	0,52	0,01	45	21	
I.40	3,2	1,2	4,0	6,2	60	3000	0,5	0,04	0,5	0	40	15	
I.41	3,0	1,4	3,9	6,0	65	3200	0,48	0,045	0,5	0	42	16	Бункер циліндро-конічний. Затвор відкривається пневмоциліндром
I.42	2,8	2,5	4,2	6,4	62	3100	0,52	0,05	0,5	0	44	17	
I.43	3,8	3,5	4,8	8,0	60	3150	0,54	0,052	0,5	0	40	18	

Примітка: ρ_m – густина матеріалу часток, кг/м^3 ; ϵ_0 – порозність шару матеріалу в рихлому стані; ω^c – вологість; s і a – коефіцієнт і показник степені в рівняння (2.16); φ – ефективний кут внутрішнього тертя; φ_n – кут зовнішнього тертя покою.

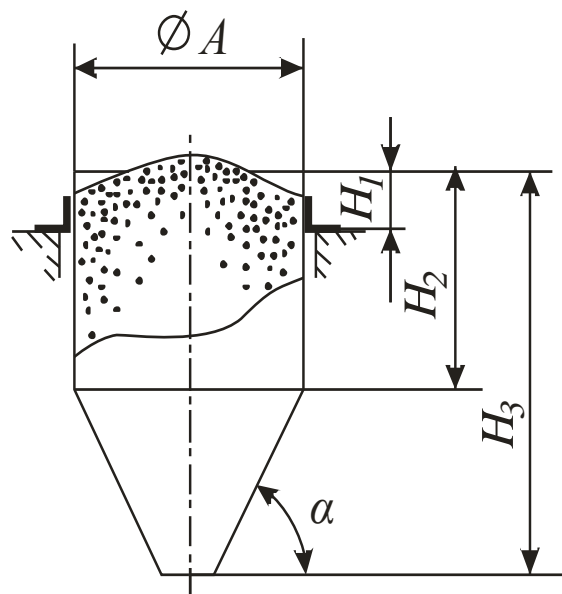


Рисунок. 2.32 – Схема бункера з сипким матеріалом

Задачі 2.44-2.68

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

Таблиця 3 – Вихідні дані для задач 2.44 – 2.68

№ задачі	G, т/год	φ^0	$\varphi^0_{п}$	φ^0_{τ}	ρ_n , кг/м ³	R	ϵ	R'	ϵ'	Спосіб витікання	Форма випускного отвору
I.44	120	32	24	-	1200	29	0,46	-	-	вільне	квадратна
I.45					1300						кругла
I.46					1100						прямокутна
I.47					1400						кругла
I.48					1000						квадратна
I.49	90	38	20	28	1500	-	-	61	0,44	невільне	квадратна
I.50					1600						кругла
I.51					1400						кругла
I.52					1200						прямокутна
I.53					1300						квадратна
I.54	140	48	24	-	1200	20	0,48	65	0,44	вільне	кругла
I.55					1300						прямокутна
I.56					1100						квадратна
I.57					1250						прямокутна
I.58					1150						кругла
I.59	980	49	22	38	100	-	-	6	0,49	невільне	квадратна
I.60					1700						кругла
I.61					1800						прямокутна
I.62					1700						кругла
I.63					1800						квадратна
I.64	60	38	17	-	1100	27	0,47	38	0,48	вільне	кругла
I.65					1150						кругла
I.66					1200						квадратна
I.67					950						прямокутна
I.68					850						квадратна

Примітка: G – мінімальна продуктивність випускного отвору, т/год; φ – ефективний кут внутрішнього тертя, град.; $\varphi_{п}$ – кут зовнішнього тертя покою, град.; φ_{τ} – статичний кут внутрішнього тертя, град.; ρ_n – насипна густина матеріалу кг/м³; R і ϵ – коефіцієнт і показник степені в рівнянні (2.22) для визначення миттєвої функції витікання; R' і ϵ' – коефіцієнт і показник степені в рівнянні (2.22) для визначення часової функції витікання.

Задача 2.69

Розрахувати мінімальну швидкість вертикального потоку повітря в повітряному сепараторі, яка необхідна для виділення дрібних часток апатиту ($d < 1$ мм) від більш крупних. Температура повітря 25⁰С, густина

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

Задача 2.70

Визначити швидкість осадження у воді при температурі $t = 25^\circ\text{C}$ продовгуватих часток ($\rho_{m1} = 1450 \text{ кг/м}^3$) і пластинчастих часток ($\rho_{m2} = 2300 \text{ кг/м}^3$), які мають еквівалентний діаметр $d_{\text{екв.}} = (2; 3; 4; 5)$, мм відповідно.

Задача 2.71

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

Задача 2.72

Для умов задачі 2.71 визначити порозність і висоту зваженого шару, якщо швидкість повітря перевищить критичну в 1,5 рази.

Задача 2.73

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) $\rho_m = 720 \text{ кг/м}^3$

РОЗДІЛ 3 ОБЛАДНАННЯ ДЛЯ ПЕРЕРОБКИ 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 розрихлення матеріалу	μ	-
Коефіцієнт рухливості	m	-
Коефіцієнт тертя матеріалу	f	-
Крок витка шнека	s	м
Кут нахилу	α	°
Маса барабана	G_b	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

3.1 Класифікація, сортування та очищення сипких і зернистих матеріалів

Класифікація – процес розділення однорідних сипких матеріалів за розмірами кусків або часток.

Класифікація сипкого матеріалу за розмірами часток здійснюється:

- 1) просіюванням (механічна класифікація) або розсіванням суміші твердих часток на ситах;
- 2) повітряною (пневматичною) класифікацією, або сепарацією розділенням суміші твердих часток на фракції за величиною швидкості осадження часток у повітрі;
- 3) 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 сортуванням.

Сортування (просіювання) буває самостійне, коли отриманий матеріал – готова продукція, 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 сортування 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 $+d$, прохід), а більші частки залишаються на ситі (фракція $+d$, схід або залишок) рис.3.1а. Сита, які виготовляють штампуванням з металевих листів товщиною $\delta = 2\div 12$ мм, називають решетами. Круглі або довгасті отвори розміром 5–10 мм штамнують розширеними до низу (щоб уникнути забивання). Для просіювання великих кусків використовують решітки – колосники зі стрижнів трапецієподібного перерізу.

Механічне сортування (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 просіванням 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 у перетині 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 . Для його визначення 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.

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, колосникові 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.

По першому способу 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.

По другому способу сортування (просіювання) «від крупного до дрібного» сита розміщують один над другим. 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 установа, 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.

Плоский 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 ексцентриковий 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.

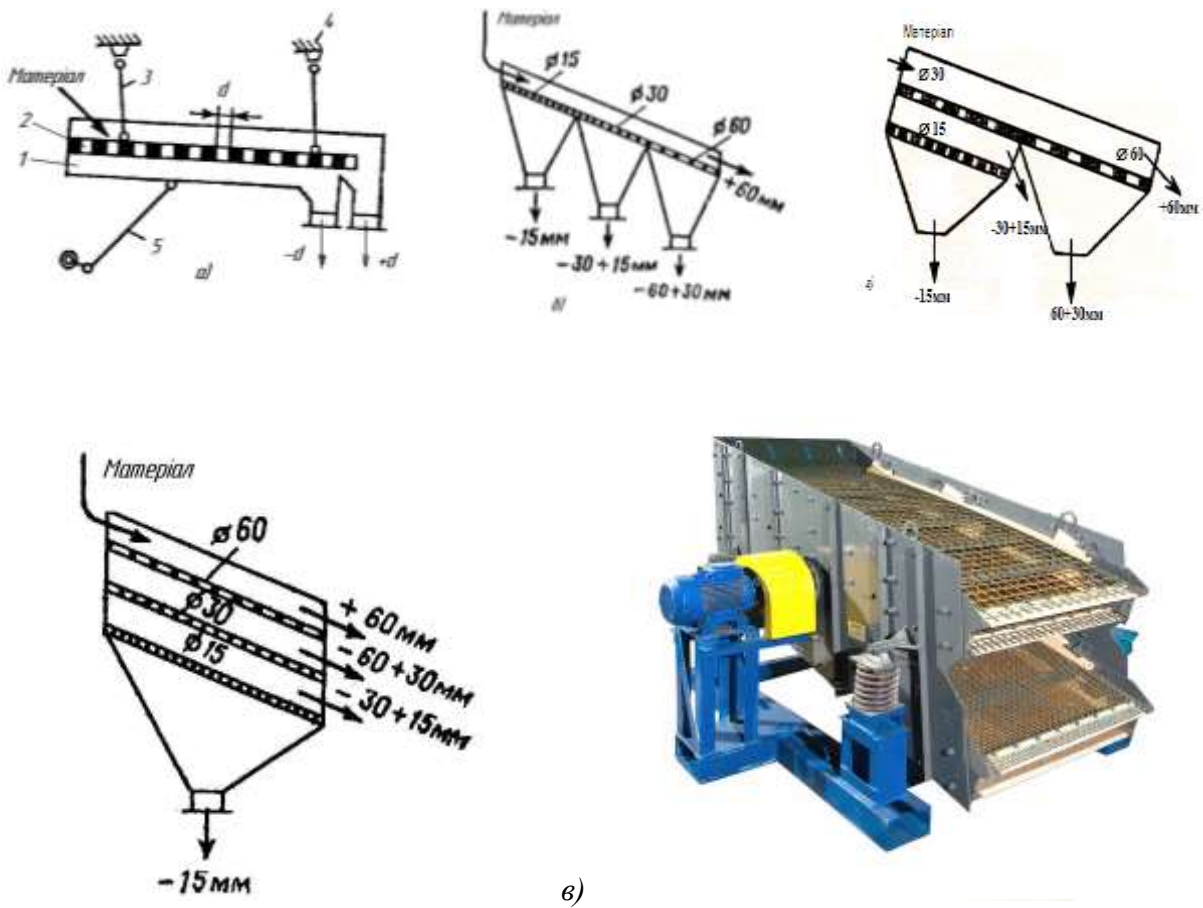
Сипка суміш, що розділяється надходить на сито верхнього короба, просувається по ньому і ділиться на дві фракції: верхню (крупну) і нижню (дрібну). Верхня фракція відводиться за призначенням, а нижня з-під сита верхнього короба спрямовується в нижній короб. Рухаючись по сити нижнього короба, ця фракція 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 й нижнього коробів.

Для того щоб частка переміщалася уздовж сита, мінімальна частота обертання вала n (об/хв) повинна відповідати наступній залежності [1]:

$$n = \frac{30}{\sqrt{rtg\alpha}} \quad (3.2)$$

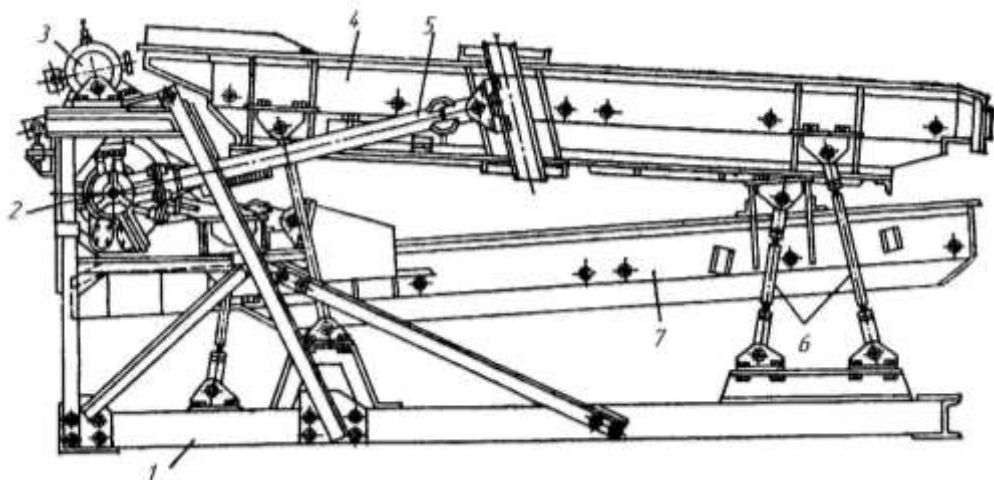
де α – кут нахилу сита, що дорівнює $10 - 12^\circ$;

r – радіус кривошипа, м.



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

Рисунок 3.1 – Схеми ситових грохотів



1 – опорна рама; 2 – ексцентриковий вал; 3 – двигун; 4 – верхній короб із ситом;
 5 – шатун; 6 – опори; 7 – нижній короб із ситом

Рисунок 3.2 – Плоский коливний грохот з різнобічним нахилом сит

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]:

$$G = 3600SW_{cp}\rho_H\varphi , \quad (3.4)$$

де S – площа перерізу короба, м²;

ρ_H – насипна густина матеріалу (т/м³);

φ – коефіцієнт заповнення матеріалу.

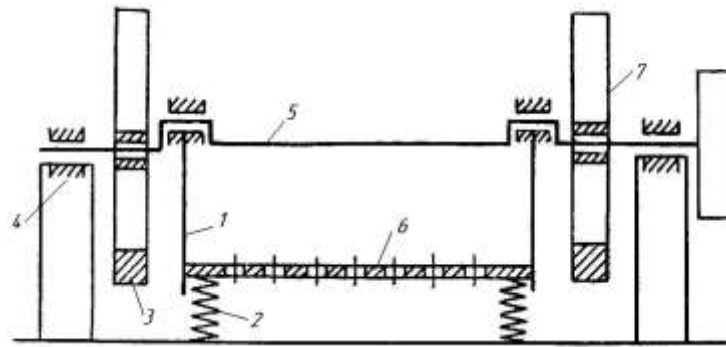
Об'ємна витрата матеріалу, що переміщується Q (м³/с) дорівнює [2]:

$$Q = SW_{cp} , \quad (3.5)$$

Нахил грохота, частота обертання ексцентрикового вала, 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 хв⁻¹.

Гіраційний грохот. Схема гіраційного грохота, наведена на рис. 3.3. Короб I із ситами $б$ робить кругові рухи у вертикальній площині за

допомогою ексцентрикового вала 5. Краї короба сит з'єднуються з нерухою рамою 4 пружинними амортизаторами 2. Відцентрові сили інерції, що виникають при русі корпусу, урівноважуються контрвантажами 3 на симетрично розташованих дисках 7.



1 – короб; 2 – амортизатор; 3 – контрвантаж; 4 – рама;
5 – ексцентриковий вал; 6 – сито; 7 — диск

Рисунок 3.3 – Схема гіраційного грохота

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. Вібраційні грохоти поділяють на механічні (інерційні та ударні) і електромагнітні.



1 – корпус; 2 – дебаланси; 3 – сито; 4 – вал

Рисунок 3.4 – Схема вібраційного грохота

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, m^2 ;

a – вміст нижнього продукту у вихідному матеріалі, %;

b – вміст у нижньому продукті зерен розміром менших половини отвору сита, %

d – розмір отвору сита, мм.

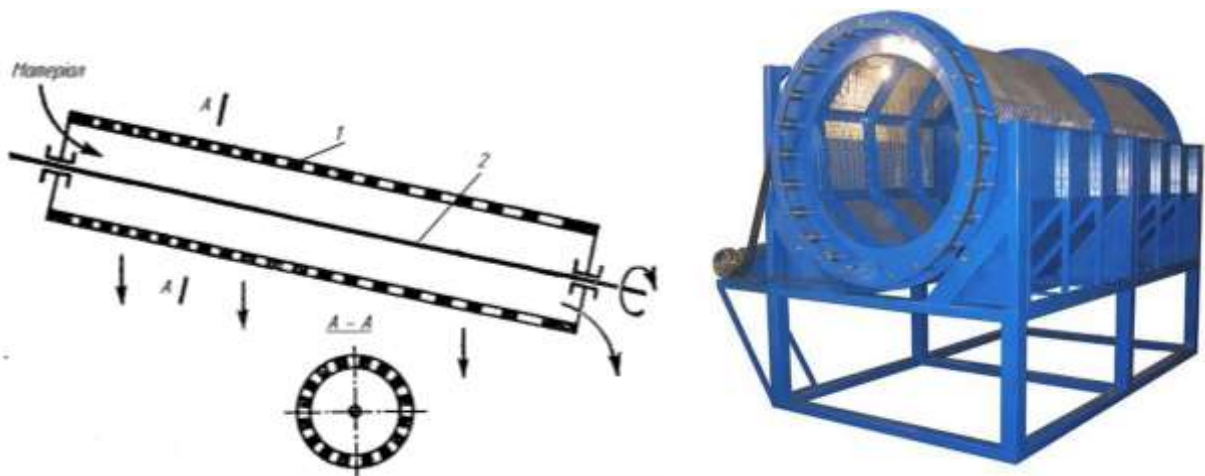
Для горизонтального грохота коефіцієнт $A=4,7 \cdot 10^{-4}$. Для нахилоного грохота коефіцієнт $A=2,9 \cdot 10^{-4}$.

Барабаний 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 $4 - 7^\circ$, (конічні барабани встановлюють горизонтально). Отвори в барабані в більшості випадків зростають по ходу матеріалу (від дрібного до крупного).

Частота обертання барабанного грохота залежить від радіусу 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.



1– барабан; 2 – центральний вал

Рисунок 3.5 – Схема та загальний вигляд барабанного грохота

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 густина 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]:

$$N = \frac{Rn(G_\sigma + 13G_M)}{29200}, \quad (3.9)$$

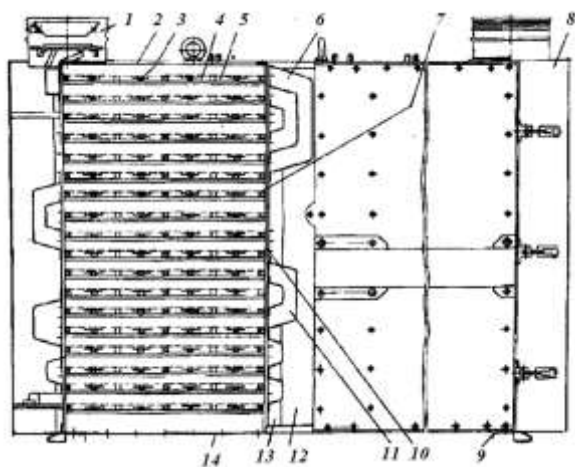
де G_σ – маса барабана, кг;

G_M – маса матеріалу, кг.

Розсійники використовують в поєднанні з вальцевими верстатами для сортування борошна. У самобалансованому шафовому розсійнику ЗРЩ4-4М (рис.3.6) корпус чотириприймальний, виконаний у вигляді шафи і підвішений за допомогою кронштейнів на чотирьох підвісках до спеціальної рами. Шафа розсійника складається з несучої рами 12, до якої кріплять чотири секції 7, днище 14, кришку 2, обшивку. Рама, днище, кришка, каркаси секцій розсівання зовні закриті дверима 8, а ззаду – перепускними коробками 6, 11, 13 і стінками 10. У секціях встановлені по 18 ситових рам 5 з піддонами 4. рами обладнані очищувачами 3.

Над кожною секцією на даху шафи розташовані живильники 1. Внизу з боку дверей встановлено балки 9, що збільшують міцність шафи і одночасно служать опорами для дверей. На дні корпусу встановлено транспортуючі коробки та випускні патрубки. Рама шафи зварна, складається із сталевий труби з фланцями під корпуси підшипників.

балансирного механізму та чотирьох перегородок, до яких кріплять кришку, днище, каркаси секцій, обшивку.



1 – живильники; 2 – кришка; 3 – очищувачі; 4 – піддон; 5 – ситові рами;
6, 11, 13 – перепускні коробки; 7 – секції; 8 – двері; 9 – балка; 10 – стінка; 12 – рама
несуча; 14 – днище

Рисунок 3.6 – Шафа розсійника ЗРШ4-4М

Дві з'єднані між собою панелі утворюють каркас секції. Кожна панель складається з двох стійок, до яких прикріплені опори для рам.

Ситові рами виготовляють із дерев'яних брусків. Рама розділена на чотири осередки. У них вставляють коробки з перфорованим дном.

Піддони ситових рам зроблені у двох виконаннях: односкатні та двоскатні. Односкатні піддони мають бічні вікна з одного боку, двоскатні – з обох.

Двері розсійника складаються з корпусу, каркаса, перепускних коробок, стінок, перегородок, двох випускних патрубків і прокладок, що ущільнюють стики елементів дверей.

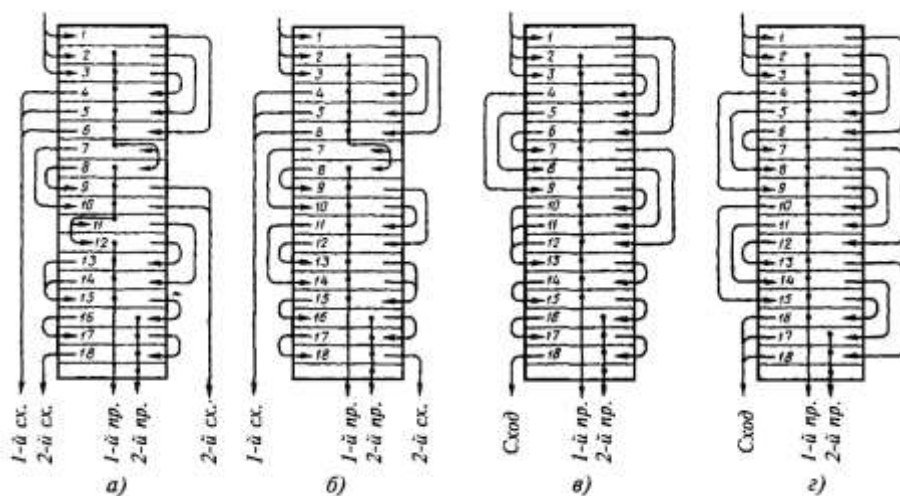
Набори перепускних коробок та стінок, що встановлюються у дверях, відповідають певним функціональним схемам. Вони служать для формування потоків різних фракцій продукту, що виходять у результаті просіювання на ситах розсійника. Привід корпусу розсійника здійснюється від електродвигуна через клинопасову передачу.

Вихідний продукт потрапляє в живильники, які розподіляють його на три потоки, кожен з яких надходить на ситову раму. Під час руху продукту по ситах, що здійснюють круговий поступальний рух у горизонтальній площині, відбувається сортування продукту за розмірами частинок.

Рух продуктів, які одержуються у результаті сортування, обумовлено технологічною схемою. Фракції продукту виводяться із корпусу через випускні патрубки.

Секція розсійника може бути налаштована за однією з чотирьох технологічних схем (рис. 3.7), що забезпечують сортування всіх проміжних продуктів при сортовому та шпалерному помолу:

- схема № 1 (рис. 3.7а) для I ... IV драних великих, 1-ї та 2-ї шліфувальних систем передбачає дві проходові та три сходові фракції;
- схема № 2 (рис. 3.7б) для IV драної дрібної, VI драної, сортувальної, 4...10-ї розмольної, вимольної, сходової, 3-ї, 4-ї шліфувальних систем передбачає дві проходові та дві сходові фракції ;
- схема № 3 для 1...3-ї розмольних систем та контролю борошна передбачає дві проходові та одну сходову фракції;
- схема № 4 для шпалерного помелу передбачає дві проходові та одну сходову фракції.



а – схема № 1; б – схема № 2; в – схема № 3; г - схема №4

Рисунок 3.7 – Технологічні схеми процесу у розсійнику ЗРШ4-4М

Під час роботи розсіву особливу увагу слід звернути на рівномірне завантаження всіх секцій, герметичність кузова, відсутність підсмоктування однієї фракції в іншу, очищення сит, ефективність аспірації, відсутність сторонніх шумів.

Технічна характеристика, розсійників типу ЗРЩ, РЗ-БРБ і РЗ-БРВ представлена в табл. 3.2.

Таблиця 3.2 – Технічна характеристика розсійників

Показник	ЗРЩ4-4М	ЗРЩ6-4М	РЗ-БРБ	РЗ-БРВ
Середнє питоме навантаження, кг/м ² /доб.	-	-	1330	1330
Число секцій, шт.	4	6	6	4
Число ситових рамок у секції, шт.	14	14	22	22
Розміри ситової рамки, мм	400x800	400x800	404x680	404x680
Загальна площа сит розсіву, м ²	18	27	28,2	18,8
Радіус кругових коливаль, мм:				
з продуктом	47	47	37,5	37,5
без продукту	40	40	41	41
Витрата повітря на аспірацію, м ³ /год	720...1020	960... 1440	-	-
Потужність електродвигуна, кВт	4	4	4	3
Габаритні розміри, мм:				
довжина	2340	3090	3730	2770
ширина	1440	2020	1085	1085
висота кузова	-	-	2036	2036
висота до приймальної дошки	2370	2370	2760	2760
Маса, кг	1920	3050	3200	2600

Бурати використовують для просіювання та очищення від домішок борошна, цукру та інших сипких компонентів.

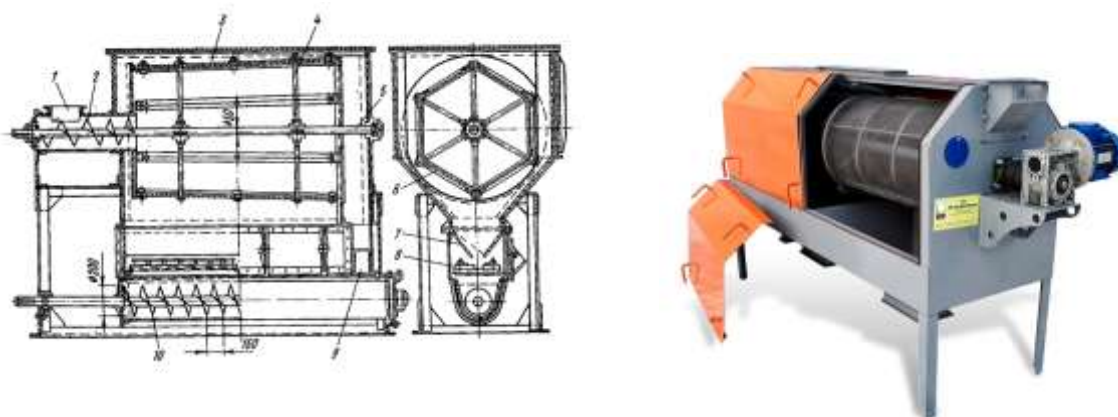
Бурати застосовуються з різними видами сит: обертовими, циліндричними, конічними, призматичними та пірамідальними. Проте найбільш поширені бурати із пірамідальним ситом.

Пірамідальний бурат. Основним його робочим органом пірамідального бурата (рис. 3.8) є ситовий барабан, що жорстко встановлений на горизонтальному валу.

Ситовий пірамідальний барабан має вигляд шести- або п'ятигранника. Кожна грань являє собою знімні рамки, на які натягнуті плоскі сита. Борошно подається через завантажувальний отвір і шнеком,

вводиться усередину барабану, де просіюється. Борошно після просіювання (прохід) подається на нахиленні щитки, які спрямовують його повз полюси магнітного уловлювача у відповідний розподільний шнек.

Магнітний уловлювач затримує дрібні металеві домішки, що пройшли крізь сито. Великі домішки (схід) переміщуються уздовж барабана, виходять з нього і по жолобу направляються в збірник відходів.



- 1 – завантажувальний отвір; 2 -подавальний шнек; 3 – обертовий ситовий барабан; 4 – спиці ситового барабану; 5 – горизонтальний вал ситового барабану; 6 -знімні рамки (грані) ситового барабану, 7 – нахилені спрямовуючі щитки; 8 – магнітний уловлювач; 9 – жолоб для виводу відходів; 10 – розподільний шнек

Рисунок 3.8 – Схема та загальний вигляд пірамідального бурата з обертовим горизонтальним ситовим барабаном

Технічна характеристика просіювачів надано у табл. 3.3.

Таблиця 3.3 – Технічна характеристика просіювачів з барабанними ситами

Показники	Горизонтальна вісь (бурати)			
	Пірамідальні		Призматичні	
	ХБЛ	ПБ-1,5	БР-1	ПР-100-1
Продуктивність, кг/год	2000-2900	1500-3000	600	110
Площа поверхні сита, м ²	1,5	1,5	3,2	0,065
Частота обертання приводного валу сита, хв ⁻¹	60	40-60	28	-
Потужність електродвигуна, кВт	2,8	0,5	1,0	0,55
Габаритні розміри, мм				
довжина	1975	2900	2635	2450
ширина	410	855	1090	860
висота	1688	1810	1595	1180
Маса машини, кг	430	608	500	280

Трієри застосовують для виділення домішок, що відрізняються від зерен основної культури по довжині. До домішок, що виділяються на трієрах, відносять насіння куколя, які коротші за зерна пшениці, або насіння вівсюга, яке довше зерен пшениці.

Трієри за конструктивним виконанням основних робочих органів підрозділяють на дві групи: циліндричні та дискові.

Циліндричні трієри в залежності від значення окружної швидкості розділяють на тихохідні ($v = 0,3 \dots 0,5$ м/с) і швидкохідні ($v = 1,2 \dots 1,5$ м/с).

Особливість циліндричного трієра – стабільність умов сепарування, яка досягається в результаті рівномірного розподілу по довжині циліндра вихідної зернової суміші з видаленням із неї коротких фракцій. Такий режим необхідний для куколь-відбірної машини, тому що її комірки повинні виділити з зернової суміші коротку фракцію, відносний вміст якої в реальних умовах становить 2...3 %.

Тихохідні трієри випускають із зовнішнім ситчастим циліндром і без нього. Перші застосовують для очищення зерна від коротких та довгих домішок та його сортування за товщиною, другі – для контролю відходів. Швидкохідні циліндричні трієри використовують для очищення зерна від коротких і довгих домішок, а також для сортування насіння. Зерно в машину надходить на початку циліндра, а в деяких конструкціях – по всій довжині. Часто ці трієри забезпечуються ворушильним механізмом.

Циліндричний трієр (рис. 3.9а) складається зі сталевого циліндра 1 зі штампованими комірками 2 на внутрішній поверхні і шнека 5, розташованого у жолобі 4.

При обертанні циліндра із зерном у комірках трієра потрапляють із суміші частинки зернового матеріалу, довжина яких менша за діаметр комірок, піднімаються вгору; падають у жолоб, що знаходиться всередині циліндра і виводяться назовні шнеком. У циліндрі залишаються частинки, довжина яких більша за діаметр комірок і які не укладаються в них по довжині, і виходять сходом по циліндру з іншої сторони. Ступінь поділу

зернової суміші на фракції по довжині залежить від рівня, на якому встановлена верхня грань 3 жолоба.



а)

б)

а) циліндричний трієр; б) блок трієрний Р1-ББТ700-8; 1 – циліндр;
2 – штаповані комірки; 3 – верхня грань жолоба; 4 – жолоб; 5 – шнек

Рисунок 3.9 – Принцип дії циліндричного трієра та його загальний вигляд

Трієри, що виділяють із зернового матеріала короткі домішки (наприклад, куколь, бите зерно тощо), називаються кокульвідбірними. У них очищене зерно виходить із циліндра, а домішки – з жолоба.

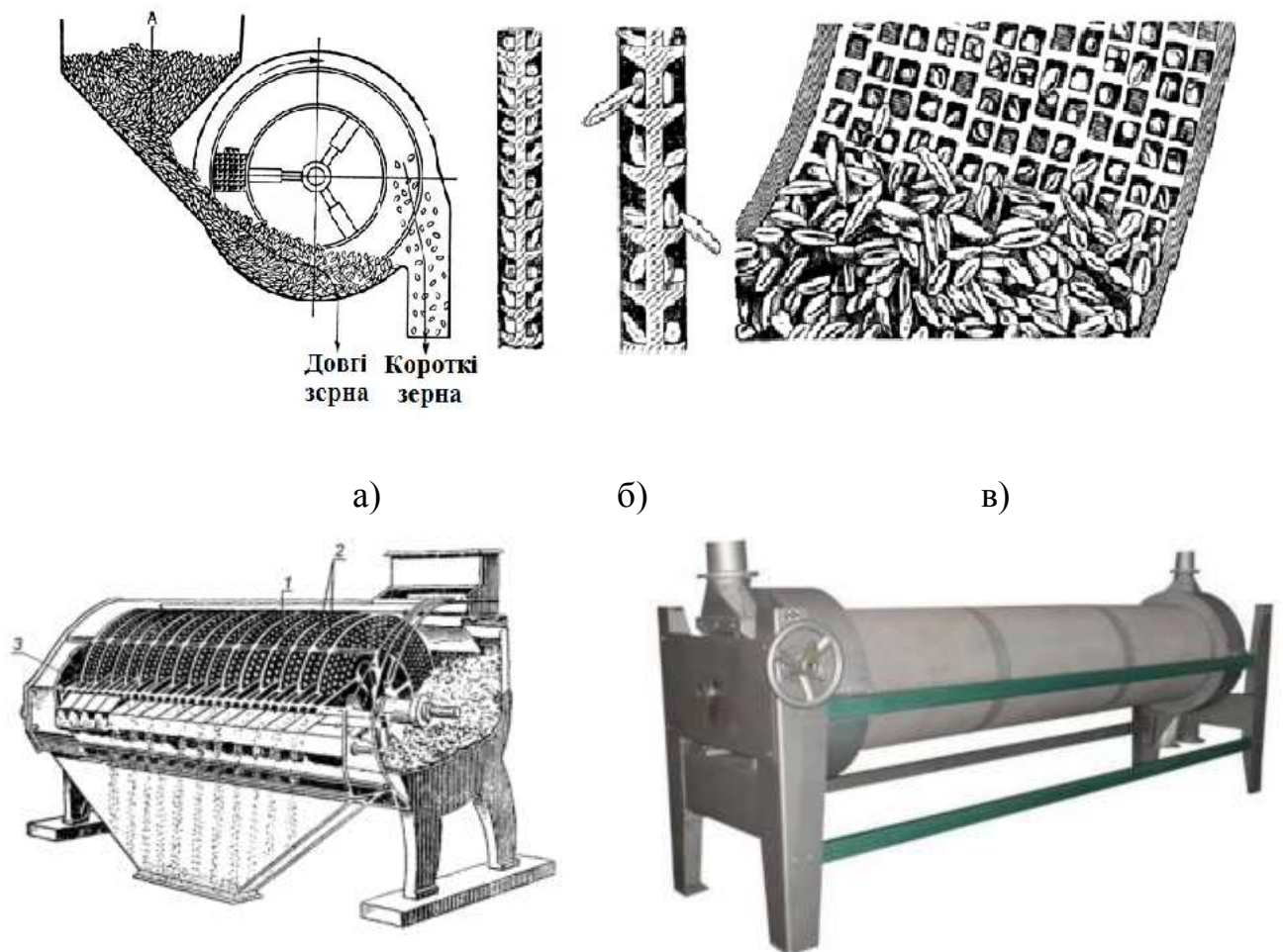
Трієри, призначені для відділення довгих зернових домішок, називають овсюжними. В них зерно виходить із жолоба, а домішки – з циліндра. У вихідного кінця вівсюговідбірного циліндра встановлюють кільце – діафрагму, яка сприяє утворенню шару зернового матеріалу всередині циліндра.

Найбільш широке застосування на зернопереробних підприємствах отримали дискові трієри, які мають більшу продуктивність при менших габаритах і відрізняються більш високою технологічною ефективністю.

У дисковому трієрі (рис. 3.9 б) комірки виконані на поверхні чавунних дисків. При обертанні дисків 1 в комірки потрапляють короткі зерна, які потім випадають у жолобки 2 та виводяться з машини.

Дискові трієри випускають однороторними. Для скорочення займаної виробничої площі їх комбінують у дво- та чотирироторні агрегати, що включають трієри для відбору довгих та коротких домішок. Дискові трієри для виділення коротких домішок забезпечують контрольними дисками.

Основними робочими органами дискових трієрів є кільцеподібні диски з комірками на бічних поверхнях (рис. 3.10). Кишеньоподібні комірки розташовані по концентричних колах. Диски закріплені на горизонтальному валу та обертаються у вертикальній площині. Нижня частина дисків занурена у зернову суміш.



а, б – переріз дисків по комірках; в – захоплення комірками диска дрібних домішок
1 – чавунний диск; 2 – комірки; 3 – жолоб

Рисунок 3.10 – Принцип дії та загальний вигляд дискового трієра

Форма та розміри комірок, швидкість обертання дисків підібрані таким чином, що короткі компоненти суміші, що обробляється захоплюються ними, підіймаються вгору і за певного кута повороту, який залежить від частоти обертання дисків і коефіцієнта тертя частинок матеріалу диска, випадають з комірок на похилі лотки та виводяться з машини. Довгі компоненти суміші те ж захоплюються комірками, але займають у них нестійке положення і випадають з них при меншому куті повороту дисків. Фракції можуть бути окремо виведені для подальшої обробки.

При русі зернової суміші вздовж машини концентрація короткої фракції в ній знижується. У кукольвідбірниках комірки дисків підіймають і відбирають куколю і дроблене зерно, а в овсюговідбірниках роль коротких компонентів виконує основна культура - зерно.

Ефективність роботи трієра залежить від частоти обертання дисків, положення лотків та заслінок, від форми та розмірів комірок, коефіцієнта тертя зернової суміші по поверхні дисків, концентрації, складу домішок та інших факторів. Усі ці чинники не піддаються оперативному управлінню.

Надійна та ефективна робота трієрів можлива при очищених комірках, вологості зерна не вище 18 % та відсутності у вихідному зерні твердих та грубих домішок. Тому вихідна зернова суміш повинна попередньо пройти відповідне очищення, а за необхідності і сушіння.

Відмінна риса процесу сепарування в трієрах – його висока ефективність та порівняно невелика питома продуктивність. Наприклад, в дискових трієрах стійка ефективність виділення коротких фракцій сягає 95%, а циліндричних 85...90%.

Технічна характеристика трієрів представлена у табл. 3.4.

Таблиця 3.4 – Технічна характеристика трієрів

Показники	ТДК (А9-УТК-6)	ТДК (А9-УТО-6)	Циліндричний трієр	МБТС
Продуктивність, т/год	6	6	4	5
Число дисків	22	16	-	-
в тому числі: робочих	15	13	-	-
контрольних	7	3	-	-
Розміри комірок дисків, мм	5x5x2,5	8x8x4	-	8,5
Витрата повітря, м ³ /хв	10	8	-	-
Частота обертання дискового ротора, хв ⁻¹	50	55	50	45
Потужність двигуна, кВт	3,0	2,2	2,5	1,8
Габаритні розміри, мм	2425x1000x 1500	2000x1000x 1100	3630x1000x 1100	2430x900x 1380
Маса, кг	1014	800	930	1100

Розрахунки. До основних розрахункових параметрів циліндричного трієра відносять продуктивність, показник кінематичного режиму, робочі розміри циліндра, , потужність.

Продуктивність циліндричного трієра П (кг/год):

$$P = qF, \quad (3.10)$$

де q – питоме навантаження на трієрну поверхню, кг/(год·м³);

F – площа поверхні комірок, м².

Для перевірочних розрахунків продуктивність циліндричного трієра P (кг/год) визначають за формулою:

$$P = \varepsilon \cdot \pi \cdot D \cdot n \cdot z \cdot \Delta L / (60 \cdot a), \quad (3.11)$$

де ε – коефіцієнт використання поверхні комірок;

D – діаметр циліндра, м;

n – частота обертання циліндра, хв⁻¹;

z – число вічок на 1 м² пористої поверхні, шт/м²;

A – середня маса зерна, що вибирається одною коміркою, кг;

L – довжина циліндра, м;

a – вміст коротких зерен у вихідному матеріалі, %.

Довжина L (м) трієрного барабана у першому наближенні визначається за формулою:

$$L = 53 \cdot \Pi \cdot a / (D \cdot z \cdot \delta \cdot \varepsilon \cdot n) = 2,77 \cdot \Pi \cdot a / (z \cdot \delta \cdot \varepsilon \cdot v_m), \quad (3.12)$$

де δ – місткість одної комірки;

v_m – окружна швидкість циліндра, м/с.

Кутова частота обертання ω (с^{-1}) орієнтовно може визначатися за емпіричною формулою:

$$\omega = K \cdot \pi / \sqrt{R}, \quad (3.13)$$

де K – показник кінематичного режиму трієра ($K = 0,15 \dots 0,30$ – для тихохідних трієрів; $K = 0,50 \dots 0,75$ – для швидкохідних трієрів).

Потужність N (кВт) приводу циліндричного трієра орієнтовно може визначатися за емпіричною формулою:

$$N = 2 \cdot 10^{-4} \cdot \Pi / \eta_{np}, \quad (3.14)$$

де η_{np} – коефіцієнт корисної дії приводу трієра.

До основних параметрів дискового трієра відносять продуктивність, діаметр дисків та їх кількість, кінематичний режим, конструктивне виконання приймально-випускних та транспортуючих елементів та потрібну потужність для приводу трієра.

Продуктивність Π (т/год) дискового трієра

$$\Pi = (\pi / 500) \cdot (R_1^2 - R_2^2) \cdot q \cdot n, \quad (3.15)$$

де R_1 – радіус диска по зовнішніх комірках, мм;

R_2 – радіус диска по внутрішніх комірках, мм;

q – питома навантаження, кг/(год·м²);

n – число дисків.

Для перевірочних розрахунків продуктивність дискового трієра Π (т/год) можна визначити за формулою:

$$\Pi = 60 \cdot z \cdot n \cdot \Delta X_1 \cdot \varepsilon / a, \quad (3.16)$$

де z – число дисків;

n – частота обертання дисків, хв⁻¹;

Δ – середня маса зерна, яка вибирається однією коміркою, кг;

X – число комірок на одній стороні диска;

ε – коефіцієнт використання комірчастої поверхні;

a – вміст коротких зерен у вихідному матеріалі, %.

Число комірок X_1 на одній стороні диска визначають за формулою:

$$X_1 = \pi \cdot (D^2 - d^2) / 4 \cdot (l + b)^2, \quad (3.17)$$

де D , d – зовнішній та внутрішній діаметри диска, мм;

l – розмір комірки, мм;

b – ширина перемички між комірками, мм.

Потужність приводу N (кВт) для дискових трієрів орієнтовно визначають за емпіричною формулою:

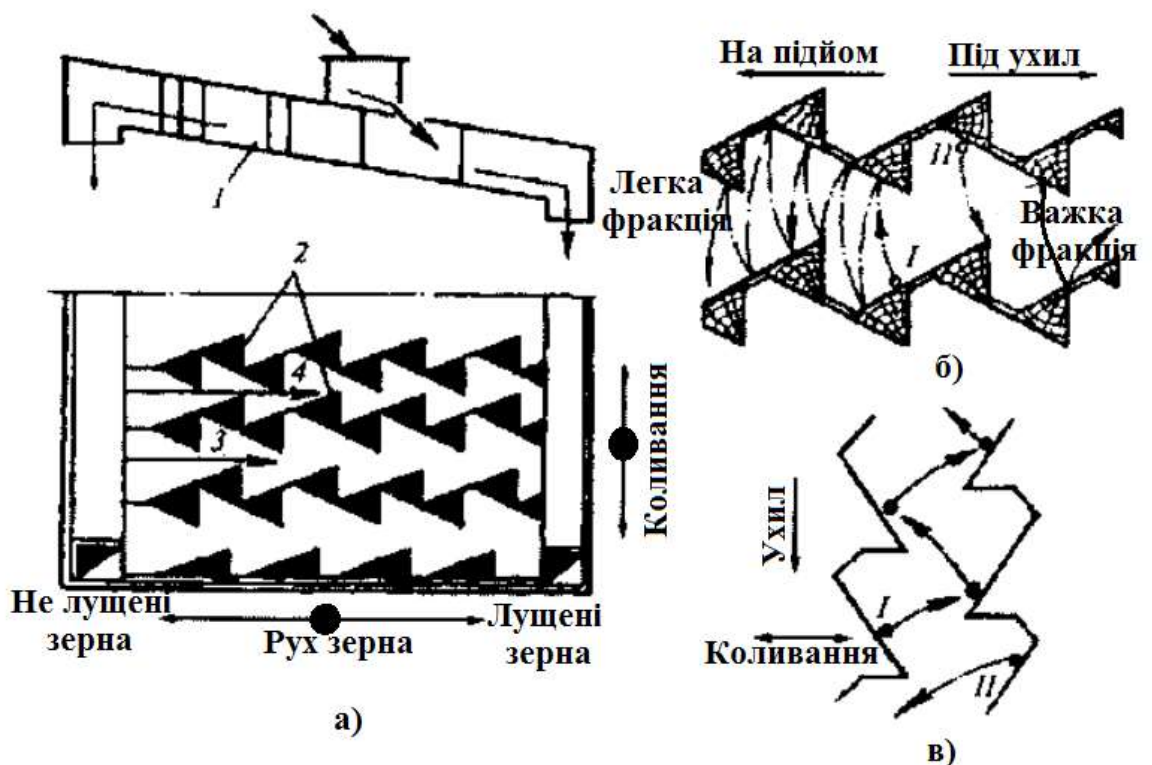
$$N = 0,6 \Pi, \quad (3.18)$$

для високонавантажних трієрів:

$$N = (0,4 \dots 0,5) \cdot \Pi, \quad (3.19)$$

Падді-машини призначені для розподілу продуктів лушення зерна на дві фракції, одна з яких містила б лущенні зерна, а інша – нелушенні, тобто сортують вихідну суміш на фракції, що відрізняються між собою властивостями (коефіцієнтом тертя, густиною, формою, розмірами та пружністю). Вони можуть бути використані для виділення із зернової суміші домішок: каміння, металевих частинок, насіння бур'янів та пошкоджений зерен.

До сортувального столу 1 перпендикулярно поверхні прикріплені стінки 2 зигзагоподібної форми (рис. 3.11а). Вони утворюють канали 3 і 4, якими рухається продукт. Сортувальний стіл рухається у прямолінійному зворотно-поступальному напрямку.



1 – сортувальний стіл; 2 – стінки зигзагоподібної форми; 3, 4 – канали; а) – схема руху зерен на сортувальному столі; б), в) – траєкторія руху щільних I та менш щільних II зерен.

Рисунок 3.11 – Принцип дії падді-машини



Рисунок 3.12 – Загальний вигляд падді-машини

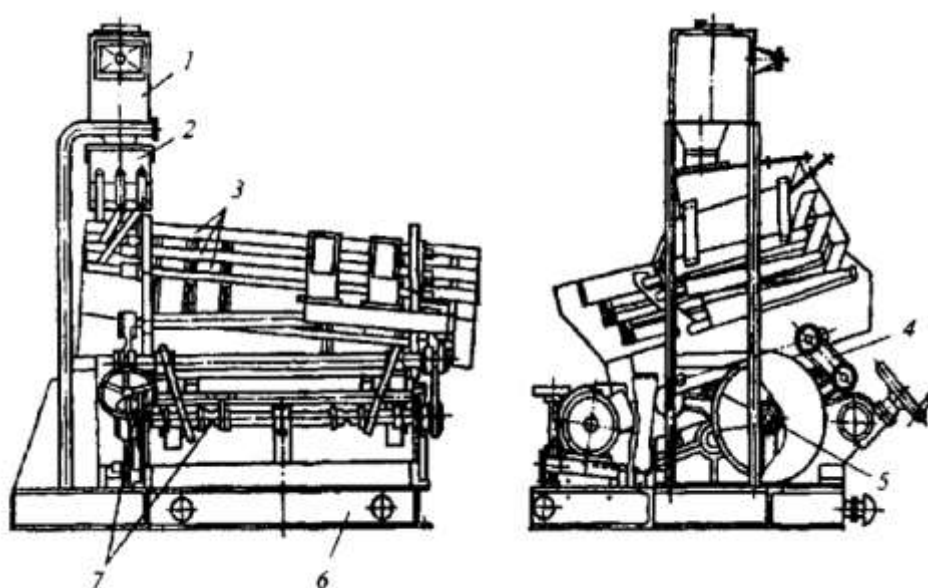
Більш масивні частки I (рис. 3.11б) з більшим коефіцієнтом тертя і меншою пружністю переміщуються вниз, не стикаючись з робочими ділянками зигзагоподібного каналу. Легші частки II з меншим коефіцієнтом тертя і більшою пружністю, контактують з робочими ділянками каналу і переміщуються вздовж них нагору. При сортуванні насінневих сумішей, що містять кулясті та еліпсоподібні зерна великої пружності (горох, соя), вони переміщуються вгору, відбиваючись від робочих ділянок зигзагоподібних стінок каналу (Рис. 3.11в).

Для розподілу вихідного продукту на дві фракції сортувальні столи встановлюють під відповідним кутом нахилу до горизонту за допомогою спеціального регулюючого механізму.

На ефективність поділу суміші впливає самосортування, яке відбувається при прямолінійно-поворотному поступальному русі каналу. Нелущені зерна, як легші, великі, пружні і гладкі, потрапляють у верхні, а лущені – у нижні шари. Тому процес поділу залежить від співвідношення лущених і нелущених частинок, а також від товщини шару продукту, що розділяється на днище сортувального столу.

Круповідділювальна машина БКО (рис. 3.13) призначена для відокремлення лушених зерен рису, гречки та вівса від нелущених.

Машина складається з аспіраційної колонки 1, живильника 2 з трьома розподільними трубами, трьох сортувальних столів 3, системи підвісок 4, ексцентрикового валу 5, механізму регулювання кута нахилу сортуючих столів 7, приводу та станини 6, на якій змонтовані вузли машини та електрообладнання. Сортуючі столи 3 – основний робочий орган, на якому розподіляється вихідна суміш лущеного та нелущеного зерна.



1 – аспіраційна колонка; 2 – живильник; 3 – сортувальні столи; 4 – система підвісок; 5 – ексцентриковий вал; 6 – станина; 7 – механізм регулювання кута нахилу сортувальних столів.

Рисунок 3.13 – Круповідділювальна машина БКО

Дно сортувальних столів є плоским металевим листом, на поверхні якого знаходяться штамповані комірки глибиною 1 мм та розмірами 5x5 мм. Комірки днища звернені опуклою стороною назовні.

Сортуючі столи нахилені в поздовжньому та поперечному напрямках. Нахил столів у напрямку коливань регулюють механізмом від 8 до 24 ° до

горизонту. Нахил столів у напрямку перпендикулярному коливанням становить $3^{\circ}30' \dots 4^{\circ}$.

Основна ознака, за якою вихідний продукт поділяється на окремі фракції – відмінність між коефіцієнтами тертя лушених і нелушених зерен по комірчастій поверхні сортувального столу та їх масою. Велике значення для розподілу суміші має самосортування, що відбувається при поворотно-поступальному русі столу. Нелушені зерна, як легші, великі, пружні, потрапляють у верхні шари, а лушені – у нижні.

Оптимальний режим роботи машини встановлюють регулюванням частоти коливань і кута нахилу сортувальних столів залежно від фізико-механічних властивостей вихідного продукту. Нахил столів та частоту коливань регулюють залежно від вмісту нелушеного зерна, його виду та сорту.

Технічна характеристика круповідділювальної машини БКО

Продуктивність, т/год	2,0...2,5
Коефіцієнт використання, %	0,80 ... 0,85
Кількість сортувальних столів	3
Амплітуда коливань столів, мм	28
Частота обертання ексцентрикового валу, хв^{-1}	170...200
Кут нахилу сортувальних столів у напрямку:	
коливань (регульований), град	8...24
Витрата повітря на аспірацію, $\text{м}^3/\text{с}$	0,11
Потужність електродвигуна, кВт	1,1
Маса, кг:	
сортувальних столів	160
машини	695

Розрахунок круповідділювальних машин включає визначення продуктивності, потужності приводу, габаритних розмірів деталей робочих органів.

Частоту обертання ексцентрика n (c^{-1}), що приводить столи у зворотно-поступальний рух, можна орієнтовно обчислити за емпіричною формулою:

$$n = (35..40)\sqrt{\operatorname{tg}(\varphi - \alpha) / r}, \quad (3.20)$$

де φ – кут тертя частинки по поверхні стола, град;

$$\varphi = \operatorname{arctg}k, \quad (3.21)$$

де k – коефіцієнт тертя;

α – кут нахилу стола, град;

r – ексцентриситет (радіус кривошипа), м.

Продуктивність круповідділювальних машин Π (кг/с) з прямокутною поверхнею:

$$\Pi = hb\nu\rho, \quad (3.22)$$

де h – товщина шару матеріалу на початку поверхні стола, м;

b – ширина поверхні стола, м;

ν – швидкість руху матеріалу поверхнею, м/с;

ρ – насипна густина матеріалу, $кг/м^3$.

Потужність N (кВт), яка необхідна для приведення до руху столів:

$$N = kn^3r(m_c - m_n)/250, \quad (3.23)$$

де k – коефіцієнт ($k = 2,0 \dots 2,5$);

m_c – рухома маса частин стола, кг;

m_n – маса шару продукту на столі, кг.

Маса шару продукту на столі m_n :

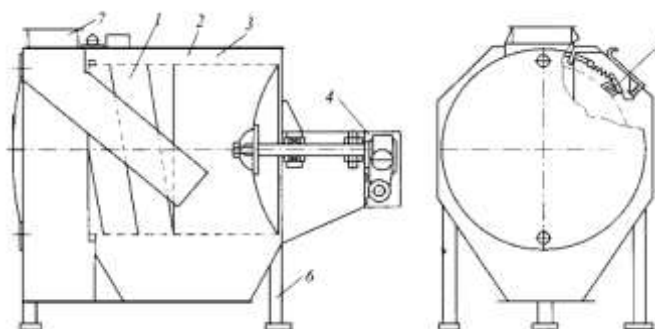
$$m_n = Sh\rho, \quad (3.24)$$

де S – площа стола, м^2 ;

h – товщина шару продукту, м;

ρ – насипна густина продукту, $\text{кг}/\text{м}^3$.

Скальператори. Барабанний скальператор А1-БЗО (рис. 3.14) призначений для попереднього очищення зерна від великих домішок (каменів, стебел рослин та ін.), що потрапили у зерно під час його збирання, зберігання та транспортування.



1 – приймальний пристрій; 2 – корпус; 3 – ситовий барабан; 4 – привід; 5 – щітка-очищувач; 6 – стійки опорні; 7 – приймальний патрубок.



Рисунок 3.14 – Схема, загальний вигляд барабанного скальператора та ситового барабана

Корпус 2 має робочу камеру, де встановлений ситовий барабан 3. До корпусу приварені три стійки 6 з опорними пластинами. На одній торцевій стінці корпусу із зовнішнього боку встановлено кронштейн, для монтажу вузлів приводу. Привід 4 складається з черв'ячного редуктора та електродвигуна, з'єднаних клинопасовою передачею.

Ситовий барабан із горизонтальною віссю обертання закріплений консольно на приводному валу і є основним робочим органом. Він складається із сферичного днища, приймальної частини сита з отворами розміром 25x25 мм та сходової – з отворами розміром 10x10 мм. На внутрішній поверхні сходової частини ситового барабана приварена гвинтоподібна лопата, яка служить для прискорення виведення домішок із скальператора.

Щітка-очищувач 5 з еластичними прутками розташована зверху вздовж ситового барабана. Приймальний пристрій 1 складається з патрубку та похилого лотка коритоподібної форми.

Принцип роботи скальператора полягає у послідовному очищенні зерна від великих домішок. Зернова суміш рівномірно через приймальний патрубок 7 надходить по лотку всередину ситового барабана 3. Проходячи через отвори, зерно звільняється від великих домішок і виводиться з машини. Домішки, переміщуються до відкритої частини ситового барабана і скидаються гвинтовою лопатою у випускний патрубок для відходів.

На ефективність роботи скальператора впливають частота обертання ситового циліндра, розміри отворів сита та ступінь очищення сит.

Технічна характеристика барабанного скальператора А1-БЗО

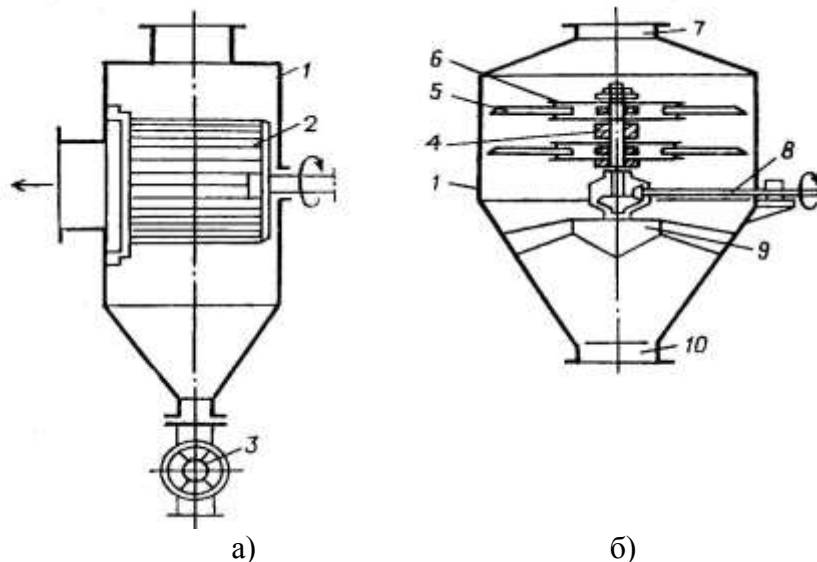
Продуктивність, т/год	100
Розміри ситового циліндра, мм:	
довжина	1078
діаметр	950
Частота обертання ситового циліндра, хв ⁻¹	21
Витрата повітря на аспірацію, м ³ /хв	12

Потужність електродвигуна, кВт	0,37
Габаритні розміри, мм	2150x1130x1665
Маса, кг	400

Пневмо- і гідро класифікатори. 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 замкнутому циклі сухого подрібнення, для розподілу матеріалу на грубу і тонку фракції. Сепаратори поділяють на повітряно-прохідні, у яких об'єднані сепаратор, циклон і вентилятор та повітряно-циркуляційні.

Повітряно – прохідний сепаратор. У повітряно – прохідних сепараторах (рис. 3.15) суміш повітря та часток сипкого матеріалу зі швидкістю 15-20 м/с із патрубка 10 надходить в простір між зовнішнім 1 та внутрішнім 9 конусами.



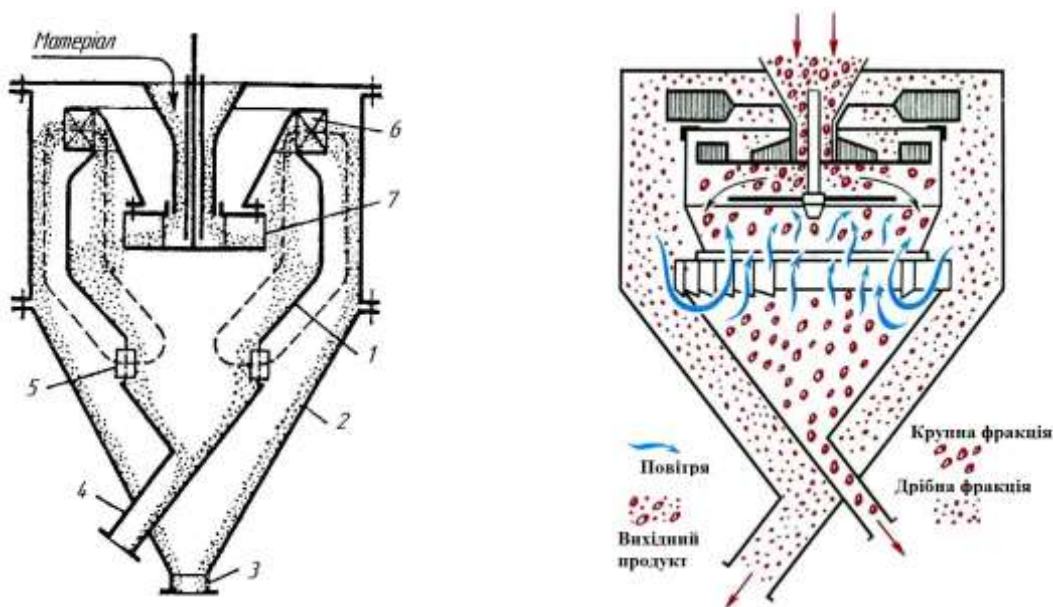
- а) – із циліндричним лопатевим колесом; б) – із плоским лопатевим колесом;
 1 – корпус; 2 – лопатево циліндричне колесо; 3 – секторний затвор;
 4 – центральний вал; 5 – лопатки; 6 – плоскі лопатеві колеса;
 7 – патрубок для виходу потоку; 8 – привідний вал; 9 – розподільний конус;
 10 – патрубок для входу матеріалу, зваженого в потоці повітря

Рисунок 3.15 – Повітряно-прохідні сепаратори

Збільшення перерізу кільцевого каналу зменшує швидкість повітряного потоку до 4-6 м/с. Великі частки матеріалу під дією сили тяжіння падають вниз і відводяться через секторний затвор 3. Повітряна суміш з дрібними частинками матеріалу, швидкість падіння яких менша за швидкість повітряного потоку, надходить далі всередину конуса 9, де тангенціально встановлені лопатки 5 та плоскі лопатки 6 і під дією відцентрових інерційних сил великі частки матеріалу опускаються по стінках конуса і відводяться через секторний затвор 10. Повітряна суміш, звільнена від великих часток матеріалу, через патрубок 7 виходить із сепаратора.

Роботу сепаратора регулюють зміною швидкості повітряного потоку та зміною положення тангенціально встановлених лопаток.

Повітряно-циркуляційний сепаратор. У повітряно-циркуляційних сепараторах (рис.3.16) 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).



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

Рисунок 3.16 – Схема роботи повітряно-циркуляційного сепаратора

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.

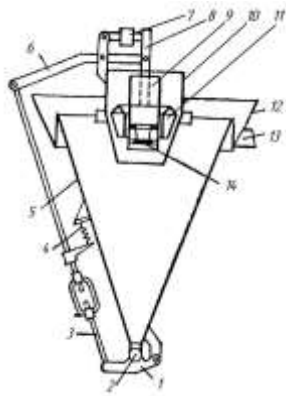
Гідрокласифікатори гравітаційно-відцентрового типу працюють наступним чином: при обертанні газового або рідинного потоку, що несе тверді частки, більші частки під впливом відцентрової сили переміщуються до периферії потоку, а легші – у центр. Найпростішими апаратами, що діють за цим принципом, є циклони й гідроциклони.

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;
- 3) рейкові та рейково-чашові, або гребкові, класифікатори;
- 4) спіральні класифікатори.

Конічний класифікатор. У конічному класифікаторі рис (3.17) Дрібні частки – видаляються за 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 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



1 – коромисло; 2 – кульовий клапан; 3 – штанга; 4 – пружина; 5 – конус; 6 – відвідний важіль; 7 – вантаж; 8 – шток поплавка; 9 – прийомна труба; 10 – напрямна поплавка; 11 – поплавок; 12 – прийомна кишень; 13 – відвідний жолоб; 14 – діафрагма

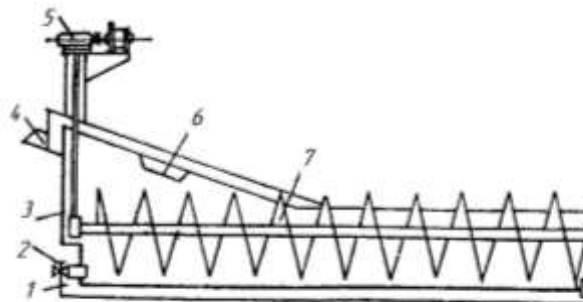
Рисунок 3.17 – Конічний класифікатор автоматичної дії

тяг і важілей 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. 3.18) має похиле корито 3 під кутом 12–18° напівциліндричного перерізу з насадженою на вал спіраллю 7, частково зануреною в рідину.

Дрібні частки видаляються за допомогою кишени з жолобом 4. Крупні частки осідають в нижньому кориті і за допомогою спіралі, що робить 2,5-17 хв⁻¹, транспортуються у верхню частину корита і вивантажуються.

Обертова спіраль перемішує суспензію і, полегшує відокремлення дрібних зерен від крупних.



1 – рама; 2 – спускний штуцер; 3 – корито; 4 – кишень з жолобом для зливу; 5 – механізм підйому спіралі; 6 – прийомний лоток; 7 – спіраль; 8 – привод спіралі; 9 – вісь повороту спіралі; 10 – злив великої фракції

Рисунок 3.18 – Спіральний класифікатор

3.2 Дозування сипких матеріалів

Дозування сипких матеріалів – одна з важливих операцій у багатьох технологічних процесах. Від правильної організації дозування та 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 для цієї мети, називаються дозаторами.

У табл. 3.5 наведена класифікація матеріалів, що дозуються за найбільш важливими характеристиками, що визначають конструкцію дозатора: насипною густиною матеріала, 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 лійок, живильників. Коливання насипної густини залежить від гранулометричного складу та вологості матеріалу.

Таблиця 3.5 – 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 порошоків і пилу «ускладнена», «дуже ускладнена» пояснюється схильністю матеріалів до злежування, утворення куполів. Для проходження через дозатор ці матеріали вимагають допоміжних пристроїв.

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.

При підвищенні вологості звичайно збільшується кут природного відкосу та зменшується насипна густина, що часто спричиняє зміну сипкості матеріалу, сприяє утворенню комків і зависанню. Інколи підвищення вологості призводить до зворотних результатів, тобто до збільшення сипкості.

Для оцінювання рухливості сипкого матеріалу використовують також коефіцієнт рухливості m . Для ідеально сипкого середовища приблизно [1]:

$$m = 1 + 2 \cdot f^2 - 2 \cdot f \sqrt{1 + 2 \cdot f^2}, \quad (3.25)$$

де f – кут внутрішнього тертя.

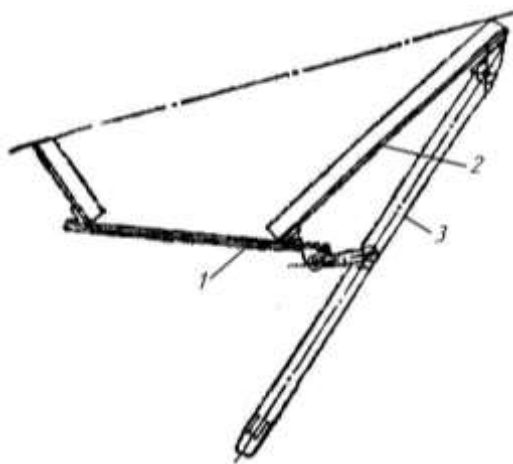
Бункери являють собою ємності-сховища для сипких матеріалів. Зазвичай вони мають конічну, пірамідальну або циліндрично-конічну форму. Розвантаження матеріалу з бункера здійснюється через днище з випускним патрубком, до якого кріпиться розвантажувальний пристрій – затвор або живильник. Для рівномірного розвантаження бункера кут нахилу його стінок до горизонту повинен бути більше кута природного відкосу матеріалу.

Затвори для відкривання і закривання випускних отворів бункерів мають різноманітні конструкції. Найбільш широке розповсюдження одержали плоскі (прості важільні та рейкові) і секторні (односекторні й двосекторні або щелепні) затвори.

На рисунку 3.19 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

сипучих матеріалів із невеликими шматками. На рисунку 3.20 зображено односекторний затвор. Він являє собою циліндричний сектор 1, який закріплений на бокових стінках корпусу 2, що має квадратний перетин, обертається на пальцях і кріпиться до отвору бункера. Відкриття і закривання здійснюється вручну за допомогою важеля 3 та тяги 4 з рукояткою. Щоб полегшити відкриття затвору, на кінці важеля закріплена противага. Такі затвори застосовуються переважно в бункерах для сипучих матеріалів з легкими та середніми частинками (до 50 мк) шляхом часткового відкриття розвантажувального отвору. При великих розмірах односекторних 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 пилозбірні бункери. Особливо важливе значення вони мають для роботи циклонів.



1 – засувка; 2 – бункер; 3 – важіль

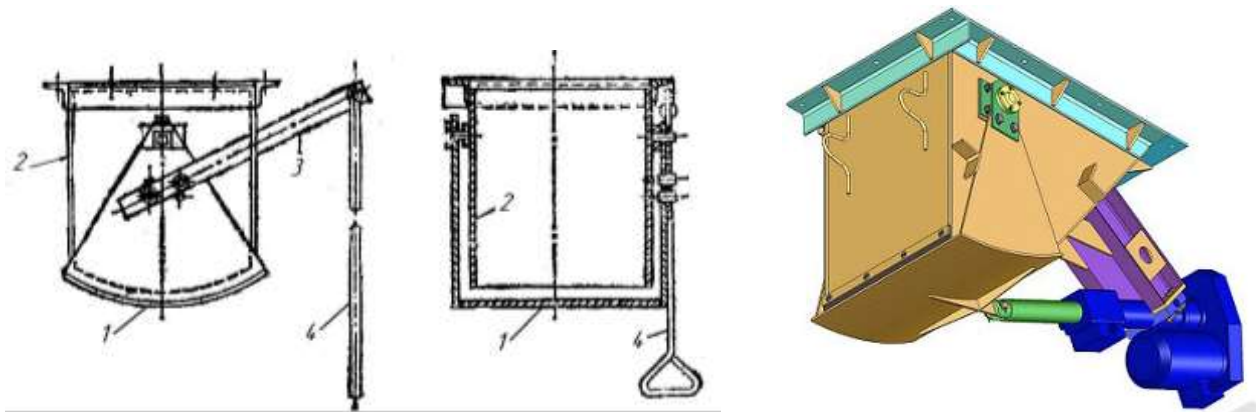
Рисунок 3.19 – Важільний затвор

При проектуванні нестандартної конструкції бункера необхідно передбачити, щоб його бічні стінки були віддалені від кромки пиловідвідного отвору не менше, ніж на два діаметри останнього.

Пилівідвідний отвір конуса циклона повинний бути заглиблений нижче верхньої кришки бункера приблизно на 1/3 свого діаметра.

Для видалення вловленого пилу з бункерів використовують пилівивантажувальні пристрої, що включають пилові затвори і пристрої для транспортування пилу.

Пиліві 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 виводу пилу з бункера, створюється небезпека забивання апарата.



1 – сектор; 2 – корпус; 3 – важіль; 4 – тяга

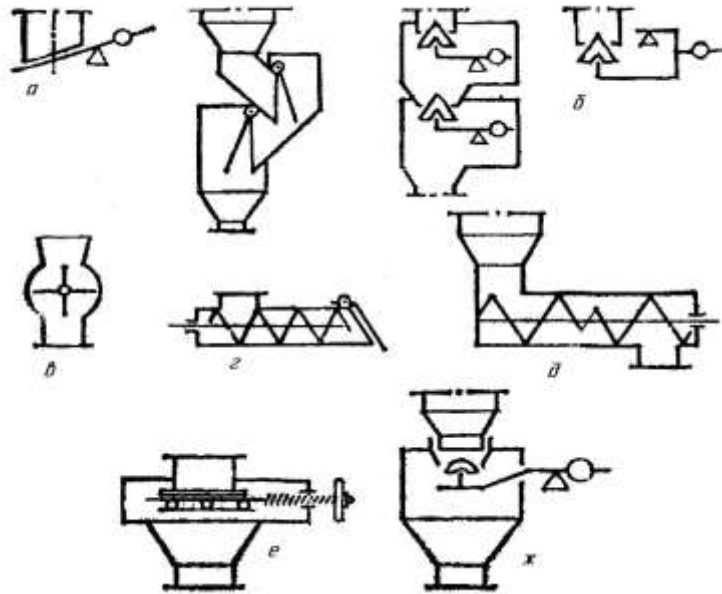
Рисунок 3.20 – Односекторний затвор

Пиліві затвори (рис. 3.21) 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. 3.21а, б) працюють за рахунок врівноважуючого контрвантажа. Застосовують блимавки одинарні й подвійні.

У плоскій блимавці ущільнення досягається за рахунок стовпа пилу певної висоти в пилоспускному жолобі. Коли вага стовпа пилу над

клапаном зростає і досягає деякої величини, клапан перевертається, скидає пил і повертається під впливом ваги контрвантажа у вихідне положення.



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

Рисунок 3.21 – Схеми затворів

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 пиловідним 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 (лопастевий) затвор (рис. 3.21в) придатний для вивантаження пилу, який слабо злипається. Для збереження герметичності зазор між кінцями лопастей і внутрішніх стінок корпуса затвору не повинен бути більше 0,2 мм.

Більш надійну герметичність системи забезпечують шнекові затвори. Відмінні риси затвора з пиловою пробкою (рис. 3.21г) – гвинт зі змінним кроком і досить масивна кришка в торцевій частині корпуса шнека. Між гвинтом і кришкою створюється ущільнююча пробка з пилу, який вивантажується.

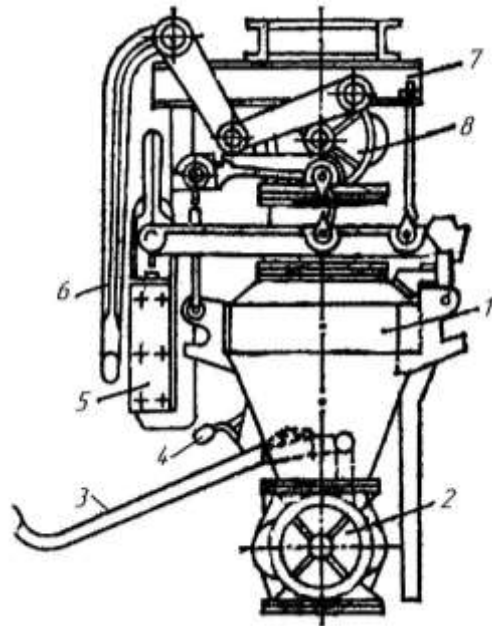
Герметична пилова пробка утворюється також й у шнекового затвора з буфером (рис. 3.21д) приблизно в середині шнека, де відсутні кілька витків гвинта.

Шиберні і кульові затвори працюють періодично та відкриваються вручну. Вони зручні в експлуатації і придатні для всіх видів пилу. При виготовленні шиберних затворів (рис. 3.21е.) 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. 3.21ж) 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.

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. 3.22 наведено схему ручного дозатора.

Ваговий дозатор. Матеріал, що дозується через затвор 8 подається в ваговий бункер 1 і через затвор 4 потрапляє на важіль 3.



1 – ваговий бункер; 2, 8 – затвори; 3, 6 – важелі; 4 – заслінка;
5 – вагова шафа; 7 – рама дозатора

Рисунок 3.22 – Ваговий дозатор

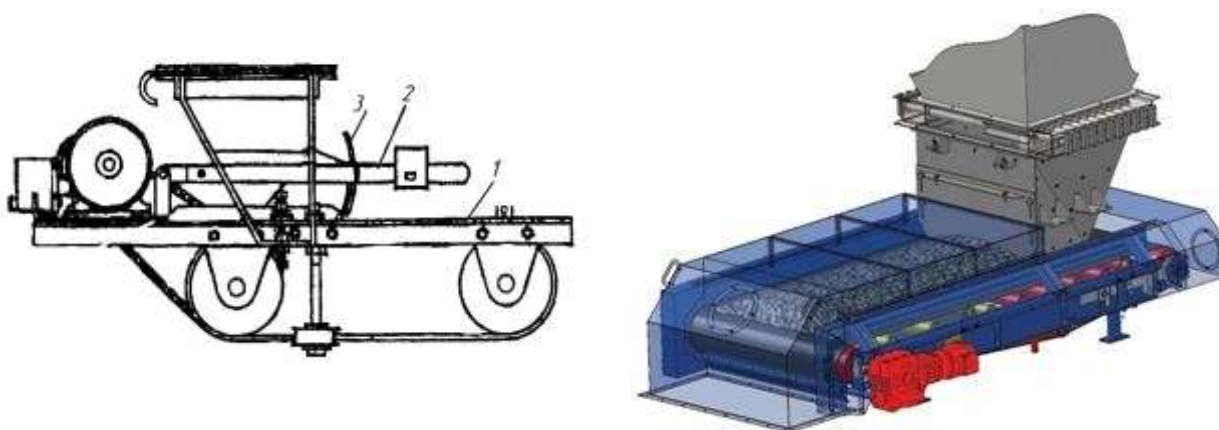
Вага матеріалу, що дозується, врівноважується за допомогою важелю 6 та вагової шафи 5.

Виготовляють ручні напівавтоматичні і автоматичні дозатори. У табл. 3.6 наведено характеристики механічних стрічкових дозаторів безперервної дії.

Стрічковий дозатор. Матеріал, що дозується з бункера надходить на транспортер 1 (рис. 3.23). 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.

Таблиця 3.6 – 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



1 – транспортер; 2 – важіль; 3 – секторна заслінка

Рисунок 3.23 – Схема та загальний вигляд стрічкового дозатора з транспортером

Живильники. Для подачі сипких та зернистих 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. 3.24. У табл. 3.7 наведено дані про умови їх застосування.

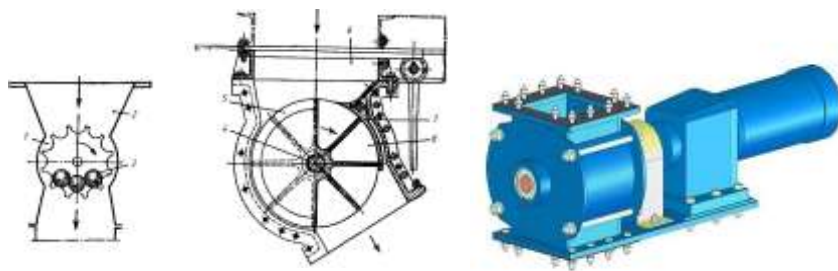
Таблиця 3.7 – Характеристика живильників

Типи живильників	Рух робочих органів	Матеріали	Регулювання 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, пластівчасті, пастоподібні	У значному діапазоні	Витримується до сити точно

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.

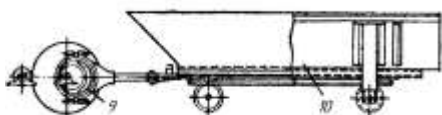
На рис. 3.25 наведено схеми швидкісних змішувачів періодичної дії, які можуть працювати із пропелерними, дисковими та іншими мішалками. Швидкісні змішувачі з двома мішалками та сорочкою (рис. 3.26) часто працюють, як двоступінчасті. Змішувачі такого типу, крім мішалок, мають сорочку 2 для підігріву матеріалу та розвантажувальний пристрій 5. На рис. 3.27 наведено схему швидкісного змішувача із планетарно-шнековою мішалкою (частота обертання вала мішалки 1 хв^{-1} , а шнека $40-60 \text{ хв}^{-1}$). 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 і для утворення паст і змішування дрібнозернистих матеріалів.



а)

б)

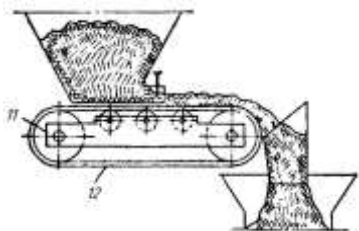
а – барабанний;
 б – барабанний
 секторний;
 1 – циліндричний
 порожнистий барабан;
 2, 6 – лійки; 3 – чавунні
 кулі; 4 – вал;
 5 – барабан;
 7 – шкребок; 8 – секції;



в)



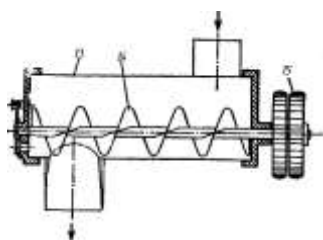
в – лотковий;
 9 – кривошипний
 механізм; 10 – лотки;



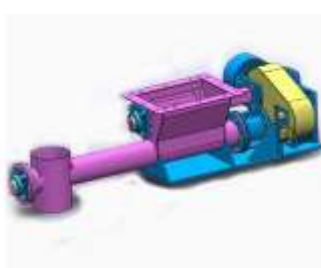
г)



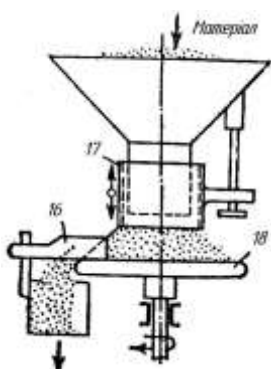
г – стрічковий;
 11 – барабан;
 12 – стрічка;



д)



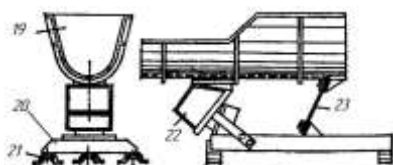
д – шнековий;
 13 – корпус; 14 – шнек;
 15 – шків або редуктор;



е)



е – тарілчастий;
 16 – шкребок;
 17 – манжета;
 18 – тарілка;



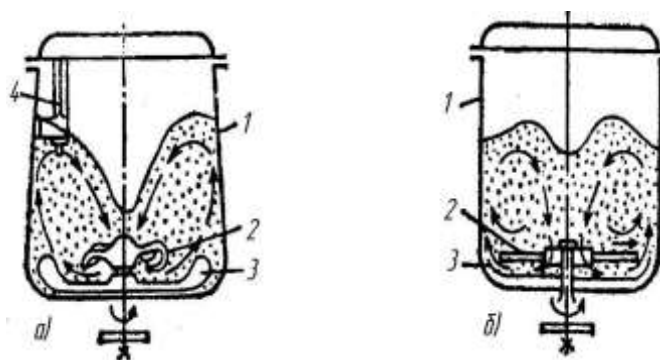
ж)



ж – електровібраційний;
 20 – станина; 21 – лапки
 для кріплення;
 22 – електровібратор;
 23 – ресори

Рисунок 3.24 – Типи живильників

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 – вгору. Висота матеріалу у змішувачі регулюється за допомогою відбійної лопатки 4.

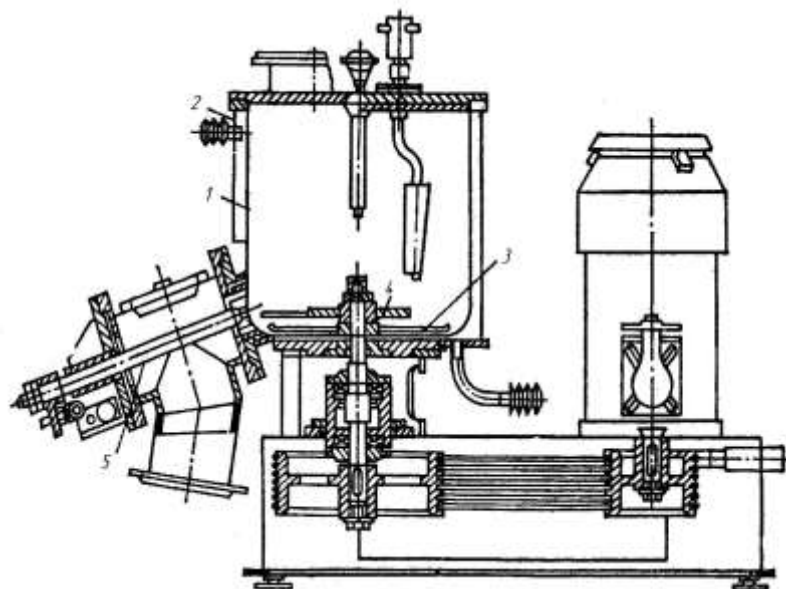


а – з пропелерними мішалками (верхня зі швидкістю $10 - 15 \text{ c}^{-1}$ забезпечує псевдозрідження матеріалу, нижня – інтенсивну циркуляцію); б – з дисковими мішалками; 1 – корпус; 2 – верхня мішалка; 3 – нижня мішалка; 4 – відбійна лопать

Рисунок 3.25 – Швидкісні змішувачі

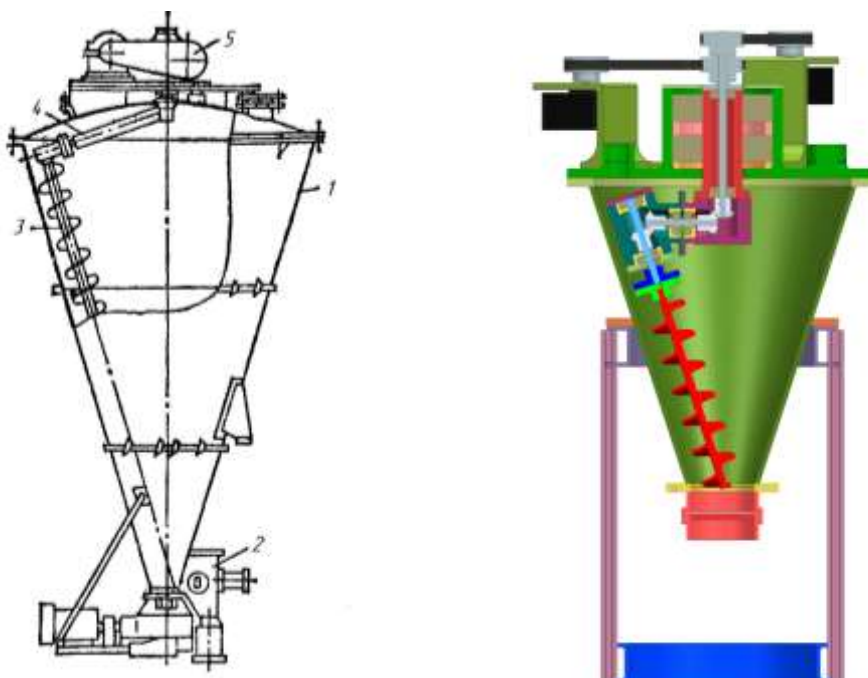
На рис. 3.28 зображено дволопатевий змішувач для паст. Робочий об'єм таких змішувачів $200 - 1000 \text{ дм}^3$. Z-подібні лопатки вигнуті уздовж їх горизонтальної осі по гвинтовій лінії та обертаються в протилежних напрямках. Співвідношення швидкостей обертання лопаток 1:2.

Барабанні змішувачі виготовляються також і безперервнодіючими (рис. 3.29). Ці змішувачі представляють собою циліндричний барабан, на обертових роликах. У корпусі змішувача встановлені два обертових назустріч один одному вала, з закріпленими на них по гвинтовій лінії лопастями.



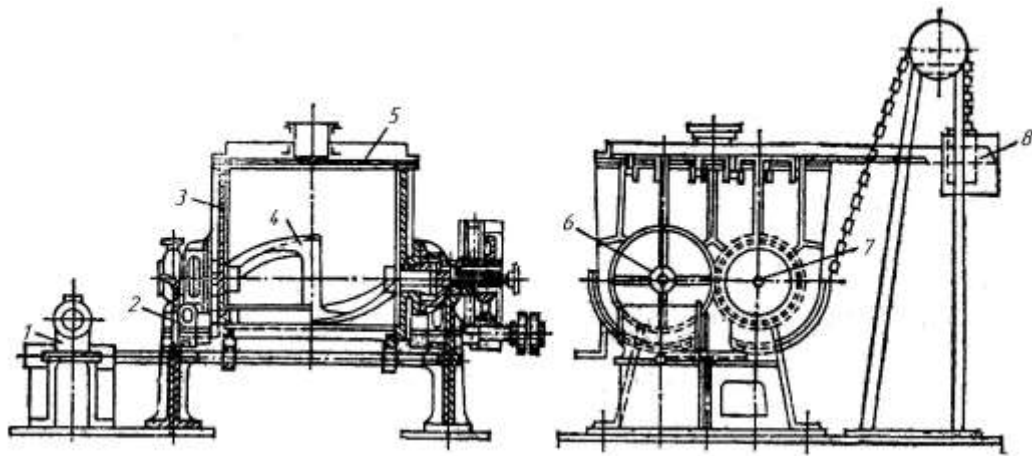
1 – корпус; 2 – сорочка; 3 – нижня дволопастева мішалка; 4 – верхня мішалка (кільце, закріплене на ексцентрично посадженій маточині; до кільця збоку приварені дві короткі лопасті з кутом нахилу до горизонту 45°);
5 – розвантажувальний пристрій

Рисунок 3.26 – Швидкісний змішувач із сорочкою і клапаном з гідравлічним приводом для розвантаження матеріалу



1 – корпус; 2 – розвантажувальний клапан; 3 – шнек; 4 – вал мішалки; 5 – привід мішалки

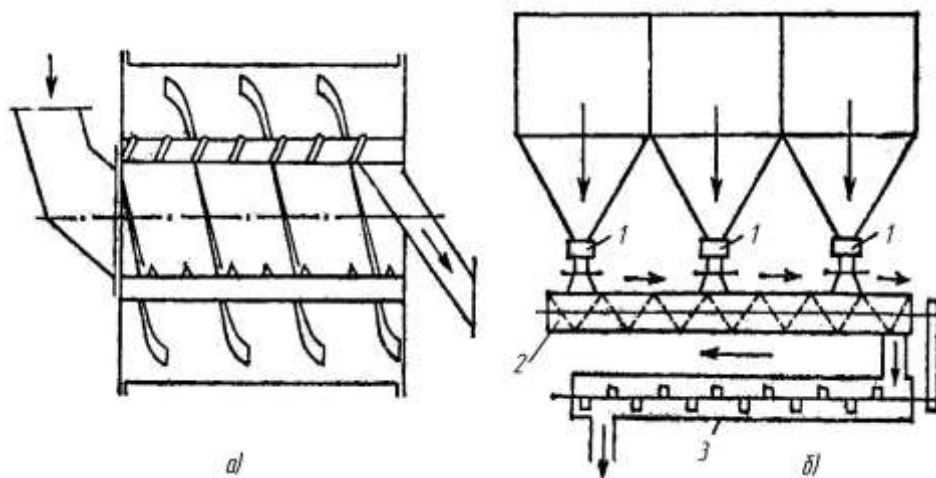
Рисунок 3.27 – Змішувач із планетарно-шнековою мішалкою



1 – привід; 2 – станина; 3 – корпус; 4 – лопатка; 5 – кришка; 6, 7 – підшипники; 8 – противага

Рисунок 3.28 – Дволопатеий змішувач із Z-подібними лопатками

До безперервно діючих змішувачів комбікормів валкового типу відносяться шнекові машини (рис. 3.30), які широко поширені в різних конструкційних варіантах. Такі змішувачі мають два шнеки з різними кроками та напрямом.



а – змішувач із обертовим лопатеим барабаном (саморозвантажувальний);

б – ступінчата змішувальна установка;

1 – дозатори; 2 – шнек; 3 – вторинний змішувач

Рисунок 3.29 – Змішувальні барабани безперервної дії

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). хливості $m > 0,25$).

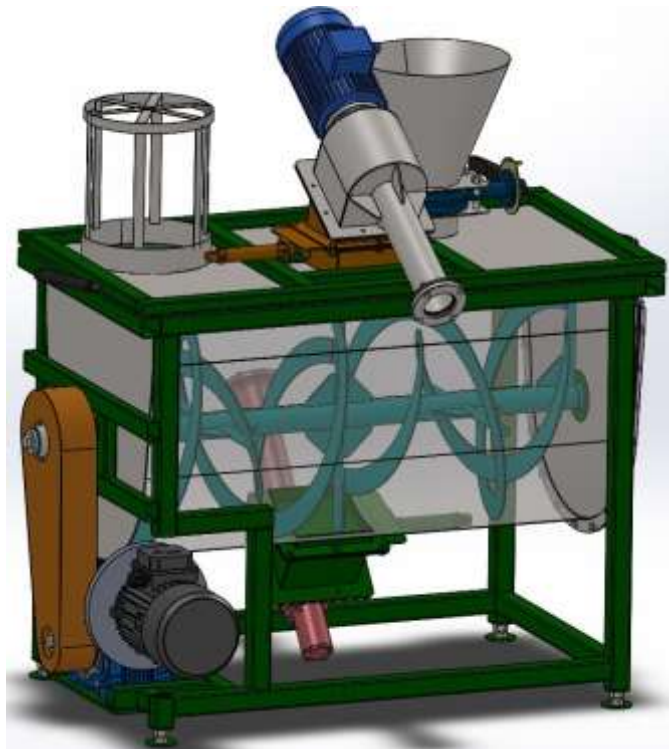


Рисунок 3.30 – Стрічково-шнековий змішувач кормів

3.3 Механічні транспортні пристрої для переміщення матеріалів

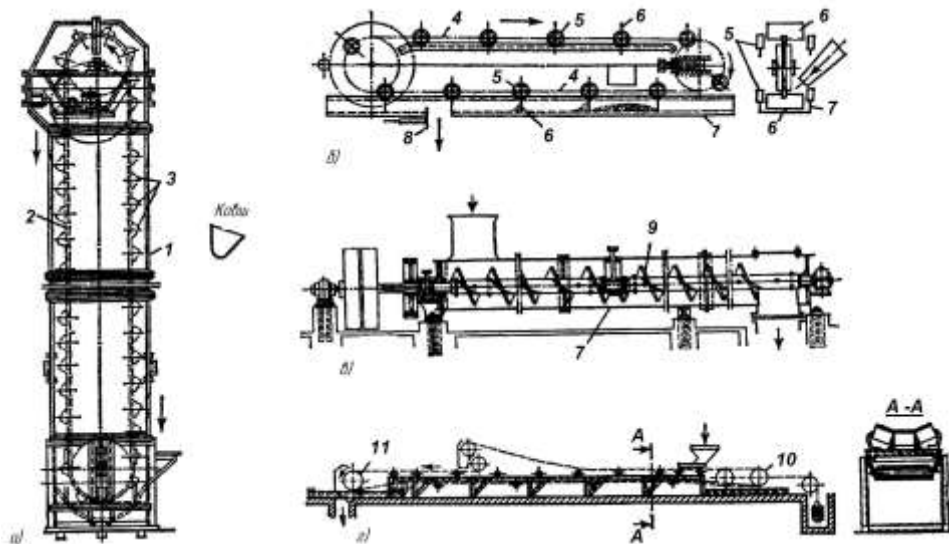
Найбільш давніми транспортними пристроями є гвинтові транспортери або шнеки (рис. 3.31). Шнеки відносно дешеві, однак вони не надійні в експлуатації і не можуть застосовуватися при необхідності підйому матеріалу вище кута нахилу 20° до горизонту. Шнек являє собою відкритий або закритий жолоб, у якому обертається вал, обладнаний по всій довжині косопостваленими (по спіралі) лопастями 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 сипучих матеріалів на відстань до 40 м.

У стрічковому транспортері, (рис. 3.31г) швидкість руху коливається в межах 0,5 - 2,5 м/с для сипучих матеріалів та 0,75 - 1,5 м/с для кускових вантажів. Стрічка безупинно рухається навколо двох барабанів

(привідного, з'єднаного із двигуном та натяжного). Стрічку виготовляють із декількох шарів гуми й бавовняної тканини, а при переміщенні гарячих матеріалів – з тонкої сталевий 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. 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 $40 - 50^\circ$.



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

Рисунок 3.31 – Схеми механічних транспортних пристроїв для безперервного переміщення сипких матеріалів

Норії. Для вертикального переміщення зерна та продуктів його переробки на підприємствах для зберігання (елеватори) і переробки зерна (млини, крупозаводи, комбикормові заводи) застосовують елеваторні підйомники - норії (рис. 3.32).

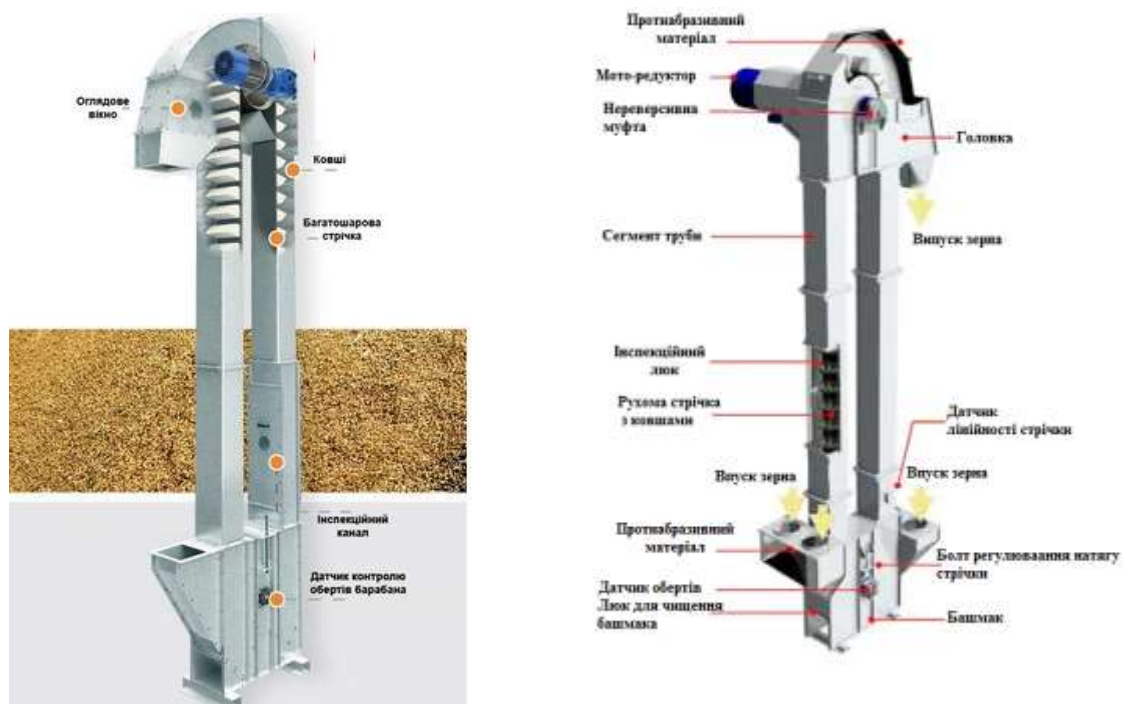


Рисунок 3.32 – Елеваторний підйомник – норія

Норії мають компактну конструкцію і здатні підіймати вантаж на десятки метрів вгору у безперервному режимі.

Норії значно здешевлюють процес обробки зерна і підвищують швидкість технологічних операцій, залишаються порівняно недорогим обладнанням, компактні й не займають великих виробничих площ.

Норія складається з головки, башмака, тягового органу з ковшами, норійних труб, привода, електрообладнання, вибухорозрядного пристрою, приладів безпеки. Головка норії складається з горловини, приводного вала з барабаном і кожуха. Для запобігання зворотного пересипання продукту у верхній частині горловини змонтований регулювальний козирок. Головка обладнана оглядовими люками, фланцями для під'єднання самопливних та аспіраційних труб, вибухорозрядного пристрою. На майданчику головки

норії установлюється привод. Башмак норії складається із металевого кожуха, в якому змонтований натяжний пристрій з барабаном.

У кожусі вмонтовані приймальні патрубки. У верхній частині башмака встановлено мембранний датчик підпору для запобігання «завалу» норії продуктом і датчики контролю швидкості руху тягового органу. Тяговим органом норії є прогумована стрічка, яка огинає верхній приводний і нижній натяжний барабани. Стрічка, на якій закріплені ковші (робочі органи), розміщена в норійних трубах. Норійні труби прямокутного перетину служать огороженням для стрічки і виготовлені із листової сталі. Зерно надходить у приймальний патрубок башмака норії, підхоплюється ковшами і подається вгору до головки норії, де під дією відцентрових сил здійснюється розвантаження ковшів. Далі зерно направляється згідно з технологічною схемою.

За показниками швидкості руху ковшів норії класифікуються на два типи: тихохідні (до 1,25 м/с) та швидкохідні (до 4 м/с).

Ковші виготовляються з різних матеріалів: низьковуглецевої сталі (базовий варіант); нержавіючої сталі; поліетилену високої щільності; поліуретану стійкого до стирання й ударостійкогою (рис. 3.33).

Якщо ширина стрічки норії становить понад 0,6 м, застосовують дворядне кріплення ковшів у шаховому порядку. Залежно від виду ковшового пристрою, його продуктивність може варіюватися від 74 до 95 %.



Рисунок 3.33 – Ковші підйомника

При цьому продуктивність норії залежить не тільки від швидкості стрічки, але і від ємності ковшів і їх кількості на погонний метр.

Таблиця 3.8 – Технічна характеристика норії

Показники	
Тип машини	самопересувна
Робоча ширина захвату, м	5,4
Швидкість руху робоча, м/сек	0,2
Відстань між скребками, мм	172
Ширина стрічки тримера, мм	400
Продуктивність, за годину основного часу, т/год	100,47
Показники транспортабельності	
Габаритні розміри в робочому положенні з тримером повернутим на 90°, мм:	
– довжина	3120
– ширина	6070
– висота	3900
Габаритні розміри в робочому положенні, мм:	
– довжина	5480
– ширина	5530
– висота	3900
Конструкційна маса, кг	1070
Показники якості роботи:	
висота навантаження, м	3,2
дальність польоту зерна від місця забору зерна живильниками, м	17,3
повнота підбирання, %	99,96
подрібнення насіння зернометом, %	0,2
Показники надійності:	
щозмінний оперативний час технічного обслуговування, год	0,14
коефіцієнт готовності	0,99
Енергетичні показники:	
споживана потужність, кВт	9,42
Кількість обслуговуючого персоналу, осіб	1

Пневмотранспорт. Переваги пневмотранспорту: герметичність переміщення; гнучкість трас; можливість повної автоматизації процесу; невеликі капітальні витрати на будівництво. Ці переваги дозволяють вважати пневмотранспортування сипучих матеріалів одним із самих прогресивних способів транспортування в цехах та між ними.

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_r умовно розрізняють пневмотранспорт із високою та низькою концентрацією.

$$\mu = \frac{G_M}{G_r}. \quad (3.26)$$

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. 3.34) ділять на низьконапірні (вентиляторні), середньонапірні (всмоктувальні або нагнітальні) і високонапірні (нагнітальні).

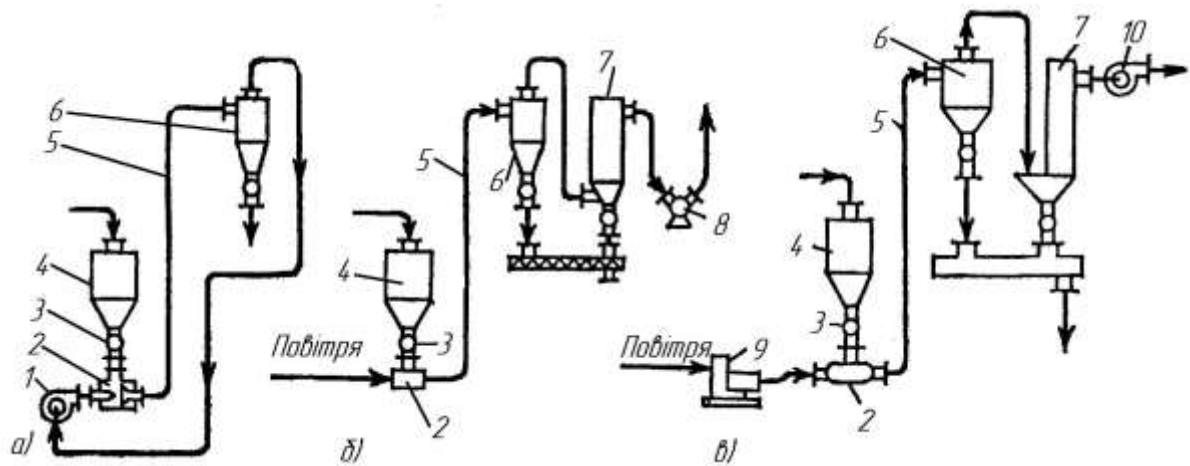
Швидкість двофазного потоку повітря зі зваженим у ньому матеріалом досягає 20 - 30 м/с.

Низьконапірний пневмотранспорт (рис. 3.34а) 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.

Схема середньонапірного всмоктувального транспортного засобу наведена на рис. 3.34б. 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 представлена на рис. 3.34в. На відміну від схеми, зображеної на рис. 3.34б, повітря

нагнітається в транспортний трубопровід; крім того, рукавний фільтр працює під невеликим тиском.



а – низьконапірний; б – середньонапірний всмоктувальний;
в – середньо- і високонапорний:

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

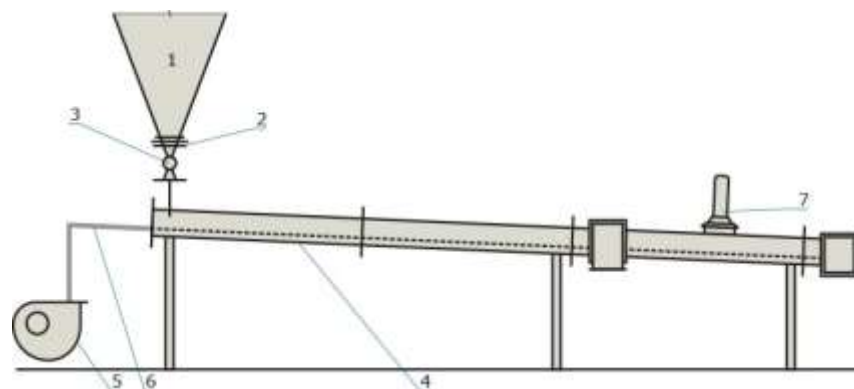
Рисунок 3.34 – Схеми пневмотранспорту

В середньонапірному пневмотранспорті 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. 3.34в, 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 аеро- і пневможолобах (рис. 3.35). У нижній частині жолоба встановлено газорозподільний пристрій, 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

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.



- 1 – завантаження; 2 – засувка; 3 – живильник матеріалу; 4 – пневможолоб;
 5 – вентиляторна станція з фільтром повітря; 6 – підведення повітря;
 7 – відведення повітря (деаерація)

Рисунок 3.35 – Аерожолоб

Крім пневможолобів, сипкі матеріали часто транспортують у щільному шарі при підвищеному тиску ($0,13-0,8$ МПа) транспортуючого агента. 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).

Розрахунок основних технологічних параметрів транспортних пристроїв. Для транспортних пристроїв безперервної дії при припущенні, що сипкий матеріал переміщується безперервним потоком, продуктивність можна розрахувати, за рівнянням [3]:

$$Q = WF, \quad (3.27)$$

де Q – витрата матеріалу, що транспортується, м³/с,
 W – лінійна швидкість, переміщення матеріалу, м/с,
 F – площа перетину потоку, м².
Масова продуктивність G (кг/с):

$$G = V \cdot \rho_n = W \cdot F \cdot \rho_n, \quad (3.28)$$

де ρ_n – насипна густина матеріалу, кг/м³.

Масова продуктивність G (т/год) транспортера у виробничих умовах[3]:

$$G = 3600 \cdot F \cdot W \cdot \rho_n \cdot \varphi, \quad (3.29)$$

де φ – коефіцієнт заповнення робочого органу транспортного пристрою (табл. 3.9).

Для стрічкових транспортерів:

$$F = \frac{(0,9 \cdot b - 0,05)^2}{18} \quad (3.30)$$

де b – ширина стрічки, м.

Для жолобкових стрічок величина F приблизно у два рази більша, ніж визначається за рівнянням (3.30).

Таблиця 3.9 – 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:

$$F = b \cdot h, \quad (3.31)$$

де b – ширина пластин або жолоба, м;

h – висота бортів у пластин або жолоба, м.

Формула (3.31) може бути використана і для вібраційних транспортерів, тільки в цьому випадку h – висота шару матеріалу в жолобі.

Для гвинтових транспортерів і шнеків:

$$F = \frac{\pi \cdot D^2}{4}, \quad (3.32)$$

де D – діаметр гвинта, м.

З урахуванням діаметра вала шнека d :

$$F = \frac{\pi \cdot (D^2 - d^2)}{4}. \quad (3.33)$$

Швидкість просування матеріалу шнеком (м/с):

$$W = \frac{s \cdot n}{60}, \quad (3.34)$$

де s – крок витка шнека, м;

n – частота обертання валу, шнека, об./с.

Масова продуктивність шнека G (т/год):

$$G = 60 \cdot \frac{\pi \cdot (D^2 - d^2)}{4} \cdot s \cdot n \cdot \rho_n \cdot \varphi = 15 \cdot \pi \cdot (D^2 - d^2) \cdot s \cdot n \cdot \rho_n \cdot \varphi \quad (3.35)$$

Продуктивність елеваторів розраховуються, при підстановці у формулу (3.29) замість F відношення об'єму ковша V (м³) до відстані між ковшами l (м):

$$G = 3600 \cdot \left(\frac{V}{l} \right) \cdot W \cdot \rho_n. \quad (3.36)$$

Потужність на валу двигуна N_0 (кВт):

$$N_0 = (N_1 + N_2 + N_3) \cdot K_3 + N_4, \quad (3.37)$$

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. 3.10).

У рівнянні (3.37) (кВт):

$$N_1 = \frac{G \cdot H}{367}, \quad (3.38)$$

$$N_1 = \frac{K_1 \cdot G \cdot L}{367}, \quad (3.39)$$

$$N_1 = \frac{K_2 \cdot W \cdot L}{367}, \quad (3.40)$$

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. 3.11);

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:

$$N = \frac{N_0 \cdot K}{\eta}, \quad (3.41)$$

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 3.11 – 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	0,11	$48b + A$	1,1	$A = 50 \div 80$
скребковий	-	0	1	Менші значення
гвинтовий	1,2 - 4	0	1	K_1 для матеріалів, які не стираються
вібраційний	6 - 10	0	0	
Елеватор	0	-	1,15	$K_2 = kG$

Таблиця 3.12 – 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 3.13 – 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

3.4 Процеси та обладнання в складі технологічних комплексів

3.4.1 Технологічна лінія виробництва сортового борошна із зерна пшениці

Характеристика продукції, сировини та напівфабрикатів. Борошно – продукт помелу хлібного зерна пшениці чи жита. Властивості борошна насамперед залежать від хімічного складу та будови ендосперму зерна –

місця відкладення поживних речовин. Його основну масу складають природні полімери – крохмаль та білки.

Їх загальний вміст у зерні пшениці становить близько 85 % на суху речовину. Будова ендосперму зерна визначає особливості борошна, що виробляється.

Розрізняють три види пшениці: м'яку, м'яку склоподібну та тверду (дурум). Тканини ендосперму зерна м'якої пшениці мають борошністу непрозору структуру, що складається з дрібних зерен крохмалю, укладених у тонкі прошарки білкових речовин. З такого зерна виробляють хлібопекарське борошно. Клітини ендосперму склоподібних, твердих видів пшениці оточені товстими аморфними прошарками білків, що надають їм прозорість. Склоподібні зерна в порівнянні з борошністими мають велику щільність, абсолютну масу та міцність.

Залежно від якості борошно поділяють на шпалерне, вищого, першого або другого гатунку, а також на крупчатку. Шпалерне борошно виробляється з несіяного борошна і містить у своєму складі подрібнені частки ендосперма зерна та зовнішньої оболонки (висівки). Сортове борошно виробляють із сіяного борошна. Кожен із видів гатунку борошна регламентований відповідними характеристиками властивостей борошна: кольором, зольністю, крупністю помелу та кількістю сирої клейковини.

Якість борошна залежить від вмісту в ній частинок оболонки – висівок. Основними структурними компонентами оболонки є клітковина та зольні елементи (кремній, фосфор, калій та ін.). Тому величина зольності борошна є непрямою характеристикою кількості висівок. У загальному випадку вважається, чим нижчою є зольність борошна, тим менше воно містить висівок і має більш високу якість.

Проміжними продуктами помелу зерна є крупки різних розмірів. Крупка чистого ендосперму зерна є високоякісним продуктом: крупчатки хлібопекарського борошна, крупки та півкрупки макаронного борошна або

манної крупи. Крупка, на поверхні якої є оболонка, при сортових помелах підлягає подальшій обробці для видалення оболонки.

Особливості виробництва готової продукції.

Сутність виробництва сортового борошна полягає у подрібненні зерна та розподілі його складових частин: оболонок, ендосперму та зародка.

Зерно хлібних злаків має складну тверду, щільну та міцну аморфно-кристалічну структуру з різними характеристиками міцності складових частин. Тому для переробки зерна застосовують різні машини та апарати, які здійснюють механічні та гідротермічні впливи на зерно та продукти його руйнування.

Зовнішню поверхню зерна очищають від пилу, відокремлюють борідки і частково знімають плодові оболонки та зародки на обойочних та щіткових машинах. В ентолейторах зерно та продукти його подрібнення піддають стерилізації шляхом ударних дій. В результаті живі шкідники знищуються, зерна з личинками руйнуються, а личинки здебільшого гинуть.

При сортових помелах зерна якість борошна підвищують гідротермічною обробкою. Внаслідок такого впливу послаблюються зв'язки між ендоспермом та оболонками; структура оболонок із крихкого стану переходить у пластично-в'язке. Все це разом полегшує відділення плодкових і насінєвих оболонок зерна з мінімальними втратами ендосперму. Крім того, покращуються хлібопекарські якості борошна внаслідок дії тепла на білковий комплекс зволоженого зерна. На багатьох етапах борошномельного виробництва із зерна та продуктів його подрібнення видаляють металомагнітні домішки.

Зерно подрібнюють двома паралельними циліндричними вальцями, що обертаються назустріч один одному з різними швидкостями. Зазвичай застосовують нарізні вальці, що мелють, на поверхні яких нанесені рифлі. Профіль, нахил, кількість і взаємне розташування рифлів вибирають

залежно від необхідної крупності помелу і характеристик подрібнюваного зерна. Вони повинні забезпечувати максимальну кількість крупок різних розмірів при мінімальному виході порошкоподібного борошна. Частинки крупки, на поверхні яких збереглася оболонка, додатково піддають шліфуванню – багаторазовому механічному впливу робочих органів шліфувальних машин на продукт шляхом інтенсивного тертя частинок між собою і по робочій поверхні машини. При шліфуванні із поверхні крупок видаляють частинки оболонки.

Для розподілу продуктів подрібнення зерна спочатку їх просіюють на розсіюниках і поділяють на кілька фракцій, що відрізняються крупністю частинок. Проводять сортування фракцій розподілом на частинки, що складаються з чистого ендосперму та частинки у вигляді зростків ендосперму з оболонкою. Таку операцію називають збагаченням крупок і дунстів (проміжні за крупністю продукти між крупою і борошном). Для збагачення застосовуються ситовісні машини, що сортують сипучі суміші за геометричними та аеродинамічними характеристиками частинок. Для сортування за геометричними ознаками використовують сита, а за аеродинамічними (головним чином, парусності) – потоки повітря.

Після сортування крупки та дунсти піддають подальшому подрібненню на розмольних вальцьових верстатах. Параметри робочих органів верстатів та режими їх роботи залежить від розмірів подрібнюваних частинок.

Міцність оболонки зерна значно перевищує міцність ендосперму, тому при сортових помелах для поділу продуктів подрібнення застосовують ударні дії. Продукти розмелювання додатково подрібнюють в штифтових і бичових роторах ентолейторів і детасерів, що швидко обертаються. На останніх стадіях драного та розмольного процесів здійснюють вимол у бичових та щіткових машинах. Вихідний продукт піддають ударам і стиранню, у результаті порушуються міжмолекулярні сили зчеплення між ендоспермом і оболонкою. Відбувається

відокремлення ендосперму (у вигляді борошна) від висівкових частинок при мінімальному їх дробленні.

Формування готової продукції – борошна – за сортами здійснюється шляхом вагового дозування та змішування продуктових потоків з окремих етапів технологічного процесу. Продукцію упаковують у транспортну тару – тканинні мішки або в споживчу тару – паперові пакети.

Лінії по виробництву борошна представляють достатньо складний комплекс станків, машин, механізмів та пристроїв. На рис. 3.36 наведено фрагмент лінії по виробництву борошна.



Рисунок 3.36 – Фрагмент лінії виробництва борошна

Стадії технологічного процесу. Переробку хлібних злаків у сортову борошно можна поділити на наступні стадії:

- очищення зерна від домішок та виділення побічного продукту - кормових зернопродуктів;
- обробка поверхні зерна сухим чи мокрим способом;
- гідротермічна обробка (холодне або швидкісне теплове кондиціонування) зерна при сортових помелях;
- драние (крупуютворююче) подрібнення зерна;

- шліфування великих та середніх крупок;
- розмелювання продуктів крупоутворення та шліфування;
- вимелювання сходових продуктів крупоутворення та розмелювання;
- формування та контроль готової продукції.

Характеристика комплексів устаткування. Лінія починається з комплексу обладнання для підготовки зерна до помолу, до складу якого входять силоси, регулюючі та транспортні пристрої для зберігання та формування помольних партій зерна; машини та апарати для відділення домішок, що відрізняються від зерна геометричними розмірами, формою, щільністю, магнітними та іншими властивостями; машини та апарати для гідротермічної та механічної обробки поверхні зерна.

До складу лінії входять 4...5 крупоутворювальних (драних) комплексів обладнання, кожен з яких містить пристрої для дозування та контролю якості зерна, магнітні сепаратори, вальцові верстати, розсійники, ситовійні та вимольні машини. По ходу технологічного процесу від першого до останнього комплексу крупність оброблюваних частинок зменшується.

Головними є 9...12 розмольних комплексів обладнання, що включають магнітні сепаратори, вальцові верстати, деташери (або ентолейтори) та розсійники. Перший, другий і третій комплекси в процесі технологічного процесу призначені для отримання борошна вищого гатунку. У комплексах з четвертого по шосте отримують борошно вищого та першого гатунку. Наступні комплекси розмольного обладнання забезпечують одержання борошна першого та другого гатунку.

Завершальний комплекс включає обладнання для вагового дозування та змішування групових потоків (компонентів сортів борошна), ємності для зберігання готової продукції, ваговибійні пристрої та фасувальні машини.

На рис. 3.37 показаний один із варіантів технологічної схеми лінії виробництва сортового борошна із зерна пшениці.

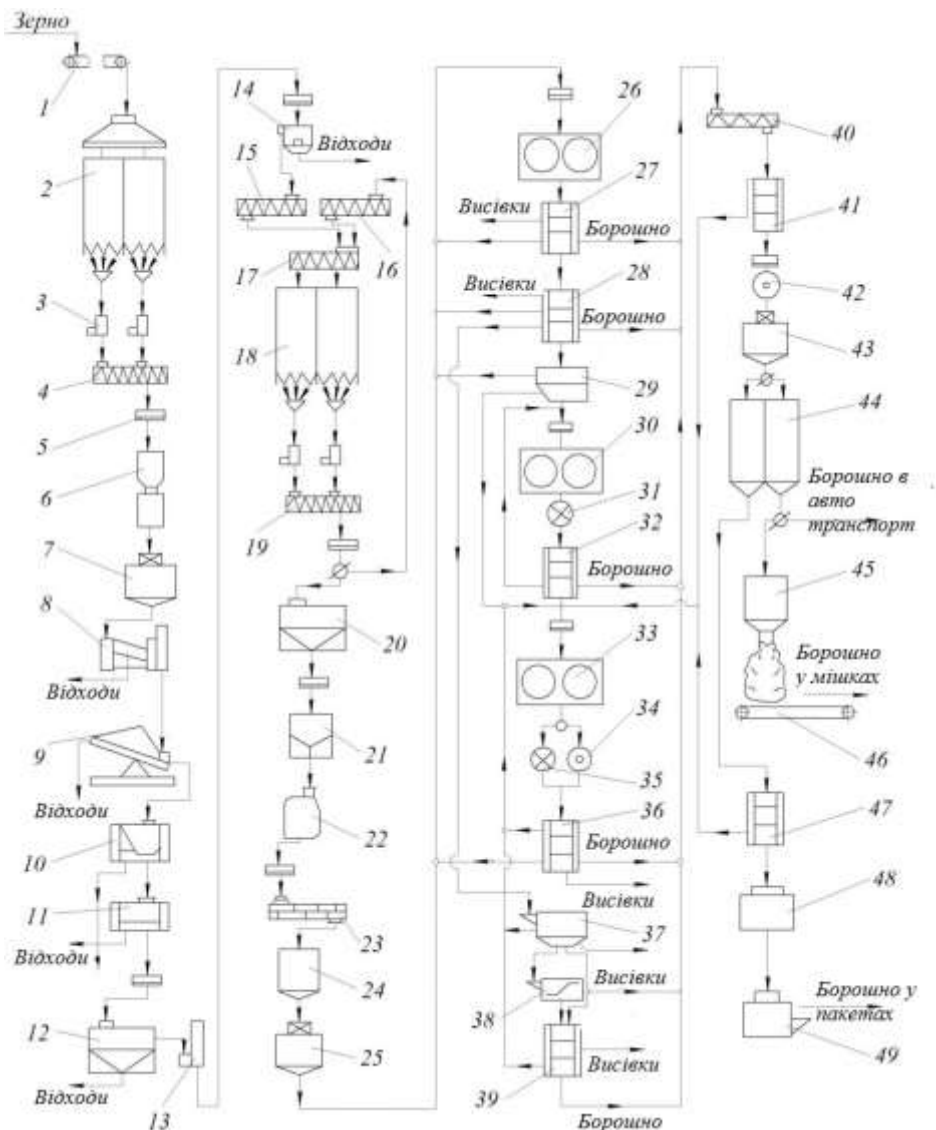


Рисунок 3.37 – Схема лінії виробництва сортового борошна із зерна пшениці

Попередньо очищене зерно подають з елеватора на борошномельне підприємство ланцюговими конвеєрами 1 і завантажують силоси 2. Зерно з кожного силосу випускають через самопливні труби, забезпечені електропневматичними регуляторами потоку зерна 3. За допомогою регуляторів та гвинтового конвеєра 4 формують помольні партії зерна відповідно до заданої рецептури та продуктивності.

Кожен потік зерна проходить магнітні сепаратори 5, підігрівач зерна 6 (в холодну пору року) та ваговий автоматичний дозатор 7. Далі зерно піддається багатостадійному очищенню від домішок. У зерноочисному сепараторі 8 відокремлюють великі, дрібні та легкі домішки. У каміннявідділюючій машині 9 виділяють мінеральні домішки. Потім зерно очищається в дискових трієрах: кукольвідбірнику 10 і овсюговідбірнику 11, а також магнітному сепараторі. Зовнішню поверхню зерна очищають у вертикальній обойочній машині 12, а за допомогою повітряного сепаратора 13 відокремлюють аспіраційні виноси.

Далі зерно через магнітний сепаратор потрапляє в машину мокрого лущення 14 і після гідрооброблення системою гвинтових конвеєрів 15 і 17 зерно розподіляється в силоси 18 для зволоження.

Після основного зволоження передбачена можливість повторення операцій зволоження у апараті 16 і гвинтовому конвеєрі 17. Після зволоження зерно через регулятор витрати, гвинтовий конвеєр 19 та магнітний апарат надходить у обойочну машину 20 обробки поверхні. З цієї машини зерно через магнітний апарат потрапляє в ентолейтор-стерилізатор 21, а потім повітряний сепаратор 22 для виділення легких домішок. Далі через магнітний апарат його подають у зволожуючий апарат 23 та бункер 24 для короткочасного зволоження. Потім зерно зважують на автоматичному ваговому дозаторі 25 через магнітний апарат направляють на подрібнення в першу драну систему.

У кожну драну систему входять вальцьові верстати 26, розсійники драних систем 27, розсійники сортувальні 28 та ситовієчні машини 29. Сортування продуктів подрібнення драних систем здійснюють послідовно у два етапи з отриманням на першому етапі великої та частково середньої крупки, а на другому – середньої та дрібної крупки, дунстів та борошна. У ситових машинах 29 збагачують крупки і дунсти I, II і III драних систем (рис.3.7) та крупку шліфувального процесу. Обробка в шліфувальних вальцьових верстатах 30 піддають велику і середню крупку I, II і III драних

систем після її збагачення в ситових машинах 29. Верхні сходи з сит розсійників III і IV драних систем направляють в бичові вимольні машини 37, прохід останніх обробляють у центрифугах 38. У розмольному процесі застосовують двоетапне подрібнення. Після вальцових верстатів 30 і 33 встановлені деташери 31 і 35 для руйнування конгломератів проміжних продуктів подрібнення зерна та ентолейтори 34 для стерилізації цих продуктів шляхом ударних дій.

У розсійниках 32, 36 і 39 продуктів подрібнення висівають борошно, яке надходить у гвинтовий конвеєр 40. З нього борошно подають в розсійник 41 на контроль, щоб забезпечити відділення сторонніх частинок і необхідну крупність помолу. Далі борошно через магнітний апарат, ентолейтор 42 і ваговий дозатор 43 розподіляють у функціональні силоси 44. З них забезпечується безтаре відвантаження готового борошна на автомобільний і залізничний транспорт або за допомогою ваговибійного пристрою 45 борошно фасують у мішки, які конвеєром 46 також передають на транспорт для відвантаження. Перед пакуванням у споживчу тару борошно попередньо просіюють на розсійнику 47 і пакують у паперові пакети на фасувальній машині 48. Пакети з борошном групують у блоки, які завертають полімерну плівку на машині для групової упаковки 49. Отримані блоки з пакетів із борошном передають на транспортування до торговельної мережі.

3.4.2 Технологічна лінія виробництва гречаної крупи

Характеристика продукції, сировини та напівфабрикатів. Крупа у харчовому раціоні людини становить від 8 до 13% загального споживання зернових. На круп'яних заводах переробляють різні види круп'яних культур. Рис, просо, гречку називають зазвичай власне круп'яними культурами, тому що основну масу зерна цих культур використовують для крупи. Крім того, крупу та круп'яні продукти виготовляють із насіння вівса, ячменю, пшениці, кукурудзи, зрілого гороху та ін. Асортимент

круп'яної продукції досить широкий – це крупа з цілого і подрібненого ядра, пластівці та ін.

Найбільш широкою популярністю користується гречана крупа – ядриця та проділ. Ядриця є ціле або злегка надколоте ядро, яке не проходить через сито з отворами розміром 1,6x20 мм. Проділ – колоте (дроблене) ядро, що проходить через сито 1,6x20 мм і не проходять через сито № 08. Крім звичайних ядриці і проділу частіше виробляють ядрицю і проділ, що швидко розварюються із зерна, яке піддавалось гідротермічній обробці. Ядриця випускається трьох гатунків: першого, другого та третього; проділ на гатунки не ділиться.

У середньому гречана крупа містить 12,6% білків, 26% жирів, 68% вуглеводів. За вмістом і співвідношенням амінокислот білки гречаної крупи більш повноцінні за білки ряду інших злаків. У сучасних умовах важливою перевагою гречаного поля вважається те, що практично його не треба обробляти отрутохімікатами, на відміну інших зернових культур. Тому є підстави відносити гречану крупу до екологічно чистих продуктів.

Зерно гречки вкрите порівняно товстими плодовими оболонками. Своєрідна тригранна форма зерна та відповідно ядра, а також оригінальне розташування великого (масова частка до 15%) зародка всередині ядра викликає підвищену крихкість останнього.

Особливість виробництва. Для круп'яного виробництва дуже важливою властивістю зерна є міцність зв'язку зовнішніх плівок (оболонок) та ядра. У зерна чотирьох круп'яних культур: рису, проса, вівса та гречки зовнішні плівки охоплюють ядро, але не зрослися з ним. У чотирьох інших культур: ячменю, гороху, пшениці та кукурудзи плівки міцно зрослися з ядром по всій його поверхні. Міцність зв'язку оболонок з ядром значною мірою визначає способи переробки зерна в різні круп'яні продукти. Міцність і крихкість ядра визначають як методи переробки, а й асортимент круп (недроблена, дроблена, шліфувана та ін.).

Процес очищення зерна від домішок базується на тих же принципах, що й у борошномельному виробництві. Проте робочі органи зерноочисних машин мають різні установчі та кінематичні параметри. Зокрема, для виділення домішок з гречки широко застосовують сита з трикутними отворами. Гречка проходить через отвори сит, а рівновеликі домішки, що мають іншу форму, через отвори цих сит не проходять. Гречку в процесі очищення попередньо калібрують за розміром на дві - три фракції на ситах з круглими отворами, потім кожна фракція окремо подається на сита з трикутними отворами.

Гідротермічну обробку зерна круп'яних культур проводять для поліпшення технологічних властивостей зерна: підвищення крихкості оболонки та зниження крихкості ядра. Крім того, в результаті гідротермічної обробки зерна покращуються споживчі властивості крупи, скорочується тривалість її варіння, консистенція каші стає більш розсипчастою; підвищується стійкість крупи при зберіганні через інактивацію ферментів, які сприяють псуванню крупи.

Гідротермічна обробка включає наступні основні операції: пропарювання, сушіння та охолодження. Особливість пропарювання гречки полягає у високій температурі (понад 100 °C) нагріву зерна гострою порою при надмірному тиску. В результаті нагрівання та зволоження ядро зерна пластифікується, стає менш крихким, менше дробиться при луценні. При пропарюванні відбувається клейстеризації частини крохмалю, утворення невеликої кількості декстринів, яким притаманні властивості клею.

Сушіння зерна після пропарювання призводить до зневоднення переважно зовнішньої оболонки, втрачає вологу, стає більш крихкою і легше розколюється при луценні. Крім того, деформаційні зміни, що виникають у процесі пропарювання та сушіння, у складових частинах зерна призводять до відшаровування оболонки.

Охолодження після сушіння, додатково знижує вологість зерна. Холодні оболонки більш крихкі. У той же час необхідно виключити зайве сушіння зерна, що може призвести до зневоднення ядра та підвищення його крихкості.

Калібрування зерна призначене для розподілу зерна за розмірами на фракції. З каліброваного зерна можна більш ретельно виділити домішки. Для близьких за розмірами зерен можна більш точно підібрати робочий зазор у лушильних машинах, що підвищить ефективність лушення. При виробництві гречаної крупи калібрування зерна перед лушенням необхідне для розподілу нелущених і лущених зерен.

Особливістю технологічної схеми переробки гречки є роздільне лушення та сортування продуктів лушення кожної фракції.

Лушпиння зерна – процес відділення зовнішніх оболонок (плівок) з поверхні ядра. Вибір способів лушення залежить від будови зерна, міцності зв'язку оболонок і ядра, міцності ядра, а також асортименту продукції, що виробляється.

Основним продуктом при переробці гречки є крупа з цілого ядра, тому при лушенні прагнуть уникнути надмірного дроблення. Найбільш успішно це досягається, якщо основним способом впливу робочих органів лушильної машини на зерно є поєднання стиснення та зсуву.

Сортування продуктів лушення полягає в розподілі суміші різних частинок. Суміш можна розділити (умовно) на п'ять фракцій: основна фракція – лущене зерно (ядро); друга фракція – нелущене зерно; третя фракція – лушпиння, що відокремилося в процесі лушення оболонки та плівки; четверта фракція – подрібнене ядро певних розмірів; п'ята фракція – борошно (суміш дрібних частинок ядер та оболонок).

Стадії технологічного процесу. Виробництво гречаної крупи з наступних стадій та основних операцій:

– очищення зерна від домішок;

- гідротермічна обробка зерна (пропарювання, сушіння та охолодження);
- калібрування та лущення зерна;
- сортування продуктів лущення, круповиділення та контроль крупи;
- пакування крупи в споживчу та торгову тару.

Характеристика комплексів устаткування. Лінія починається з комплексу обладнання для очищення зерна від домішок, до складу якого входять ваги, повітряно-ситові сепаратори, камневідділювачі та магнітні сепаратори, розсійники, аспіратор та трієр – вівсюговідбірник. Другий комплекс обладнання призначений для гідротермічної обробки зерна і включає пропарювач, сушарку та охолоджувач зерна.

Головний комплекс обладнання для отримання крупи містить групу розсійник для калібрування зерна, вальцедекові лущильні верстати, розсійники для розподілу продуктів лущення та аспіратори. До складу завершального комплексу обладнання входять розсійники, аспіратори, падді - машини для контролю ядриці та проділу, фасувальні машини для пакування цих продуктів у пакети, а пакети – у коробки.

На рис. 3.38 показано технологічну схему лінії виробництва гречаної крупи.

Вихідну сировину з виробничих бункерів 1 зважують на автоматичних вагах 2 і подають у повітряно-ситові сепаратори 3 для відділення великих, дрібних і легких домішок, а також камневідділювач 4 для відбору мінеральних домішок.

Для очищення зерна гречки від важковіддільних домішок, що представляють бій насіння бур'янів, використовується система круп'яних розсійників 5. Переважно застосовується схема ситового сепарування з використанням сит з круглими, довгастими та трикутними отворами у поєднанні з фракціонуванням. Принципова спрямованість схеми полягає у фракціонуванні зерна на ситах із круглими отворами з подальшим просіюванням фракцій на ситах з довгастими та трикутними отворами,

розміри яких підбирають виходячи з крупності зерна. Для дрібної фракції, отриманої проходом сит з круглими отворами 0 4...4,2 мм, застосовують сита з довгастими отворами розміром 2,2...2,4x20 мм і сита з трикутними отворами розміром 5...6 мм. Для великої фракції, отриманої сходом із зазначеного сита, застосовують сита з отворами розміром відповідно 2,4...2,6x20 мм та 7...8 мм. На ситах з довгастими отворами висіваються дрібні зерна пшениці, ячменю, вівса, на ситах із трикутними отворами – дика редька, віка тощо.

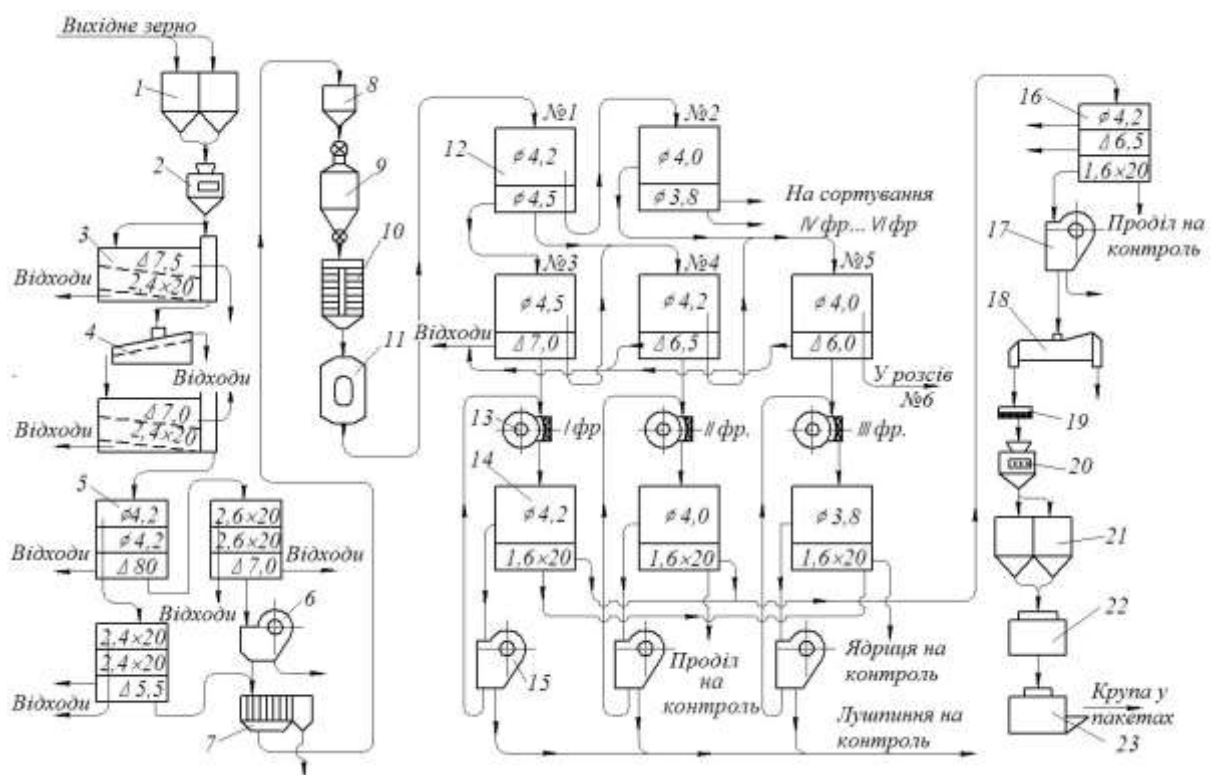


Рисунок 3.38 – Технологічна схема лінії виробництва гречаної крупи

Легкі домішки відокремлюють в аспіраторі 6, а довгі домішки в трієрах - овсюговідбірниках 7 з розмірами осередків 6...7 мм і накопичують очищене зерно в бункерах 8, які розташовані над пропарювачем 9 місткістю 1 м³. Гречку пропарюють під тиском пари 0,25...0,30 МПа протягом 5 хвилин. Після пропарювання вологість зерна становить 18...19%.

Для сушіння пропареного зерна використовують вертикальну парову сушарку контактного типу 10, в якій нагрівання зерна відбувається за допомогою контакту з паровими трубами. Сушіння проводиться до вологості зерна 12,5...13,5 %, після чого його охолоджують в охолоджувальній колонці 11 за температури не вище 6...8°C.

Перед лущенням гречка ділиться на 3...6 фракцій крупності. Найчастіше для калібрування зерна застосовують круп'яні розсівни 12, причому технологічна схема калібрування зерна передбачає багаторазове проходження (особливо великих) фракцій через розсівники.

При розподілі зерна на 6 фракцій зазвичай використовують наступний набір сит із круглими отворами 0 4,5...4,2...4,0...3,8...3,6...3,3 мм. Сходом з 1-го сита одержують 1-у фракцію зерна, проходом першого і другого сита – другу фракцію і т.д. Різниця у розмірах нелущених зерен у фракціях не перевищує 0,2...0,3 мм.

Поряд із зазначеними вище ситами в розсівниках встановлюють сита з трикутними отворами, розмір яких підбирають залежно від кількості фракцій. Сходом із цих сит додатково відокремлюють важковіддільні домішки.

Лущення зерна гречки проводиться у вальцедекових верстатах 13, вальці та деки яких покриті абразивним матеріалом. У зв'язку з високою крихкістю ядра зерно лущать обережно при порівняно низькій ефективності лущення.

Гідротермічна обробка дозволяє інтенсивніше лущити зерно, при цьому в продуктах лущення вміст подрібненого ядра з 2,5...3,5 % знижується до 1,5...2,5%.

Невисока ефективність лущення зерна забезпечує порівняно мале подрібнення ядра. У той же час за такої ефективності лущення істотно зростає оборот товару у системі лущення.

Сортування продуктів лущення проводять у круп'яних розсівниках, у яких розділяють нелущені зерна, ядрицю, проділ з мучкою. Нелущенні

зерна, які отримані сходом з сит, розмір отворів яких на 0,2...0,3 мм менше розмірів отворів сит, сходом з яких отримана дана фракція. Після відділення з них лушпиння в аспірааторах повертають на повторне лущення у тих же вальцедекових верстатах.

Сходом з сит з отворами розміром 1,7 (1,6)x20 мм отримують ядрицю з невеликою кількістю лушпиння. Ці продукти із систем переробки всіх фракцій об'єднуються і спрямовуються на контроль ядриці. Проходи цих сит представляють собою суміш проділу, мучки і лушпиння, яка з усіх систем об'єднується, і прямує на контроль проділу.

Контроль крупи здійснюють у розсійниках 16, де на ситах з круглими і трикутними отворами виділяють додатково домішки, а на ситах з отворами розміром 1,6x2,0 мм – проділ і мучку, що прямує на контроль проділу. Ядрицю отримують сходом із сита з отворами 1,6x20 мм. Після провіювання крупи в аспірааторах 17 ядрицю пропускають через падді-машину 18, потім через магнітний сепаратор 19.

Готову крупу ядрицю після зважування на терезах 20 завантажують силоси 21. З них направляють крупи на фасувальні машини 22 для упаковки в пакети. Пакети з крупою укладають у ящики машиною 23 і передають до складу.

3.4.3 Технологічні схеми виробництва комбікормів

Комбікорм – це складна однорідна суміш очищених та подрібнених до необхідного розміру різних кормових компонентів та добавок, що складається відповідно до вимог повноцінної годівлі тварин та птиці з урахуванням їх виду, віку, статі, стану здоров'я та мети годування. Виробництво комбікормів передбачає їх збалансованість за енергією, протеїном, макро- та мікродобавками, вітамінами та біологічно активними речовинами.

Залежно від призначення розрізняють повнораційні комбікорми, комбікорми-концентрати, кормові суміші, білково-вітамінно-мінеральні

(БВМД), білково-вітамінні (БВД) та мінеральні добавки, премікси (рис.3.39).

Технологія виробництва комбікормів є сукупність операцій, послідовне виконання яких дозволяє отримати з різної вихідної сировини продукт, що відрізняється за фізико-механічними властивостями та хімічним складом, корм із заданими параметрами залежно від рецептури.



Рисунок 3.39 – Загальний вигляд блоку комбікормового виробництва

Головні вимоги до технології – отримання продукції високої якості, що, у свою чергу, обумовлено дотриманням усіх етапів технологічного процесу.

Технологію виробництва комбікормів прийнято оцінювати за схемами технологічного процесу, що графічно показує черговість операцій, а також місце кожної з них у загальній структурі приготування кінцевого продукту з вихідної сировини різного виду. Кожна технологічна схема складається з низки підготовчих та основних ліній, що являють собою систему взаємопов'язаних машин та механізмів, розташованих у порядку послідовного виконання операцій.

Стадії технологічного процесу. Приготування комбікормів включає наступні основні операції:

- прийом, зважування та зберігання сировини;
- очищення сировини від сторонніх домішок;
- луцення вівса та ячменю; дроблення зерна та інших компонентів;
- сушіння та подрібнення мінеральної сировини;
- підготовка суміші мікродобавок із наповнювачем;
- введення в комбікорми рідких добавок;
- дозування компонентів згідно з рецептами;
- змішування компонентів;
- гранулювання чи брикетування сумішей;
- облік та видача комбікормів.

Характеристика комплексу обладнання. Структура комбікормового виробництва передбачає основні та допоміжні процеси. До основних відносяться процеси, безпосередньо пов'язані з перетворенням вихідної сировини на комбікорм. Допоміжні процеси безпосередньо з виробленням комбікорму не пов'язані. До них відносяться: транспортування, прийом, розміщення та зберігання сировини; зберігання та відпустка готової продукції; переробка відходів основного виробництва тощо.

Технологічні операції зазвичай здійснюються на спеціалізованих потокових лініях, що пов'язані з асортиментом рецептів і можливими змінами їх складу. При цьому кількість і склад технологічних ліній в залежності від призначення заводу може бути різною. Комбікормові підприємства включають: 1) прийом та обробка зернової сировини (може бути кілька паралельних ліній, рівних кількості видів зерна); 2) відділення оболонки від вівса та ячменю; 3) борошністої сировини (висівки, борошно); 4) вітамінного трав'яного борошна (розсипного або гранульованого окремо); 5) кормових продуктів харчових виробництв; 6) шротів; 7) пресованої та шматкової сировини; 8) обробки сировини у тарі; 9) підготовки кухонної солі; 10) підготовки кормової крейди та іншої сировини мінерального походження; 11) введення меляси (гідролу, рідкого концентрату, кормового лізину); 12) введення кормового жиру, МЕК

(мультіензимних композицій) або олії, рибного жиру; 13) введення преміксів (приготування та введення збагачувальних сумішей); 14) введення карбаміду (у сухому вигляді, у вигляді розчину меляси з карбамідом, карбамідного концентрату); 15) дозування та змішування; 16) гранулювання; 17) експандування, екструдуювання зернової сировини чи комбікорму; 18) розміщення, зберігання та відвантаженні готової продукції; 19) сумішей білкових важкосипучих компонентів; 20) сумішей зернової, гранульованої та іншої сировини.

Існує кілька принципів побудови технологічного процесу на комбікормовому заводі.

Послідовно-паралельна підготовка всіх компонентів та одноразове дозування є найпоширенішою. Це – класичний, розповсюджений у багатьох країнах принцип комплектування комбікормових заводів. Компоненти до дозування готують окремо. На одних лініях – послідовно, а на інших паралельно. Розміщують їх у наддозаторних бункерах (рис. 3.40).

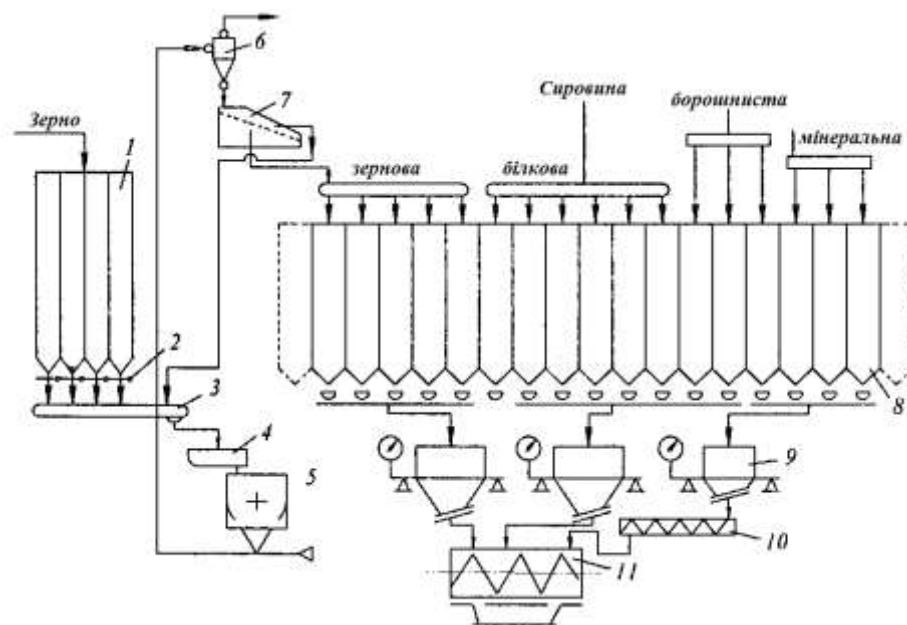


Рисунок 3.40 – Класична технологічна схема комплектування комбікормового заводу

Таке комплектування відрізняється великою кількістю наддозаторних бункерів, здатних вміщувати запас компонентів на 8...36 годин роботи вузла основного дозування. Кількість підготовчих ліній коливається від 10 до 12.

Основний алгоритм роботи таких заводів та їх ліній можна сформулювати наступним чином:

- прагнення до постійного заповнення всіх наддозаторних бункерів вихідними компонентами, необхідними для поточного вироблення, згідно з рецептом;

- паралельна підготовка додаткових компонентів для наступної партії комбікормів, щоб звести до мінімуму втрати часу при переході з одного рецепту на інший.

Фуражне зерно з відповідного силосу або бункера 1 надходить при відкритті випускного вікна днища за допомогою засувки-регулятора потоку 2 через спускні труби на транспортер 3. За допомогою засувки-регуляторів 2 формується партія зерна, що надходить на переробку комбікорму. Кожен потік зерна проходить через магнітні сепаратори 4, а потім надходить у дробарку 5. У сепараторах 4 відбувається очищення від металевих домішок. Подрібнений продукт пневмотранспортом дробарки направляється в циклон-розвантажувач 6, а з нього в машину, що просіює 7. Великі домішки надходять назад на транспортер 3, а фракція продукту необхідного ступеня помолу – на транспортери-розподільники наддозаторних бункерів 8 блоку змішування компонентів. В інші наддозаторні бункери надходить подрібнена білкова сировина, мінеральні добавки. З бункерів 8 сировина надходить у багатоконпонентні вагові дозатори 9, які згідно рецептури, формують потік компонентів комбікормів. Дозований потік відповідної сировини надходить самопливом або за допомогою спеціальних транспортерів 10 у змішувач порційної дії 11.

Паралельне формування із повторним дозуванням попередніх сумішей зернового, білково-мінеральної сировини. Кожна із сумішей обробляється у своєму технологічному потоці. При використанні цього принципу можуть виникнути наступні варіанти:

- створюється одна (дві) із сумішей, що пов'язано з конкретними завданнями розвитку виробництва та черговістю проведення робіт з модернізації виробництва;

- інші компоненти продовжують готувати на основі першого принципу;

- сформовану суміш (суміші) направляють у наддозаторні бункери та на повторне дозування через лінію основного дозування-змішування (рис. 3.41).

У цьому випадку попередні суміші обробляють у потоці (подрібнюють, просіюють, відбирають металоманітами домішки). Місткість наддозаторних бункерів для попередніх сумішей має бути не менше 20...30 т.

Зерно та сировина у розсипному або гранульованому вигляді відповідного виду надходить у силоси 1, а потім у багатокомпонентний

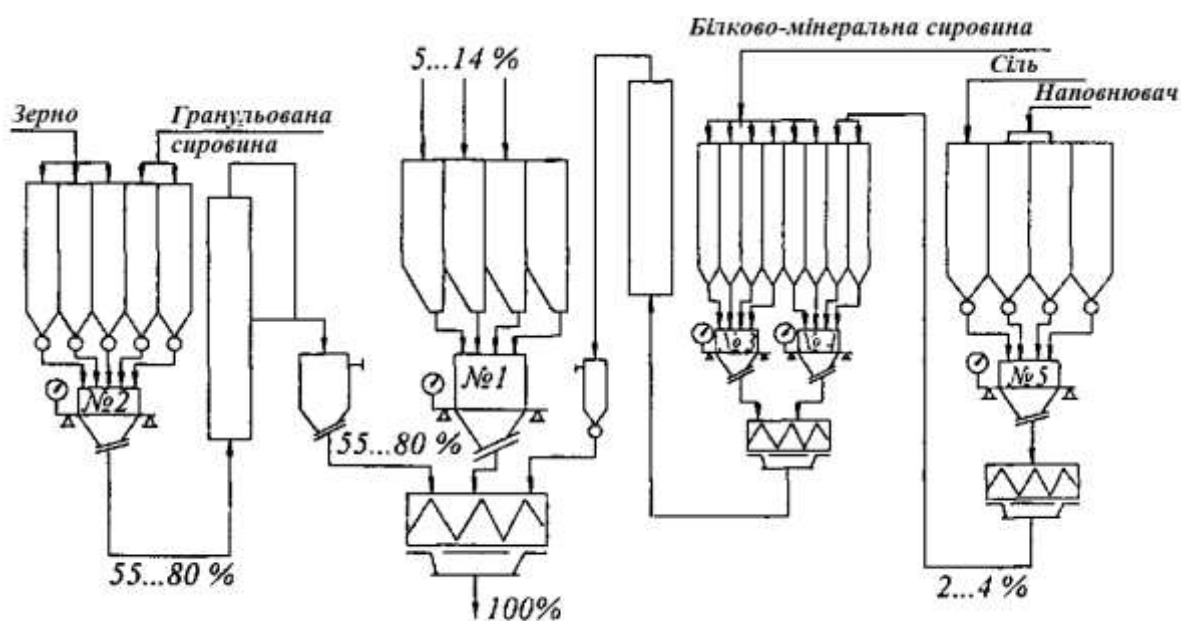


Рисунок 3.41 – Технологічна схема з формуванням попередніх сумішей та одноразовим дозуванням і порційною обробкою цих сумішей

дозатор 2. У віддозованому стані компоненти подаються в змішувач або пристрій спеціальної обробки 3. Спеціальна обробка отриманих компонентів передбачається технологією приготування комбікормів. Це може бути лише дроблення, екструдування, експандування, мікронізація і т.д. Отримана суміш надходить далі в наддозаторні бункери. В інші окремі наддозаторні бункери цієї частини виробництва надходить паралельно приготовлена білково-мінеральна суміш, яка також може бути піддана спеціальній обробці, наприклад, подрібнення в дробарках молоткового типу 5. З наддозаторних бункерів обидві підготовлені суміші та інші попередньо підготовлені компоненти комбікорму, надходять у багатокомпонентний ваговий дозатор, а з нього у змішувач 4, де і завершується приготування комбікорму в розсипному вигляді.

Паралельне формування без повторного дозування попередніх сумішей зернової, білково-мінеральної сировини. Суміш (суміші) формують у суворій відповідності до фактичної ємності основного змішувача, тобто. порційно (рис. 3.42).

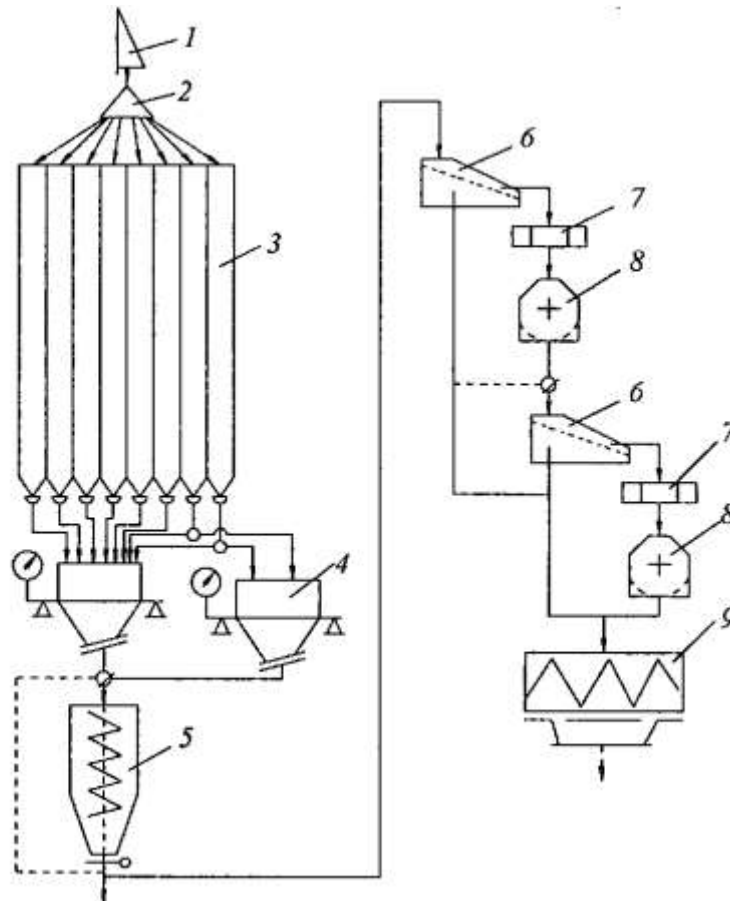
Обробку в технологічному потоці проводять також порціями, у зв'язку з чим неминуха робота молоткових дробарок у нестационарному режимі, з холостим ходом у кожному циклі.

Основна відмінність цієї схеми від попередньої полягає в тому, що отримана порція (або порції) попередніх сумішей, минають повторне дозування через оперативний бункер 4 малої місткості (2...3 т) і прямують безпосередньо в основний змішувач 5. При такій побудові технологічного процесу основна лінія дозування ізолюється від подачі в наддозаторні бункери. В ній залишається 2...3 компоненти (борошняна сировина, шроти, можливо, кормові фосфати) і кілька бункерів, що виходять на один багатокомпонентний дозатор, для інших компонентів комбікормів.

Переваги технологічних схем з явно вираженою порційною роботою – малої інерційності, відсутності неврахованих залишків сировини,

можливості переходу на вироблення комбікорму за іншим рецептом із мінімальними втратами часу.

Прямоточне дозування та обробка у потоці до випуску порції готової продукції. Схема та відповідна технологічна лінія максимально прямоточні. Вони розраховані на використання очищеної технологічної сировини (рис. 3.40). Очищене фуражне зерно та інші компоненти



комбікорму згідно з рецептурою надходять через норію 1 у розподільний

Рисунок 3.42 – Прямоточна технологічна схема

поворотний пристрій 2, яким направляються у вертикальні силоси 3. З силосів зерно і компоненти подаються в ваговий дозатор 4.

Може бути передбачена паралельна підготовка попередньої суміші окремих кормових добавок з невеликого обсягу сировини, тобто забезпечується змішування цих добавок у дві стадії: спочатку готується попередня суміш, потім вона подається на змішування в основний потік

сировини. Цей принцип дозволяє отримати необхідну якість змішування добавок, що вводяться в комбікорм у дуже малих кількостях. Наприклад, у розрахунку 1 кг добавок на 1 т комбікорму. Компоненти у віддозованому вигляді надходять у змішувач 5, а з нього на машину, що просіює 6. Потім отримана велика фракція суміші надходить через магнітну колонку 7 у дробарку 8, а дрібна фракція у змішувач 9.

У лінії передбачається вертикальне комплектування операцій обладнанням – зверху донизу. Комплект обладнання при цьому добре вписується у високі будівлі, відрізняється мінімумом підйомів та малими питомими енерговитратами на виробництво 1 т комбікорму. У технологічній лінії цього виду може бути реалізовано одно- та двоступінчасте подрібнення.

Основна перевага – повне використання принципу прямоточності у будівлях великої висоти. До недоліків слід віднести необхідність застосування повністю підготовленої, очищеної сировини.

Контрольні питання до розділу 3

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 одно секторного 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?
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. Високонапірний 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?
74. В поєднанні з яким обладнанням і для чого використовують розсіви?
75. Яким чином здійснюється формування потоків різних фракцій продукту в розсівах?
76. Як відбувається сортування продукту в розсівах за розмірами?
77. За якими технологічними схемами можуть бути налагодженні секції розсіву?
78. Де і для чого використовується пірамідальний бурат?
79. Для чого використовують трієри?
80. Яке конструктивне виконання мають трієри?
81. Для чого призначенні тихохідні і швидкохідні трієри?
82. Яке призначення овсюжних трієрів?
83. Які фактори впливають на ефективність роботи трієрів?

84. Призначення падді-машин?
85. Які фактори впливають на ефективність падді-машин?
86. Призначення круповідділювальних машин?
87. За якою ознакою вихідний продукт поділяється на окремі фракції в падді-машинах?
89. Призначення та принцип дії скальператорів?
90. Призначення елеваторного підйомника-норії?
91. З яких частин складається норія?
92. Як класифікуються норії за показником швидкості?
93. В чому полягають особливості виробництва борошна?
94. На які стадії поділяють технологічний процес переробки хлібних злаків?
95. Яке обладнання входить до комплексу технологічної лінії виробництва борошна?
96. Які властивості зерна необхідно враховувати у виробництві крупи?
97. Які послідовні стадії мають місце у виробництві крупи?
98. Яке обладнання використовують в технологічній лінії виробництва крупи?
99. Сперацій включають технологічні схемивиробництва комбікормів?
100. Яке обладнання використовується для виробництва комбікормів?
101. Які технологічні схеми застосовуються у виробництві комбікормів?

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. Радіусу 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 А.

10. Краї короба сит з нерухомою рамою у гіраційного грохота з'єднуються:

1. Пружинними амортизаторами.
2. Вібраторами.
3. Шнеком.

Приклади до розділу 3

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:

$$W = 0,23nrftg\alpha$$

Швидкість обертання ексцентрикового валу розраховується за формулою:

$$n = \frac{30}{\sqrt{0,015 * tg 20^\circ}} = 163,8 \text{ хв}^{-1}$$

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 гiрацiйного грохота з ексцентриситетом $r = 0,015$ м. Кут нахилу до горизонталi $\alpha = 25^\circ$.

Розв'язок

Частоту обертання гiрацiйного грохота визначимо за рiвнянням:

$$n = \frac{30}{\sqrt{rtg\alpha}} = \frac{30}{\sqrt{0,015 * tg 25^\circ}} = \frac{30}{\sqrt{0,015 * 0,4663}} = 358 \text{ хв}^{-1}.$$

Приклад 3.3

Визначити продуктивнiсть вiбрацiйного грохота з розмiрами сита $1200 * 2000$ мм з розмiрами отворiв у ситi $5 * 5$ мм, вiмiст нижнього продукту 50%, вiмiст у нижньому продуктi зерен менших половини розмiру отворiв сита 25%.

Розв'язок

Площа сита грохота складає:

$$F = 1,2 * 2 = 2,4 \text{ м}^2$$

Продуктивнiсть грохота визначається за рiвнянням:

$$Q = 4,7 \cdot 10^{-4} \cdot 2,4(55 + 50)(60 + 25)\sqrt{5} = 22,5 \text{ м}^3/\text{год}$$

$A = 4,7 * 10^{-4}$ – для горизонтального грохота.

Приклад 3.4

Визначити продуктивнiсть барабанного грохота дiаметром $D = 900$ мм. Кут нахилу грохота до горизонту $\alpha = 7^\circ$, насипна густина матерiалу $\rho_H = 1320 \text{ кг/м}^3$, коефiцiєнт розрихлення матерiалу $\mu = 0,6$.

Розв'язок

Продуктивнiсть барабанного грохота розраховується за формулою:

$$G = 0,72 \mu \rho_H n t g(2\alpha) \sqrt{R^3 h^3}$$

Частота обертання барабана при радіусі $R = \frac{D}{2} = \frac{900}{2} = 450 \text{ мм} = 0,45 \text{ м}$

складе:

$$n = \frac{14}{\sqrt{R}} = \frac{14}{\sqrt{0,45}} = 20,9 \text{ хв}^{-1}.$$

При висоті шару матеріалу у барабані $h=50 \text{ мм}$.

Визначимо продуктивність барабанного грохота буде:

$$G = 0,72 \cdot 0,6 \cdot 1320 \cdot 20,9 \cdot t g(2 \cdot 7) \sqrt{0,45^3 \cdot 0,05^3} = 6,09 \cdot 10^3 \text{ т/год}$$

Контрольні задачі до розділу 3

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

$n = 20 \text{ хв}^{-1}$, коефіцієнт тертя матеріалу $f = 0,4$.

Задача 3.4

Визначити швидкість обертання ексцентрикового валу гіраційного грохота, якщо: швидкість обертання вала 25 хв^{-1} , 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 $n = 170 \text{ хв}^{-1}$, 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 розрихлення μ матеріалу в барабанному грохоті з продуктивністю $G=11$ т/год, насипною густиною $\rho_H=1300$ кг/м³, що обертається зі швидкістю $n=22$ хв⁻¹, який встановлено під кутом $\alpha=5^\circ$. Діаметр грохота становить $D=800$ мм, висота шару матеріалу 60 мм.

Задача 3.11

Визначити продуктивність барабанного грохота діаметром $D=1000$ мм. Маса барабана $G_b=3000$ кг, маса матеріалу у барабані $G_m=80$ кг, кут нахилу грохота $\alpha=5^\circ$, насипна густина матеріалу $\rho_H=1400$ кг/м³, коефіцієнт розрихлення $\mu=0,7$, частота обертання барабана $n=20$ хв⁻¹.

Задача 3.12

Визначити діаметр барабанного грохота якщо: частота обертання барабана $n=15$ хв⁻¹.

ЛІТЕРАТУРА

1. Сиденко П.М. Измельчение в химической промышленности / П.М. Сиденко– М.: «Химия», 1977. – 368с.
2. Касаткин А.Г. Основные процессы и аппараты химической технологии / А.Г. Касаткин– М.: «Химия», 1971. – 784с.
3. Плановский А.Н. Процессы и аппараты химической технологии / А.Н. Плановский, В.М. Рамм, С.З. Каган – М.: «Химия», 1968. – 847с.
4. Гельперин Н.И. Основные процессы и аппараты химической технологии / Н.И. Гельперин – М.: «Химия», 1981. – 812с.
5. ТОВАЖНЯНСЬКИЙ Л.Л. / Л.Л. ТОВАЖНЯНСЬКИЙ, С.І. БУХКАЛО, П.О. КАПУСТЕНКО, О.П. АРСЕНЬЄВА, Є.І. ОРЛОВА Харчові технології у прикладах і задачах: Підручник. – К.: Центр учбової літератури, 2008. – 576 с.
6. Машины и аппараты пищевых производств/ С.Т. Антипов, И.Т. Крестов, А.Н. Остриков и др.: В 2 кн. – М.: Высшая шк., 2001. – Кн. 1. – 703 с.; Кн. 2. – 608 с.
7. Механічні процеси і обладнання переробного та харчового виробництва: Навч. посібник / П.С. Берник, З.А. Стецько, І.П. Паламарчук, В.В. Яськов, І.А. Зозуляк. – Львів: Львівська політехніка, 2004. – 336 с.
8. Обладнання підприємств переробної і харчової промисловості / І.С. Гулий, М.М. Пушанко, Л.О. Орлов, В.Г.Мирончук та інш./ За ред. Гулого І.С. – Вінниця; Нова книга. 2001. – 576с.
9. Черевко О.І. Процеси і апарати харчових виробництв. Підручник. / О.І. Черевко, А.М. Поперечний. – Видавничо «Світ книг», 2019. – 496 с.
10. Бойко В.С. Процеси і апарати харчових виробництв. Гідромеханічні процеси. Підручник / В.С. Бойко, К.О. Самойчук та інш. – Мелітополь: Видавничо-поліграфічний центр «Люкс», 2019. – 212 с.
11. Філімонова І.А. Процеси та апарати харчових виробництв Навчально-методичний посібник. – Умань: видавничо-поліграфічний центр «Візаві», 2014. – 105 с.

12. Машины и аппараты пищевых производств : учебник для вузов : в 3 кн.: Кн. 2. – Т.1 Антипов и др.; под ред. В.А. Панфилова – Минск: БГАТУ, 2008. – 580 с.
13. Переработка продукции растительного и животного происхождения/ Под ред. А.В. Богомолова и Ф.В. Перцевого. – СПб: ГИОРД, 2001. – 336 с.
14. Машины та обладнання переробних виробництв: Навч. посібник/ О.В. Дацишин, А.І. Ткачук, Д.С.Чубов та ін., за ред. О.В. Дацишина – К.:Вища освіта, 2005. – 159 с.
15. Стабников В.Н. Процессы и аппараты пищевых производств / В.Н.Стабников, В.И. Баранцев. 4-е изд., перераб. и доп. – М. Агропромиздат, 1985. – 509 с.
16. Процеси і апарати харчових виробництв. Курсове проектування: Навч. посіб. / За ред. проф. І.Ф. Малежика. – К.: НУХТ, 2012. – 543 с.
17. Коузов П.А. Основы анализа дисперсного состава промышленных пылей и измельченных материалов / П.А. Коузов. – Л.: Химия, 1987.– 264 с.
18. Уоллис Г. Одномерные двухфазные течения / Г. Уоллис. – М.: Мир, 1972. – 440 с.
19. Павлов К.Ф. Примеры и задачи по курсу процессов и аппаратов: / Учебное пособие для вузов / под ред. П.Г. Романкова./ К.Ф. Павлов П.Г. Романков, А.А. Носков – Л.: Химия, 1987. – 576 с.
20. Псевдооживления/ Под ред. И. Дэвидсона и Д. Харрисона. Перевод с англ. под ред. Э.Н. Гельперина. – М.: Химия, 1974. – 728 с.
21. Чуянов Г.Г. Обезвоживание, пылеулавливание и охрана окружающей среды / Г.Г. Чуянов – М.: Недра, 1987. – 260 с.
22. Расчеты аппаратов кипящего слоя: Справочник / Под ред. И.П. Мухленова, Б.С. Сажина, В.Ф. Фролова. – Л.: Химия, 1986. – 352 с.

23. Коваленко І.В. Основні процеси та апарати хімічних виробництв: Підручник / І.В. Коваленко, В.В. Малиновський – К.: Інрес: Воля, 2006. – 264 с.
24. Черевко О. І. Процеси і апарати харчових виробництв. Лабораторний практикум: Навч. посібник / О.І. Черевко, В.М. Михайлов; Л.В.Кіптела. – Харків: Світ книг, 2013. – 168 с.
25. Марценюк О.С. Процеси і апарати харчових виробництв / О.С. Марценюк, Л.М. Мельник – К.: НУХТ, 2011. – 407 с.
26. Малежик І.Ф. Процеси і апарати харчових виробництв. Лабораторний практикум. Навч. посібник / За ред І.Ф. Малежика. – К.: НУХТ, 2016. – 246 с.