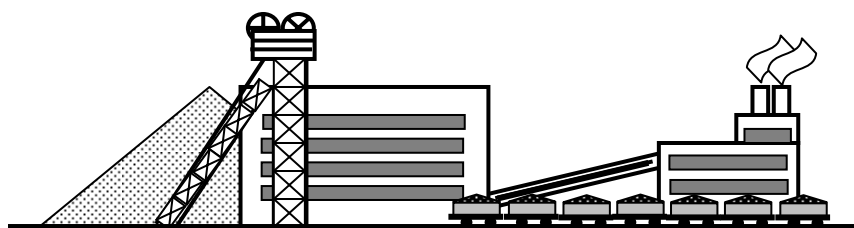


ДОНЕЦЬКИЙ НАЦІОНАЛЬНИЙ ТЕХНІЧНИЙ УНІВЕРСИТЕТ
ДОНЕЦЬКЕ ВІДДІЛЕННЯ НАУКОВОГО ТОВАРИСТВА ім. ШЕВЧЕНКА

Смирнов В.О., Білецький В.С.

ПІДГОТОВЧІ ПРОЦЕСИ ЗБАГАЧЕННЯ КОРИСНИХ КОПАЛИН

**Рекомендовано вченою радою Донецького національного технічного
університету як навчальний посібник для студентів спеціальності
«Збагачення корисних копалин»
(протокол № 6 від 14.06.2012 р.)**



Донецьк 2012

«Східний видавничий дім»

УДК 622.7

Смирнов В.О., Білецький В.С. Підготовчі процеси збагачення корисних копалин. [навчальний посібник] – Донецьк: Східний видавничий дім, Донецьке відділення НТШ, 2012. – 286 с.

ISBN 978-966-317-141-8

Викладені теоретичні основи і технологія процесів дроблення, подрібнення і грохочення корисних копалин. Розглянуті основні конструкції технологічного обладнання, його принцип дії і технологічні характеристики. Викладені методи контролю крупності перероблюваної мінеральної сировини і базисні положення охорони навколишнього середовища у підготовчих цехах збагачувальних фабрик.

Видання призначене для студентів вузів та фахівців гірничих спеціальностей.

Табл. 39, іл. 125, бібл. 7.

УДК 622.7

Рецензенти:

Д-р техн. наук, професор Г.І. Гайко

(Донбаський державний технічний університет)

Д-р техн. наук, професор П.В. Сергєєв

(Донецький національний технічний університет)

ISBN 978-966-317-141-8

© В. О. Смирнов, В. С. Білецький, 2012

© Макет "Східний видавничий дім", 2012

© Макет Донецьке відділення НТШ, 2012

ЗМІСТ

Передмова	6
1 Грохочення	7
1.1 Загальні відомості про процес	7
1.2 Просіюючі поверхні грохотів	9
1.3 Гранулометричний склад корисних копалин	13
1.3.1 Способи визначення гранулометричного складу.....	13
1.3.2 Ситовий аналіз.....	15
1.3.3 Рівняння характеристик крупності.....	20
1.3.4 Визначення питомої мінеральної поверхні.....	21
1.4 Грохоти.....	25
1.4.1 Класифікація грохотів.....	25
1.4.2 Нерухомі грохоти.....	26
1.4.3 Грохоти з частково рухомою просіюючою поверхнею.....	30
1.4.4 Барабанні і циліндричні грохоти.....	34
1.4.5 Вібраційні грохоти.....	37
1.5 Технологія процесу грохочення	43
1.5.1 Технологічні показники процесу грохочення.....	43
1.5.2 Кінетика процесу грохочення.....	48
1.5.3 Фактори, що впливають на процес грохочення.....	50
2 Дроблення	56
2.1 Характеристика процесів дроблення і подрібнення.....	56
2.2 Закони дроблення.....	58
2.3 Міцнісні характеристики гірських порід і способи їх руйнування.....	61
2.4 Дослідження дробимості корисних копалин.....	66
2.5 Щоківні дробарки.....	69
2.5.1 Конструкція і принцип дії щоківних дробарок.....	69
2.5.2 Технологічні характеристики щоківних дробарок.....	74
2.6 Конусні дробарки крупного дроблення.....	80
2.6.1 Конструкція і принцип дії конусних дробарок крупного дроблення	80
2.6.2 Технологічні характеристики конусних дробарок крупного дроблення.....	84
2.7 Конусні дробарки середнього і дрібного дроблення.....	89
2.7.1 Конструкція і принцип дії конусних дробарок середнього і дрібного дроблення.....	89
2.7.2 Технологічні характеристики конусних дробарок середнього і дрібного дроблення.....	96
2.8 Валкові дробарки.....	102
2.8.1 Конструкція і принцип дії валкових дробарок.....	102
2.8.2 Технологічні характеристики валкових дробарок.....	106

2.9	Дробарки ударної дії.....	110
2.9.1	Конструкція і принцип дії молоткових дробарок.....	110
2.9.2	Конструкція і принцип дії роторних дробарок.....	116
2.9.3	Технологічні характеристики дробарок ударної дії.....	120
3	Подрібнення.....	125
3.1	Процес подрібнення.....	125
3.1.1	Властивості гірських порід, що впливають на процес подрібнення.....	125
3.1.2	Кінетика процесу подрібнення.....	131
3.2	Млини.....	134
3.2.1	Класифікація млинів.....	134
3.2.2	Конструктивні типи і принцип дії барабанних млинів...	135
3.2.3	Конструкції кульових і стержневих барабанних млинів.	137
3.2.4	Конструкції барабанних млинів самоподрібнення.....	144
3.2.5	Конструкції планетарних і гіроскопічних млинів.....	149
3.2.6	Конструкції відцентрових барабанних млинів.....	150
3.2.7	Конструкції вібраційних млинів.....	151
3.2.8	Конструкції млинів ударної дії.....	154
3.2.9	Конструкції аеродинамічних млинів.....	155
3.3	Подрібнення у барабанних млинах.....	160
3.3.1	Швидкісні режими роботи млинів	160
3.3.2	Рівняння параболічної і кругової траєкторій руху кулі у млині.....	165
3.3.3	Швидкість падіння подрібнюючих тіл.....	172
3.4	Потужність барабанних млинів	175
3.4.1	Подрібнююче середовище барабанних млинів.....	175
3.4.2	Пульпа	178
3.4.3	Вплив маси і крупності подрібнюючого середовища на роботу барабанних млинів.....	179
3.4.4	Вплив швидкості і числа ударів подрібнюючих тіл на роботу барабанних млинів.....	185
3.4.5	Потужність, споживана барабанними млинами.....	186
3.5	Продуктивність барабанних млинів.....	190
3.5.1	Фактори, що впливають на продуктивність барабанних млинів.....	190
3.5.2	Розрахунок продуктивності барабанних млинів.....	193
4	Технологія підготовки корисних копалин до збагачення.....	198
4.1	Технологія дроблення.....	198
4.1.1	Схеми дроблення при підготовці руд до подрібнення....	198
4.1.2	Схеми дроблення при підготовці руд до самоподрібнення.....	201
4.1.3	Вибір варіанта схеми дроблення.....	203
4.1.4	Схеми дроблення при підготовці руд до збагачення.....	204
4.1.5	Розрахунок схем дроблення.....	205
4.1.6	Вибір обладнання до схеми дроблення.....	207

4.1.7	Компонувальні рішення корпусів крупного дроблення..	213
4.1.8	Компонувальні рішення корпусів середнього і дрібного дроблення.....	218
4.2	Технологія подрібнення.....	219
4.2.1	Операції класифікації в схемах подрібнення.....	219
4.2.2	Схеми подрібнення в стержневих і кульових млинах....	221
4.2.3	Схеми рудного самоподрібнення.....	224
4.2.4	Циркуляційне навантаження.....	226
4.2.5	Вибір схеми подрібнення.....	228
4.2.6	Розрахунок схем подрібнення.....	229
4.2.7	Вибір обладнання до схеми подрібнення.....	232
4.2.8	Компонувальні рішення відділень подрібнення.....	237
5	Охорона навколишнього середовища.....	241
5.1	Діяння людини на природу.....	241
5.2	Шкідливі діяння підготовчих процесів на навколишнє середовище.....	241
5.3	Заходи щодо боротьби з шкідливими діяннями у підготовчих цехах збагачувальних фабрик.....	244
	Додаток А. Технічні характеристики грохотів.....	246
	Додаток Б. Технічні характеристики дробарок.....	250
	Додаток В. Технічні характеристики млинів.....	256
	Додаток Г. Технічні характеристики класифікаторів і гідроциклонів.....	258
	Додаток Д. Методика розрахунку схеми дроблення.....	260
	Додаток Е. Методика розрахунку схеми подрібнення.....	272
	Список рекомендованої літератури.....	282

ПЕРЕДМОВА

Процеси дроблення, подрібнення і грохочення належать до основних операцій рудопідготовки, без яких збагачення корисних копалин неможливе.

Процес первинної переробки корисних копалин можна підрозділити на два етапи: *роз'єднання* мінералів, тобто вивільнення зерен цінного мінералу від оточуючих зерен інших мінералів і порожньої породи; *розділення* мінералів (власне збагачення), тобто виділення вільних зерен цінного мінералу у концентрат. Технологічне призначення операцій дроблення і подрібнення полягає у тому, щоб розкрити (вивільнити) мінерали, які тісно переплелися та зросли між собою або (при застосуванні у подальшому гідрометалургії, хімічних методів збагачення) – відкрити поверхню корисного компонента, зробивши її доступною для контакту з реагентом. Крупність зерен, до якої необхідно дробити або подрібнювати матеріал перед збагаченням, визначається розміром вкраплення цінних мінералів і процесом, що прийнятий для збагачення корисної копалини.

Дроблення і подрібнення є найбільш енергоємними і дорогими процесами у циклі збагачення корисної копалини. Капітальні та експлуатаційні витрати на них можуть досягати 70 % від усіх затрат на збагачення. Тому удосконалення дробильного і подрібнювального обладнання, застосування найбільш ефективних і економічних способів і схем підготовчих операцій мають важливе народногосподарське значення.

У даному посібнику розглянуто підготовчі процеси, що застосовуються при збагаченні корисних копалин. Викладені сучасні теоретичні уявлення про процеси дроблення, подрібнення і грохочення мінеральної сировини. Описані основні конструкції технологічного обладнання, його принцип дії і технологічні характеристики, схеми підготовки корисних збагачення. Викладені основні методи дослідження крупності перероблюваної мінеральної сировини і базисні положення охорони навколишнього середовища.

Посібник відповідає освітньо-професійній програмі Міністерства освіти та науки, молоді та спорту України для студентів, які вивчають гірничі дисципліни.

1 ГРОХОЧЕННЯ

1.1 Загальні відомості про процес

Грохоченням називається процес розділення сипкої корисної копалини на класи крупності шляхом просівання через одне або декілька сит.

Грохочення широко застосовується при переробці корисних копалин на збагачувальних фабриках і сортуванні, при виробництві будівельних матеріалів, в хімічній і інших галузях промисловості.

Продукти з точно визначеними розмірами зерен називаються *класами*. Крупність класів виражається в міліметрах і позначається числом зі знаком « + » або « - » (напр., + 50 мм; - 0,5 мм), а також двома числовими показниками, що позначають максимальний і мінімальний розміри зерен у даному класі (напр., 100 – 10 мм).

Машини і пристрої для грохочення називаються *грохотами*. Матеріал, що надходить на грохочення, називається *вихідним* або *живленням*, а продукти грохочення *класами крупності* (сукупність частинок матеріалу, обмежених верхнім і нижнім розмірами). Матеріал, що залишився на ситі, називається *надRESHІТНИМ продуктом*; матеріал, що пройшов через отвори сита, – *підRESHІТНИМ продуктом* (рис. 1.1).

Клас, використовуваний як готовий товарний продукт, називається *сортом*.

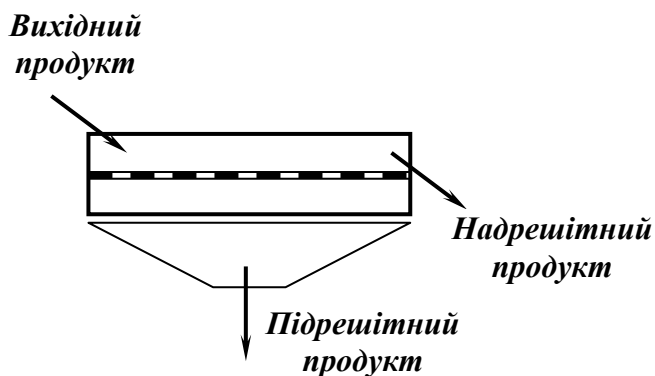


Рис. 1.1 – Схема процесу грохочення.

За крупністю найбільших зерен (*грудок*) у вихідному матеріалі і необхідних класів крупності розрізняють грохочення: *крупне* (до 1200 мм) – на класи від -300 до +100 мм; *середнє* (до 350 мм) – на класи від -60 до +25 мм; *дрібне* (до 75 мм) – на класи від -25 до +6 мм; *тонке* (до 10 мм) – на класи від -5 до +0,5 мм; *особливо тонке грохочення* (до 0,045 мм). Наведені межі крупності умовні. Розділення частинок розміром 1 мм – 40 мкм здійснюють, як правило, класифікацією.

За технологічним призначенням розрізняють п'ять видів операції грохочення:

- *самостійне* – для виділення класів, які являють собою готові

товарні продукти (сорти), цю операцію також називають механічним сортуванням;

- *підготовче* – для розділення матеріалу, що переробляється, на класи крупності, призначені для подальшої роздільної переробки (наприклад, перед збагаченням гравітаційними процесами);

- *допоміжне* – застосовують у схемах дроблення для виділення готового за крупністю продукту перед дробарками (попереднє грохочення) і для контролю крупності дробленого продукту (контрольне грохочення);

- *зневоднююче* – для видалення основної маси рідини, що міститься в матеріалі, який переробляється, а також для відділення суспензії, знешламлення;

- *вибіркове* – застосовується в тих випадках, коли різні класи корисної копалини відрізняються за якістю. Цей вид грохочення можна також назвати операцією збагачення за крупністю.

В залежності від середовища, в якому здійснюють технологічну операцію, розрізняють *сухе* і *мокре грохочення*.

За послідовністю виділення класів крупності розрізняють такі види грохочення: 1) від дрібного до крупного (рис. 1.1 *а*); 2) від крупного до дрібного (рис. 1.1 *б*); 3) комбінований (рис. 1.1 *в*).

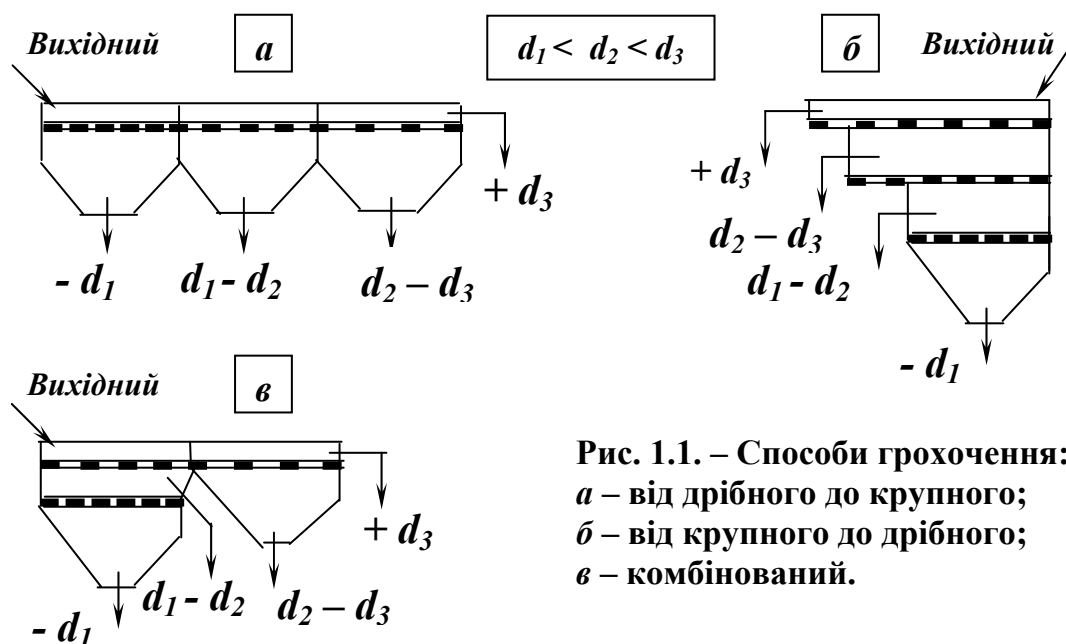


Рис. 1.1. – Способи грохочення:
а – від дрібного до крупного;
б – від крупного до дрібного;
в – комбінований.

Схема грохочення “від дрібного до крупного” забезпечує добре спостереження за всіма ситами, зручну їх заміну, великий фронт розвантаження продуктів грохочення. До числа недоліків цієї схеми відносять: знижену ефективність грохочення дрібних класів, тому що крупні грудки частково перекривають найбільш дрібні отвори сит; швидкий знос сит із дрібними отворами, тому що вони розташовані на початку грохота, куди надходить уся маса вихідного матеріалу; підвищене подрібнення крупних класів.

При грохоченні за схемою “від крупного до дрібного” сита розташовують одне під одним. Верхнє сито має більші отвори, нижнє – дрібні. Переваги такої схеми грохочення: компактне розташування сит, при якому менше зношуються дротові сита в результаті попереднього відсівання крупних класів; підвищення ефективності грохочення дрібних класів і зменшення подрібнення крупних класів. Недоліки – незручність контролю стану нижніх сит, їх ремонту і заміни, а також скупчене розвантаження отриманих класів.

Комбінована схема грохочення за своїми перевагами і недоліками займає проміжне положення.

1.2. Просіюючі поверхні грохотів

Як робочі просіюючі поверхні у виробничих умовах застосовуються колосникові решітки, штамповані решітки, дротяні і гумові сита (рис. 1.2).

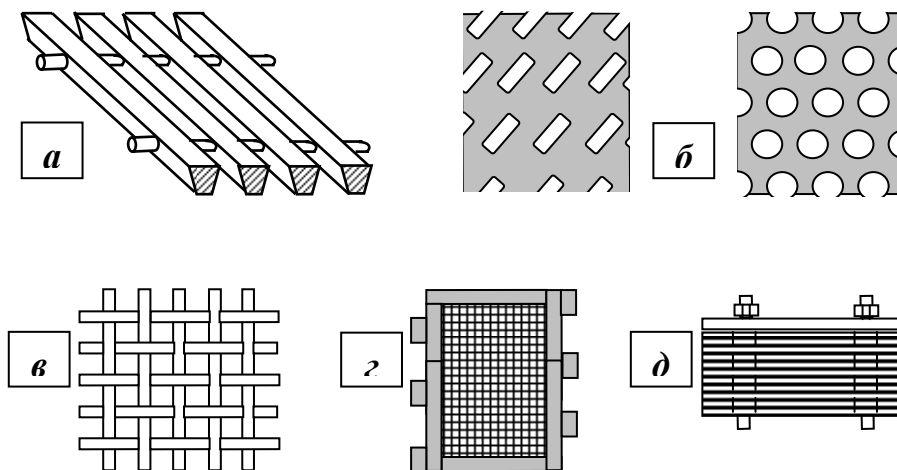


Рис.1.2. – Просіюючі поверхні грохотів:

a - колосникові решітки; *б* – штамповані решітки; *в* – сита з металевого дроту або з синтетичного волокна; *г* – литі секційні гумові або синтетичні сита; *д* – шпальтові сита для зневоднення.

Один з найважливіших параметрів, що характеризують просіюючі поверхні, є коефіцієнт живого перетину сита (решета) – відношення площі всіх отворів до загальної площі сита (решета):

– для сит з квадратними отворами (рис. 1.3 *a*):

$$\beta_{жс} = 100l^2 / (l + a)^2, \%; \quad (1.1)$$

– для сит з прямокутними отворами (рис. 1.3 *б*):

$$\beta_{жс} = 100lb / [(l + a)(b + a)], \%; \quad (1.2)$$

– для сит з круглими отворами, що розташовані у шаховому порядку (рис. 1.3 *в*):

$$\beta_{ж} = 0,905d^2 / (d + a)^2, \%, \quad (1.3)$$

Розміри сит (решіт) наведені на рис. 1.3.

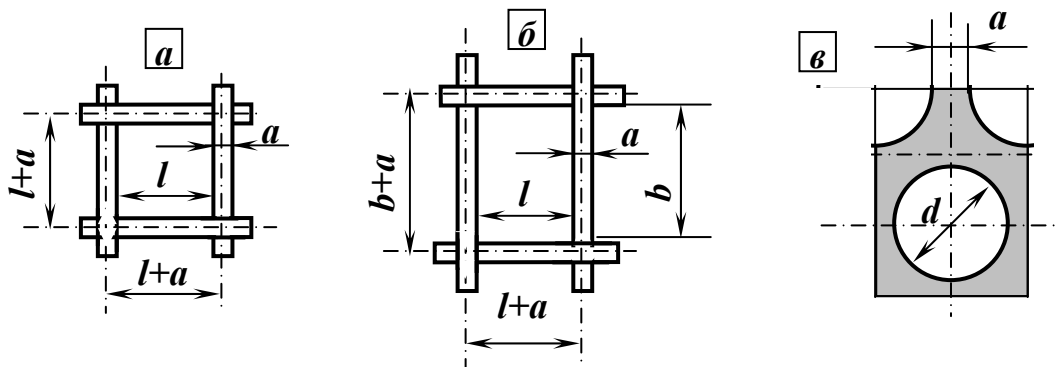


Рис. 1.3 – Форма отворів сит.

a – квадратна; *б* – прямокутна; *в* – кругла.

Колосникові сита збирають з колосників, розташованих паралельно і скріплених між собою. Колосники можуть мати різний профіль (рис. 1.4), але кращим вважається трапецієвидний, тому що при проходженні через щілину, що розширюється, зерна матеріалу в ній не заклинюються.

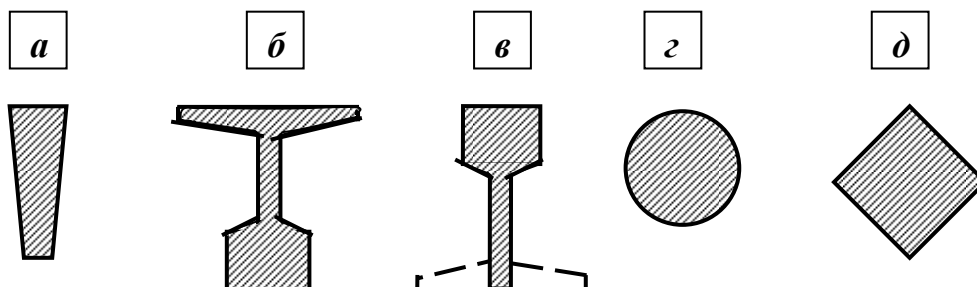


Рис. 1.4 – Профілі колосників.

a – трапецієвидний; *б* – рейка підшвою у верх; *в* – рейка зі зрізаною підшвою; *г* – круглий; *д* – квадратний.

Колосникові решітки застосовують для підготовчого грохочення – виділення крупних класів при відстані між колосниками не менше 50 мм.

На рудних збагачувальних фабриках колосникові решітки установлюються перед дробарками крупного дроблення для відділення матеріалу крупністю менше 200 – 300 мм. Оскільки на колосникову решітку надходить руда крупністю до 1000 – 1200 мм, колосники виготовляють з двотаврових балок та захищають їх плитами з марганцевистої сталі. Матеріал по сити переміщається під дією сили ваги, тому кут нахилу сита повинен бути

30 – 45°, а при підвищеній вологості матеріалів на 5–10° більше. Недолік колосникових сит – відносно малий коефіцієнт живого перетину (40-70%). Перевага – простота конструкції, надійність роботи.

Штамповані сита з листової сталі застосовуються для попереднього грохочення при просіванні по крупності від 5 до 150 мм. Решета виготовляються із сталевих листів методом штампування (марки сталі Ст. 3, Х18Н9Т, Х17Н13МЗТ). Отвори в решетах можуть мати круглу, квадратну, прямокутну або овальну форму і розташовуватися в шаховому порядку або «у ялинку». Для забезпечення міцності решета товщина листа приймається:

– при діаметрі отворів $d \leq 20$ мм:

$$b = (0,25 \div 0,60)d, \text{ мм}; \quad (1.4)$$

– при діаметрі отворів $d > 20$ мм:

$$b = (0,10 \div 0,25)d, \text{ мм}. \quad (1.5)$$

Перевага сталевих решіт – висока зносостійкість (4–6 місяців), а решіт з литої гуми – у 10–20 разів більше. Гумові сита стійкі до корозії, стирання, мають низьку засмічуваність. Недолік решіт – малий коефіцієнт живого перетину: штамповані решітки 50 – 70 %, литі секційні гумові або синтетичні сита 40 – 70 %.

На вуглезбагачувальних фабриках знаходять застосування *гумові сита струнного типу* (рис. 1.5). Струнні сита призначені для грохочення вологих сипких матеріалів.

Сито струнного типу складається з гумового шнура **1**, підтримуючих планок **2**, хомутиків **3** і кріпильного пристрою **4** для кріплення підтримуючих планок на жорстких зв'язках **5** короба **6**. Гумовий шнур кріпиться на грохоті у поперечному напрямі за допомогою пристрою **4**.

Підтримуючі планки призначені для фіксації струн на грохоті. Струни закріплюються хомутами в отворах підтримуючих полиць. Кромки отворів розвальцьовуються. Гумовий шнур виготовляють з гуми марки ІР52а діаметром 6,5; 10; 12; і 15 мм. Діаметр шнура приймається залежно від крупності матеріалу, що відсівається. Так для відсіву матеріалу крупністю 0 – 6 мм застосовують шнур діаметром 6,5 мм, а для відсіву матеріалу крупністю 0 – 50 мм – шнур діаметром 15 мм.

Переваги струнних сит – стійкість до корозії і стирання, низька засмічуваність.

Сита бувають ткані, плетені, струнні і шпальтові. Ткані і плетені сита виготовляють із квадратними і прямокутними отворами розміром від 0,04 до 100 мм зі сталевих, латунних, бронзових, мідних чи нікелевих дротів. Виготовляють також гумові, капронові і капросталеві сита.

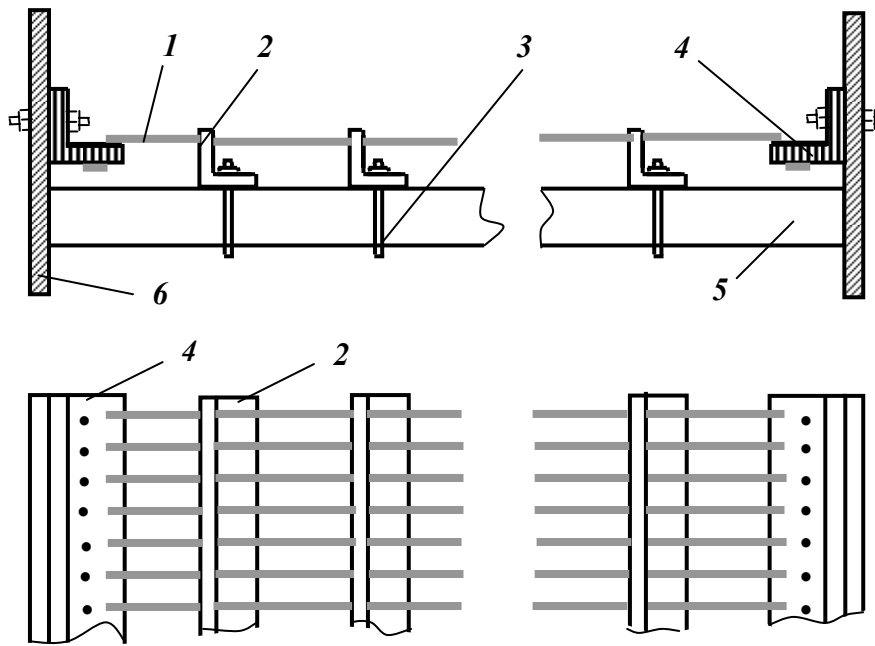


Рис. 1.5 – Гумове сито струнного типу.

1 – гумовий шнур; 2 – підтримуючі планки; 3 – хомутики; 4 – кріпильний пристрій; 5 – жорсткі зв'язки; 6 – короб грохота.

Коефіцієнт живого перетину дротяних сит 40-60 % (окремі – до 74%). Перевага – мала маса. Недолік – швидкий знос дроту. Дротяні сита застосовують для грохочення середніх і дрібних класів корисних копалин.

Шпальтові щілясті сита набирають із дроту трапецієвидного перетину (рідше круглого). Ширина щілястих отворів може бути 0,1-16 мм. Сита виготовляють з латуні, нержавіючої і низьковуглецевої сталі.

Щілинні сита (рис. 1.6) збирають з окремих дротяних колосників трапецієвидного перетину. Дротяні колосники скріплюють з'єднувальними шпильками діаметром 8 – 12 мм, що розташовані на відстані 80 – 120 мм.

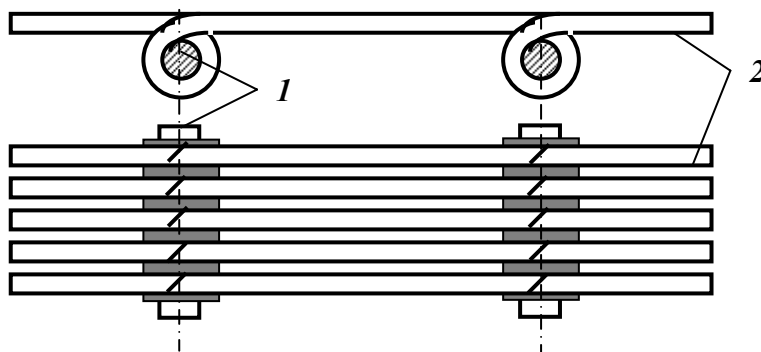


Рис. 1.6 – Щілинна сітка.

**1 – шпильки;
2 – колосники.**

Щілинні сита міцні, але мають малий коефіцієнт живого перетину (від 9 до 40 %). Шпальтові сита призначені для виділення дрібних класів і зневоднювання.

Термін служби шпальтових сит з нержавіючої сталі складає 2–3 місяці.

1.3 Гранулометричний склад корисних копалин

1.3.1 Способи визначення гранулометричного складу

Корисні копалини, які після видобутку у шахті або руднику надходять на збагачувальну фабрику, а також продукти їхньої переробки являють собою суміші мінеральних зерен різного розміру і форми. Розміри мінеральних зерен коливаються від декількох мікрон до сотень міліметрів. Співвідношення масових вмістів зерен різної крупності, що входять до складу корисної копалини, називається її *гранулометричним складом*. Для визначення гранулометричного складу найчастіше застосовують ситовий аналіз, але одночасно з ним використовують метод безпосереднього вимірювання розмірів зерен, седиментаційний, електрооптичний, світової дифракції, фотометричний та інші.

Класом крупності називається сукупність частинок мінералу, обмежених верхнім та нижнім граничними розмірами.

Седиментаційний аналіз – процес послідовного виділення з водної зависі частинок різної крупності за швидкістю їх вільного падіння (осадження) з метою одержання характеристики крупності тонкодисперсного матеріалу. Седиментаційний аналіз застосовується для визначення гранулометричної характеристики матеріалу крупністю не більше 0,074 мм.

Мікроскопічний аналіз – вимірювання частинок під мікроскопом і класифікація їх на групи у вузьких границях визначених розмірів. Мікроскопічний аналіз застосовується для визначення гранулометричної характеристики матеріалу крупністю від 50 мкм до часток мікрона.

Концентрацію частинок в пробі можна визначити на *фотоелектрокалориметрі*, показання якого заздалегідь відградує. Кількість матеріалу, що випав в осад обчислюють як різницю між масою вихідної наважки і масою частинок в пробі. Для побудови кривої осадження необхідно отримати дані про кількість осаду не менше ніж при 6 – 7 експериментах з різною тривалістю центрифугування.

Метод безпосереднього вимірювання розмірів зерен застосовується звичайно для складання гранулометричної характеристики матеріалу крупністю вище 150 – 200 мкм. Оскільки зерна корисної копалини мають неправильну форму, їхня крупність може бути охарактеризована декількома розмірами, але для практичних цілей бажано мати один розмір – діаметр зерен.

Для визначення діаметра d зерен близьких за формою до кубу або кулі достатньо одного розміру. Обчислення діаметра зерен близьких за формою до кулі виконується за формулою:

$$d = b, \text{ мм.} \quad (1.6)$$

Обчислення діаметра зерен близьких за формою до кубу виконується за формулами:

$$d = b\sqrt{2}, \text{ мм}, \quad (1.7)$$

$$d = b\sqrt{3}, \text{ мм}, \quad (1.8)$$

де b – розмір зерна в одному напрямку, мм.

Для визначення діаметра d зерен, що мають форму паралелепіпеда або пластинки, їх необхідно виміряти в двох або трьох взаємно перпендикулярних напрямках. Обчислення діаметра зерен з квадратним перетином виконується за формулами:

$$d = (a + b) / 2, \text{ мм}, \quad (1.9)$$

$$d = \sqrt{ab}, \text{ мм}, \quad (1.10)$$

де a, b – розміри зерна у двох взаємно перпендикулярних напрямках, мм.

Обчислення діаметра зерен, що мають різні розміри у трьох взаємно перпендикулярних напрямках, виконується за формулами:

$$d = (a + b + c) / 3, \text{ мм}, \quad (1.11)$$

$$d = \sqrt{abc}, \text{ мм}, \quad (1.12)$$

де a, b, c – розміри зерна у трьох взаємно перпендикулярних напрямках.

Розмір зерен неправильної форми оцінюється *еквівалентним діаметром* d_e , тобто діаметром кулі, рівновеликої за об'ємом реальному зерну довільної форми:

$$d_e = 1,24(m/\delta)^{0,33}, \text{ мм}, \quad (1.13)$$

де m – маса зерна, кг; δ – густина зерна, кг/м³.

При необхідності визначення середнього діаметра зерен в суміші використовують формули:

$$d_{cp} = (d_1 + d_2) / 2, \text{ мм}, \quad (1.14)$$

$$d_{cp} = \sqrt{d_1 d_2}, \text{ мм}, \quad (1.15)$$

де d_1, d_2 – діаметр найбільшого та найменшого зерна в суміші, мм.

На практиці середньозважений діаметр зерен частіше за все визначають за формулою:

$$d_{cp} = \sum \gamma_i d_i / \sum \gamma_i, \quad (1.16)$$

де γ_i – виходи окремих класів, %; d_i – середні діаметри зерен окремих класів, мм.

При масових визначеннях розмірів зерен (наприклад, при грохоченні) за їхній діаметр приймають розмір найменшого квадратного отвору сита, через яке це зерно проходить. Крупність усієї маси сипучого матеріалу оцінюють за вмістом в ній класів визначеної крупності, тобто за її гранулометричним складом. Визначення гранулометричного складу сухих матеріалів найбільш часто здійснюється ситовим аналізом.

1.3.2 Ситовий аналіз

Ситовий аналіз – операція розділення проби матеріалу за крупністю на ряд класів, які характеризуються найбільшими і найменшими розмірами зерен, що містяться в них. Ситовий аналіз застосовується для визначення виходів окремих класів в корисній копалині, при цьому також визначається вміст у класах досліджуваних компонентів.

Розділення проби на класи виконується ретельним просіюванням крізь набір сит з визначеними розмірами отворів. Ситовий аналіз застосовується для дослідження матеріалів крупністю від 150 – 200 мм до 0,074 (0,043) мм. Гранулометричний склад матеріалу крупністю менше 0,074 (0,043) мм звичайно виконується за допомогою седиментаційного аналізу. Для ситового аналізу застосовуються контрольні сита із металевих або синтетичних сіток з квадратними отворами. Набір сит для розсіву руд включає сита з розмірами отворів 60; 40; 30; 20; 10; 5; 2,5; 1 мм; для розсіву вугілля – 150; 100; 50; 25; 13; 6; 3; 1; 0,5 мм. Для розсіву дрібних матеріалів використовують контрольні сита з розмірами чарунок 1,6; 1,25; 0,8; 0,56; 0,4; 0,28; 0,2; 0,14; 0,1; 0,071; 0,045 мм, а для аналізу з підвищеною точністю – з розмірами чарунок 0,071; 0,063; 0,56; 0,05; 0,045 мм.

Достовірність характеристики матеріалу за крупністю залежить від маси проби, способу її відбору і точності ситового аналізу. Залежно від потрібної точності аналізу та вологості матеріалу ситовий аналіз може виконуватись сухим або мокрим способом.

При невисокій вологості матеріалу, а також якщо не потрібна особлива точність, застосовують сухий спосіб розсіву.

При підвищеній вологості матеріалу крупністю 0 – 13 мм, що утруднює розсів сухим способом, пробу попередньо підсушують. Втрати маси розподіляють пропорційно виходам окремих класів одержаних при розсіві. Крупні класи не сушать.

При наявності у пробі значної кількості дріб'язку і необхідності підвищеної точності аналізу пробу розсівають мокрим способом. Для цього пробу засипають на сито з найменшими розмірами чарунок (напр., 0,074 мм) і відмивають шлам слабим струменем води або зануренням у бак з водою. Промивка триває до того часу поки промивна вода не стане

прозорою. Залишок на ситі висушують, зважують і за різницею мас визначають масу відмитого шламу. Висушений залишок розсівають сухим способом із застосуванням набору сит, що включає й найбільш дрібне сито, на якому відмивався шлам. Підрешітний продукт цього дрібного сита додають до одержаної раніше маси відмитого шламу.

Ситовий аналіз крупних матеріалів виконується на грохотах лабораторного типу. Розсів дрібних класів (крупністю до 6 мм) здійснюється на струшувачах різних конструкцій. Найбільше застосування знайшли механічні струшувачі, що надають набору сит кругові коливання у горизонтальній площині та струшування. Але механічні струшувачі поступово витісняються більш досконалыми і простими електромагнітними вібраційними струшувачами. Ці струшувачі мають регульовану частоту і амплітуду коливань. Для мокрого розсіву на струшувачі матеріалів, що трудно просіюються, розроблені кришки, сита і піддони, до яких можна прикріпити форсунки-бризкала і підвести до них воду.

Ситовий вібраційний аналізатор призначений для розсіву проб сипких матеріалів сухим та мокрим способами, а також для визначення їх гранулометричного складу з використанням стандартного набору сит наведений на рис. 1.7.

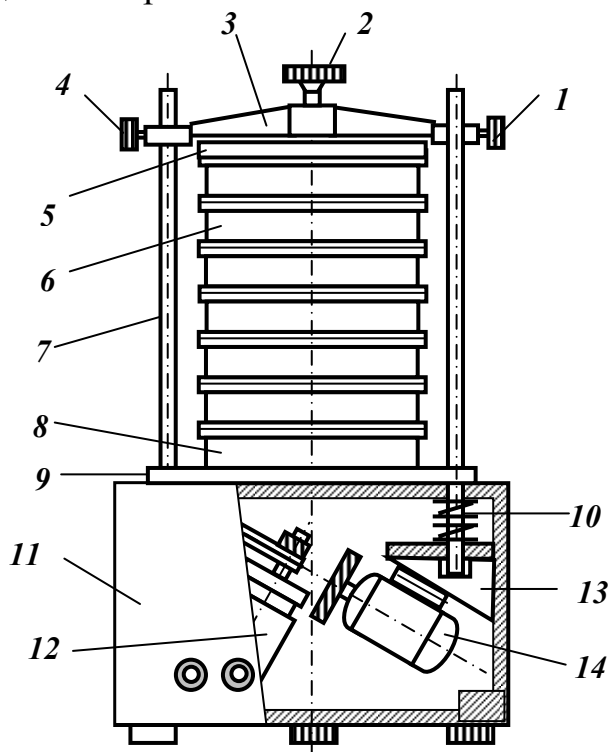


Рис. 1.7 – Схема ситового вібраційного аналізатора.

- 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.**

Аналізатор складається з корпусу **11**, усередині якого на кронштейнах **13** розташовані електродвигуни **12** і **14**, а зверху на чотирьох пружинах **10** – опора **9** з двома стійками **7**. Набір сит **6** з піддоном **8** та кришкою **5** установлений на опорі **9** притискується траверсою **3** та закріплюється гвинтами **1**, **2** і **4**.

Сита отримують коливання від двох дебалансних вібраторів, що розташовані на опорі 9 (у середині корпусу) та приводяться в обертання через клиноремінну передачу. Реле часу служить для автоматичного відключення аналізатора по закінченні тривалості розсіву.

Необхідна кількість сит (завантажується верхнє сито) обумовлюється технологічними вимогами. При мокрому розсіві в комплекті сит установлюється кришка і піддон з штуцерами для подачі чистої води та відводу пульпи з нижнім класом досліджуваного матеріалу.

Розсів матеріалу залежно від крупності і вологості продовжується 10 – 30 хв. (дрібний та вологий матеріал вимагає більшого часу розсіву). Розсів вважається закінченим, якщо при контрольному просіванні протягом 1 хв. маса матеріалу, що пройшов крізь сито, не буде перевищувати 1 % маси матеріалу, який залишився на ситі. Усі класи зважують і визначають їх вихід у відсотках. Втрати при розсіві, які не перевищують 1 % маси вихідної проби, розподіляють пропорційно виходам кожного класу. Втрати більше 1 % не допускаються. Дані розсіву проби та хімічного аналізу окремих класів оформлюють у вигляді табл. 1.1.

Графічно результати ситового аналізу оформлюють у вигляді сумарної характеристики крупності по «+ d» (сумарний залишок матеріалу на ситах) або по «-d» (сумарна кількість просіяного матеріалу). Для побудови характеристик крупності (рис. 1.8) на осі ординат відкладають сумарний вихід, а на осі абсцис – розмір отворів сит або діаметр зерен у міліметрах.

Таблиця 1.1 – Результати ситового аналізу

Клас крупності, мм	Вихід, %	Вміст компоненти, %	Сумарний вихід, %	
			по «+ d»	по «- d»
1	2	3	4	5
+ d ₁	γ_1	β_1	γ_1	100,0
- d ₁ + d ₂	γ_2	β_2	$\gamma_1 + \gamma_2$	$\gamma_5 + \gamma_4 + \gamma_3 + \gamma_2$
- d ₂ + d ₃	γ_3	β_3	$\gamma_1 + \gamma_2 + \gamma_3$	$\gamma_5 + \gamma_4 + \gamma_3$
- d ₃ + d ₄	γ_4	β_4	$\gamma_1 + \gamma_2 + \gamma_3 + \gamma_4$	$\gamma_5 + \gamma_4$
- d ₄ + d ₅	γ_5	β_5	100,0	γ_5
Разом	100,0	β_{cp}	–	–

Як видно з табл. 1.1, розрахунок сумарного виходу по «+d» виконується послідовним підсумовуванням виходів класів зверху униз, а розрахунок сумарного виходу по «-d» – послідовним підсумовуванням виходів класів знизу вгору. Найчастіше застосовуються сумарні характеристики крупності по «+d». Сумарна характеристика крупності по «+d» будується за даними колонок 1 і 4 табл. 1.1.

За характеристикою крупності, побудованою по «+d» можна визначити вміст будь-якого класу в досліджуваному матеріалі, розмір середнього і максимального зерен.

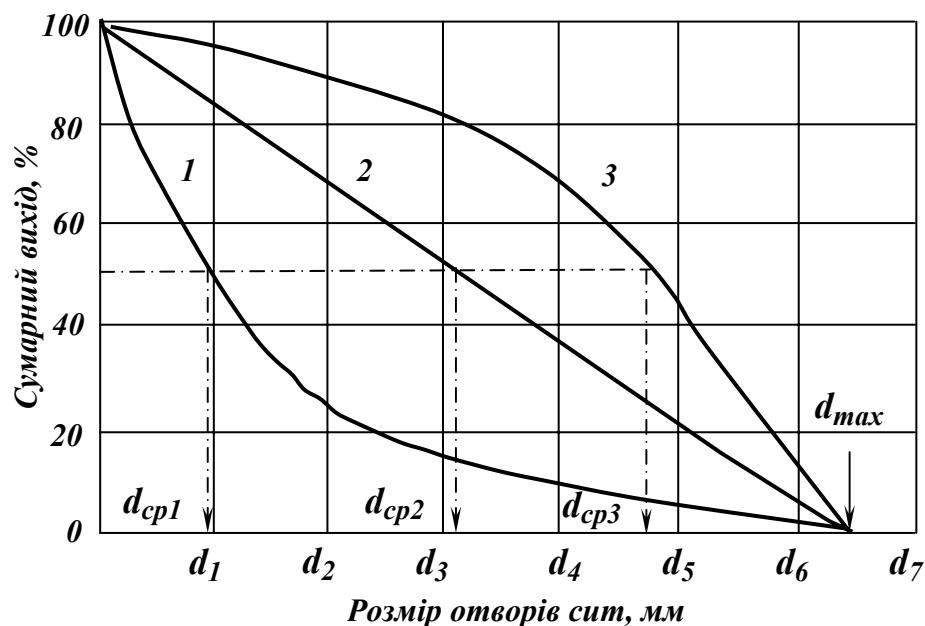


Рис. 1.8 – Сумарні характеристики крупності.

Вигляд сумарної характеристики крупності вказує на переваги тих або інших класів у досліджуваному матеріалі. Увігнута крива **1** вказує на переважання у суміші дрібних зерен, опукла крива **3** – на переважання крупних зерен, прямолінійна залежність **2** – на рівномірний розподіл класів крупності.

При побудові сумарних характеристик у широкому діапазоні крупності зерен досліджуваного матеріалу відрізки на осі абсцис виходять дуже малого розміру, що утруднює використання кривих. Щоб уникнути цього недоліку, сумарні характеристики крупності будують в напівлогарифмічній або логарифмічній системі координат.

Напівлогарифмічні сумарні характеристики крупності (рис. 1.9) будуються в системі координат $\gamma_{\text{сум}} = f(\lg d)$.

Перевага напівлогарифмічної кривої в порівнянні із звичайною полягає у тому, що відстані між сусідніми значеннями отворів сит на осі абсцис в області дрібних зерен збільшуються, а в області крупних – зменшуються. Це дозволяє правильно визначати виходи дрібних класів при звичайному розмірі графіка.

Якщо набір сит для ситового аналізу має постійний модуль, побудова напівлогарифмічної кривої спрощується, тому що відрізки на осі абсцис будуть однакової довжини. Для сит з постійним модулем **M** різниця між логарифмами розмірів отворів суміжних сит наведена в табл. 1.2.

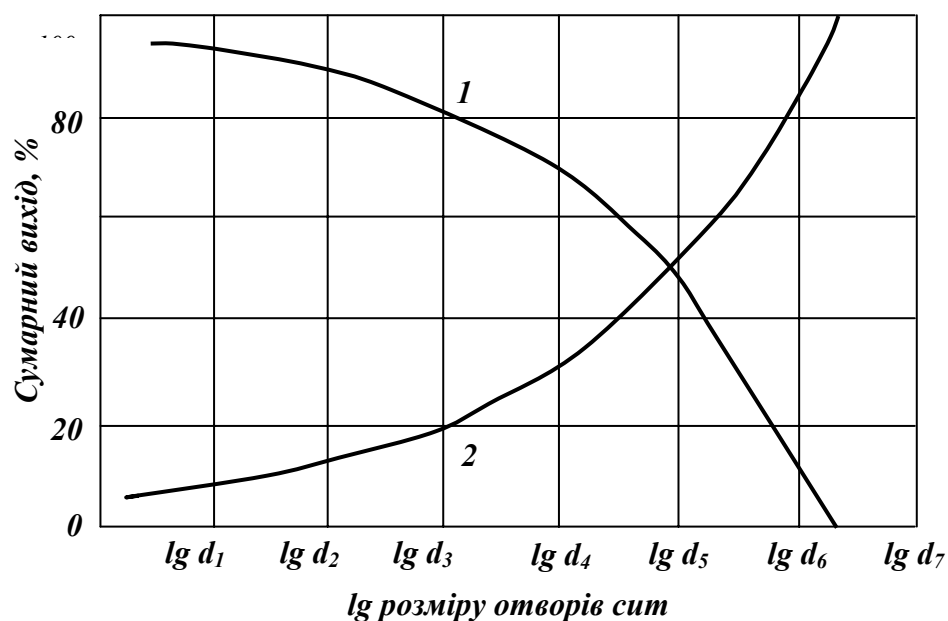


Рис. 1.9 – Напівлогарифмічні сумарні характеристики крупності.
1 – сумарна характеристика по «+d»;
2 – сумарна характеристика по «-d».

Таблиця 1.2 – Різниця між логарифмами розмірів суміжних сит

Розміри отворів сит	Логарифми розмірів отворів сит	Різниця між логарифмами розмірів отворів суміжних сит
l_l	$\lg l_l$	–
$l_l M$	$\lg l_l + \lg M$	$(\lg l_l + \lg M) - \lg l_l = \lg M$
$l_l M^2$	$\lg l_l + 2 \lg M$	$(\lg l_l + 2 \lg M) - (\lg l_l + \lg M) = \lg M$

Кожний відрізок на осі абсцис між сусідніми ситами дорівнює $\lg M$. При побудові характеристики за $\lg M$ можна прийняти будь-який відрізок. На відміну від звичайних кривих сумарної характеристики крупності ліва гілка напівлогарифмічних кривих не досягає до ординати, що відповідає виходу 100%, тому що цьому виходу по осі абсцис відповідає $\lg 0 = -\infty$.

Логарифмічна сумарна характеристика крупності будується в системі координат $\lg \gamma_{\text{сум}} = f(\lg d)$.

Для дроблених та подрібнених мономінеральних порід логарифмічна характеристика, побудована по «-d», в більшості випадків прямолінійна (рис. 1.10). Логарифмічна характеристика дозволяє встановити закономірність розподілу в матеріалі зерен за крупністю.

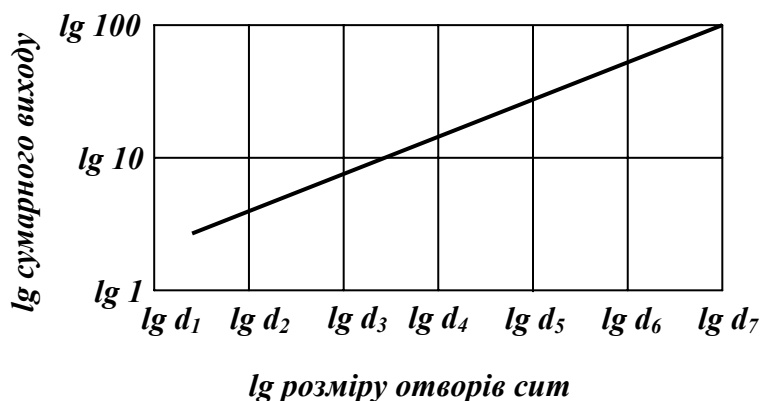


Рис. 1.10 – Логарифмічна сумарна характеристика крупності по «-d».

За логарифмічною кривою можна визначити вихід класів будь-якої крупності таким же способом, як і за звичайною. Нахил прямолінійного відрізка кривої дозволяє судити про вміст у матеріалі дрібніших класів: чим більше кут нахилу, тим менше вміст дрібних зерен.

1.3.4 Рівняння характеристик крупності

Якщо сумарна характеристика крупності по «-d» в логарифмічній системі координат має вид прямої, то рівняння, що її описує, можна представити так:

$$\lg(100 - R) = k \lg d + \lg A, \quad (1.17)$$

де R – сумарний залишок на ситі з розміром чарунок d ; k – коефіцієнт, що дорівнює тангенсу кута нахилу прямої; $\lg A$ – відрізок, що відсікається прямою на осі ординат.

Потенціювання рівняння (1.17) приводить до *рівняння Годена-Андрєєва*:

$$100 - R = Ad^k, \quad (1.18)$$

Коефіцієнт k визначає напрямок і ступінь вигину сумарної кривої характеристики крупності матеріалу, тобто дозволяє судити про переважання в матеріалі крупних або дрібних зерен.

При максимальному розмірі зерна $d = d_{\max}$ і $R = 0$ з рівняння (1.18) одержуємо $B = 100 / d_{\max}^k$.

Якщо діаметр зерен матеріалу приймається у відносних одиницях (по відношенню до $d_{\max}$), то рівняння (1.18) можна представити у вигляді:

$$100 - R = 100(d / d_{\max})^k, \quad (1.19)$$

Однак, рівняння (1.19) справедливе тільки для дрібних продуктів дроблення і подрібнення.

Обробка великого числа даних гранулометричних аналізів продуктів дроблення та подрібнення показала, що функціональна залежність між сумарним залишком на ситі і крупністю зерен у більшості випадків з достатньою для практики точністю описується *рівнянням Розина-Рамлера*:

$$R = 100e^{-bd^n}, \%, \quad (1.20)$$

де R – сумарний вихід класу крупніше d (по «+ d »), %; d – розмір отворів сита; b і n – параметри, що залежать від властивостей матеріалу і розмірності величини d .

Параметр b непрямо характеризує вміст найдрібніших (менше 1 мкм) зерен: чим їх більше в матеріалі, тим більше b .

Параметр n характеризує ступінь увігнутості кривої сумарних залишків, побудованої у координатах $R = f(d/d_c)$, де d – розмір чарунок сита, мкм; d_c – розмір чарунок такого сита, на якому одержують «стандартний» залишок ($R_c = 36,8\%$).

Рівняння характеристики крупності дозволяє визначити залежність між R і d , число зерен в будь-якому класі, площу поверхні зерен, питому поверхню та інше. Але при використанні рівняння Розина-Рамлера нульовий вихід досягається тільки при нескінченно великій крупності матеріалу, тобто $R = 0$ при $d = \infty$, тому необхідно приймати кінцеву крупність матеріалу, яка відповідає якому-небудь визначеному значенню виходу класу.

1.3.5 Визначення питомої мінеральної поверхні

Питома мінеральна поверхня – сумарна площа поверхні частинок, віднесена до одиниці об'єму або маси усього дисперсного твердого матеріалу.

У практиці досліджень гранулометричного складу дрібнодисперсної мінеральної сировини розрізняють повну та зовнішню питому поверхню.

Зовнішня питома поверхня – сумарна поверхня, що утворена рівними ділянками виступами та тріщинами, глибина яких менше їх ширини.

Повна питома поверхня – сумарна поверхня, що утворена зовнішньою і внутрішньою, яка включає глибокі тріщини, наскрізні і тупикові пори та інші дефекти мінеральних структур.

Питома поверхня порошкоподібних матеріалів характеризується дисперсним станом і необхідна для оцінки крупності і форми частинок, шорсткості поверхні, розрахунку адсорбційного покриття при дослідженні взаємодії мінералів з реагентами.

Питома поверхня мінералів змінюється у широких межах і використовується як важливий показник при оцінці степені подрібнення і ефективності сепарації різними методами.

Питому поверхню визначають на сухому матеріалі. Квартуванням

Для проведення досліджень застосовують прилад типу ПСХ або АДП (рис. 1.11). Пробу підготовлену до досліджень висушують у сушильній шафі до постійної маси при температурі $105 \pm 5^\circ\text{C}$. З висушеної і охолодженої проби крупністю не менше 0,01 мм підготовлюють дві наважки для визначення густини і дві наважки для визначення питомої поверхні. Маса наважки розраховується за формулою:

де δ – дійсна густина матеріалу, кг/м^3 ; n – коефіцієнт, що характеризує насипну густину і дисперсність матеріалу.

Рис. 1.11 – Схема приладу для визначення зовнішньої питомої поверхні.

1 – кювета;
2 – плунжер;
3 – манометр;
4 – кран;
5 – гумова груша;
6 – фільтр.

Визначають висоту шару ущільненої наважки та видаляють плунжер з кювети. Відкривають кран **4** і гумовою грушею **5** створюють такий тиск, щоб рівень води в манометричній трубці досяг нижнього краю верхньої колби. Закривають кран і секундоміром визначають час проходження мениска води в манометрі **3** між рисками **I** і **II** (при невеликій швидкості) або

III і IV (при швидкому русі меніска). Під час випробувань фіксують температуру.

Зовнішню питому поверхню розраховують за формулою:

$$S_z = KM \sqrt{t} / m, \text{ м}^2/\text{кг}, \quad (1.22)$$

де K – постійна приладу, $\text{кг}^{0,5} \cdot \text{м}^{-2} \cdot \text{с}^{-1}$; M – коефіцієнт, що залежить від висоти шару наважки та температури повітря (визначається за даними таблиці у інструкції до приладу), $\text{кг}^{-0,5} \cdot \text{м}^4 \cdot \text{с}^{0,5}$; t – час проходження меніска води, с; m – маса наважки, кг.

Зовнішню питому поверхню визначають на двох паралельних наважках; різниця між результатами повинна бути не більше $5 \text{ м}^2/\text{кг}$. Якщо різниця перевищує $5 \text{ м}^2/\text{кг}$ дослідження повторюють ще на двох наважках та за кінцевий результат приймають середнє арифметичне двох найближчих значень.

Метод визначення *повної питомої поверхні* оснований на явищі низькотемпературної адсорбції газів твердими тілами.

Установку, що зібрана за схемою рис. 1.12 і підготовлена до роботи, перевіряють на герметичність.

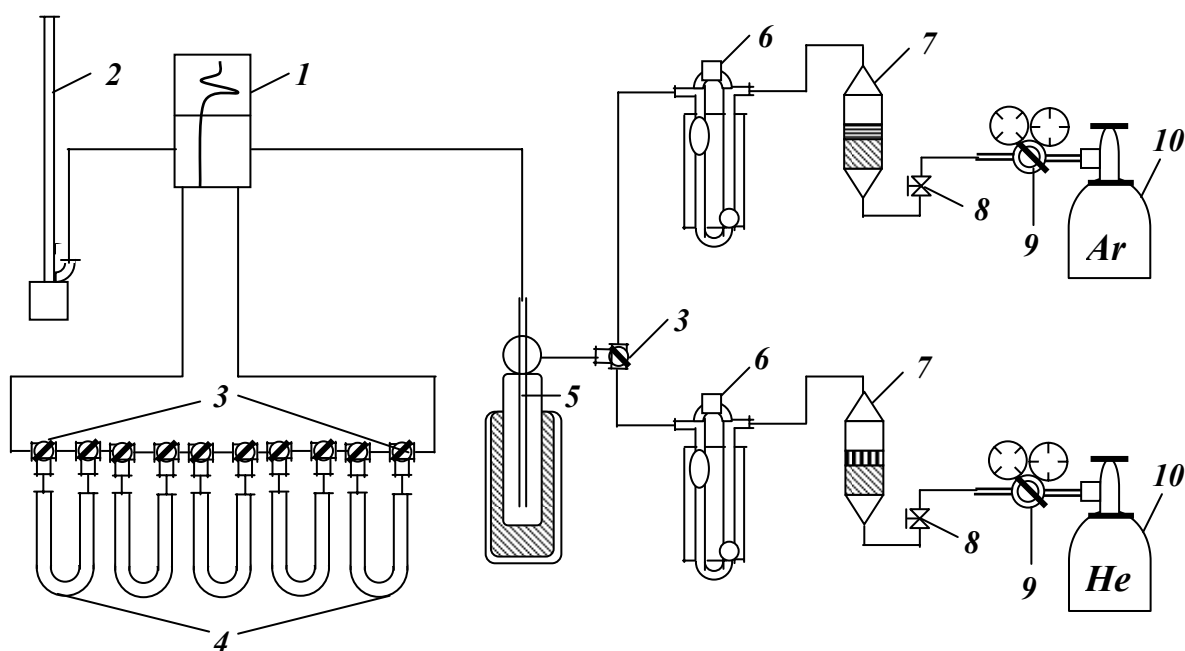


Рис. 1.12 – Схема установки для визначення повної питомої поверхні.

1 – хроматограф; 2 – газометр; 3 – скляні триходові крани; 4 – адсорбери; 5 – пастка для виморожування вологи з газів; 6 – реометри; 7 – фільтри; 8 – голчасті вентилі; 9 – редуктори; 10 – балони з газом.

З висушеної при температурі $105 \pm 5^\circ\text{C}$ до постійної маси проби від-

бирають дві наважки масою 0,1 – 2,5 г (залежно від крупності і пористості сировини) та поміщають у адсорбери 4, вагу яких визначають попереднім зважуванням. За допомогою редуктора 9 і вентиля 8 тонкого регулювання встановлюють витрату гелію 0,015 л/хв. Пастку 5 для виморожування вологи заповнюють рідким азотом. Під адсорбери з наважками встановлюють електропіч, яку через 50 – 60 хв. при температурі $105 \pm 5^\circ\text{C}$ виключають і прибирають. Адсорбери з наважками охолоджують на повітрі до кімнатної температури і переводять установку в режим досліджень. При дослідженні встановлюють витрати гелію 0,05 – 0,055 л/хв., аргону 0,03 – 0,06 л/хв., що відповідає вмісту аргону у суміші 2 – 8 %. Загальні витрати суміші повинні бути у межах 45 – 60 л/хв. Суміш газів подають у адсорбер зі стандартним зразком.

Зразок на 10 – 15 с занурюють у посудину Дьюара з рідким азотом. При охолодженні відбувається адсорбція аргону на поверхні стандартного зразка, закінчення якої фіксують поверненням пера самописця у вихідне «нульове» положення. Витягнутий стандартний зразок зігрівають до кімнатної температури на повітрі. Відбувається десорбція аргону на поверхні стандартного зразка, яку записують на діаграмній стрічці самописця газового хроматографа 1. Таким чином записують процес адсорбції-десорбції кожного підготовленого зразка.

По закінченні досліджень хроматограф виключають, газові вентилі закривають. Знімають діаграмну стрічку і вирізають записані на неї піки десорбції за контуром ліній, що їх описують. Зважують одержані піки десорбції з погрішністю не більше $\pm 0,0001$ г та адсорбери з наважками – з погрішністю не більше $\pm 0,001$ г.

Повна питома поверхня визначається за формулою:

$$S_n = \frac{S_1 m_1 m_2}{m_3 m_4}, \text{ м}^2/\text{кг}, \quad (1.23)$$

де S_1 – питома поверхня стандартного зразка, $\text{м}^2/\text{кг}$; m_1 – маса стандартного зразка, г; m_2 – маса піка досліджуваної наважки, г; m_3 – маса піка стандартного зразка, г; m_4 – маса досліджуваної наважки, г.

Результати розраховують з точністю до третього знаку після коми. Відхилення результатів двох вимірювань ΔS не повинно перевищувати:

$$\Delta S = 0,03S + 0,04, \quad (1.24)$$

де S – середнє арифметичне результатів двох вимірювань.

Якщо розходження між результатами двох вимірювань перевищує це значення, дослідження повторюють ще на двох наважках і за кінцевий результат приймають середнє арифметичне двох найближчих вимірювань.

Сьогодні за кордоном випускають комп'ютеризовані автоматичні аналізатори, які забезпечують визначення повної і зовнішньої питомої поверхні сипких тонкодисперсних матеріалів.

1.4 Грохоти

1.4.1 Класифікація грохотів

Для розділення корисних копалин за крупністю застосовують грохоти різних конструкцій. Грохоти класифікують за багатьма ознаками.

За принципом дії розрізняють такі типи грохотів:

- нерухомі (колосникові, гідрогрохоти, конусні та дугові),
- з рухомими елементами:
 - з коливаннями та вібраціями робочого органу (інерційні, резонансні, плоско-хитні, гіраційні);
 - з обертальним робочим органом (барабанні та грохоти-дробарки, відцентрові, конусні самоочисні, імовірнісні);
 - з частково рухомою просіювальною поверхнею (валкові, шнекові, з пружно-деформованим ситом, з безпосереднім збудженням сита).

За розташуванням просіювальної поверхні розрізняють: похилі та горизонтальні грохоти.

Відповідно до форми просіювальної поверхні грохоти поділяють на плоскі, зі змінним кутом нахилу, дугові, конічні, циліндричні (барабанні), а також призматичні та пірамідальні.

За призначенням розрізняють: грохоти попередньої класифікації (крупність матеріалу 80–100 мм і більше); грохоти підготовчої класифікації (крупність матеріалу 3–25 мм); грохоти дешламаційні (для мокрого відокремлення дріб'язку до 0,5–1,0 мм); грохоти зневоднювальні; грохоти для розсортування (головним чином вугілля).

Залежно від густини матеріалів, які піддають розсіву, застосовують:

- грохоти легкого типу **Л** для розсіву матеріалу з насипною густиною не більше $1,4 \text{ т/м}^3$,
- грохоти середнього типу **С** для розсіву матеріалу з насипною густиною не більше $1,8 \text{ т/м}^3$,
- грохоти важкого типу **Т** для розсіву матеріалу з насипною густиною не більше $2,8 \text{ т/м}^3$.

Однак, незважаючи на конструктивні розбіжності, принцип дії у всіх грохотів однаковий – розділення за крупністю відбувається шляхом відсівання дріб'язку з матеріалу, що надходить на грохочення, при його переміщенні в розпушеному стані по просіювальній поверхні.

Грохоти мають літерне і цифрове позначення (табл. 1.3).

Таблиця 1.3 – Умовне позначення грохотів

Літерні позначки			Цифрові позначки	
I літера	II група літер	III літера – тип грохота	I цифра	II цифра
Г – грохот	I – інерційний С – самобалансний ІС – інерційно-самобалансний	Л – легкий С – середній Т – важкий	В – ширина грохота, мм*	Число сит: 1 – 3
	Ц – циліндричний	Л – легкий	1 або 3 – модифікація	–
	Б – барабанний	–	Д – діаметр барабана, м	–
	К – конусний	–	Ф – площа сита, м ²	–
С – сито	Д – дугове	–		–

*Умовне позначення ширини сита грохота: 1 – 750 мм; 2 – 1000 мм; 3 – 1250 мм; 4 – 1500 мм; 5 – 1750 мм; 6 – 2000 мм; 7 – 2500 мм; 8 – 3000 мм; 9 – 3500 мм.

Тип грохота і просіювальної поверхні визначається видом грохочення.

1.4.2 Нерухомі грохоти

Нерухомі колосникові грохоти (колосникові решітки, рис. 1.13 *а*) встановлюють у першій стадії дроблення при наявності у вихідному матеріалі понад 15 % дріб'язку (за масою) або при відсутності достатнього запасу продуктивності у дробарки крупного дроблення.

Колосникові грохоти збирають з колосників *1* різного профілю (рис. 1.4), розташованих паралельно і скріплених між собою шпильками *2*.

Вихідний матеріал завантажується на верхній кінець грохота і рухається під дією сили ваги. Зерна крупністю менше розміру щілин решітки провалюються через неї, а крупний клас сходить на нижньому кінці грохота. При подачі корисної копалини з вагоноперекидача ширина грохота приймається рівною довжині вагона, при завантаженні пластинчастим живильником – ширині живильника. Щоб уникнути зависання грудок матеріалу між бічними стінками грохота, мінімальна його ширина приймається в три рази більша від розміру максимальної грудки у вихідному матеріалі. Довжина грохота звичайно приймається в 2 рази більше ширини.

Кут нахилу робочої поверхні колосникового грохота при грохоченні вугілля приймають 30 – 35°, при грохоченні руд – 40 – 45°, при грохоченні вологих матеріалів і матеріалів, що злипаються, кут нахилу збільшують до 55°.

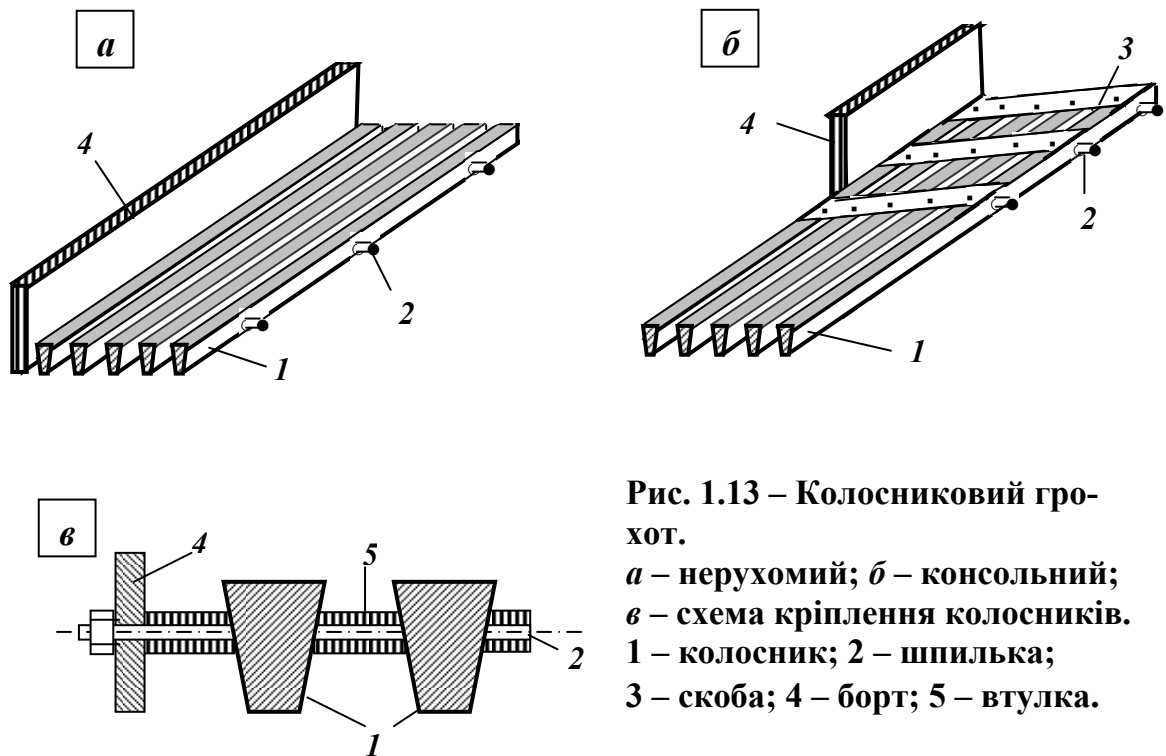


Рис. 1.13 – Колосниковий грохот.
 а – нерухомий; б – консольний;
 в – схема кріплення колосників.
 1 – колосник; 2 – шпилька;
 3 – скоба; 4 – борт; 5 – втулка.

При грохоченні матеріалу крупністю до 150 мм і малих розмірах щілини між колосниками для підвищення ефективності застосовують *консольні колосникові грохоти* (рис. 1.13 б). Кінці консолі колосників при ударах падаючих грудок матеріалу вібрують, у зв'язку з чим зменшується можливість забивання решітки і підвищується ефективність грохочення. Однак широкого розповсюдження консольні колосникові грохоти не знайшли.

Переваги колосникових грохотів полягають у тому, що вони не споживають електроенергії і не створюють динамічних навантажень на несучі конструкції будов збагачувальних фабрик. Недоліки цих грохотів – низька ефективність грохочення і схильність до забивання.

Дугові і конусні грохоти (СД і ГК) застосовують для мокрого грохочення дрібного і тонкого матеріалу, для зневоднення і знешламлювання, для відділення кондиційної суспензії від продуктів збагачення у важкосередовищних гідроциклонах, для рівномірного розподілу матеріалу по ширині решета відсаджувальної машини при одночасному знешламлюванні.

Дуговий грохот (дугове сито) складається зі зварного закритого короба 1, усередині якого нерухомо закріплена робоча поверхня 2 (рис. 1.14), що являє собою шпальтове сито з розміром щілин 0,5–1 мм. Шпальтове сито є частиною циліндричної поверхні з радіусом 500 – 1200 мм і центральним кутом 90 – 270°. Розмір завантажувального отвору, що визначає швидкість пульпи на вході і продуктивність грохота, регулюється притисним листом 3, положення якого фіксується гвинтом 4.

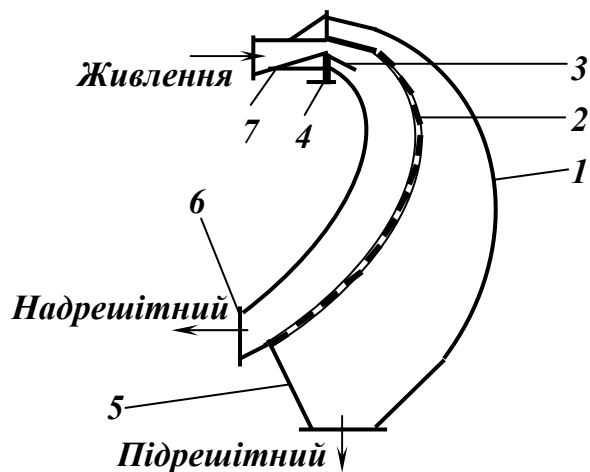


Рис. 1.14 – Схема дугового грохота:

- 1 – зварний короб;
- 2 – шпальтове сито;
- 3 – притискний лист;
- 4 – притискний гвинт;
- 5 – розвантажувальна коробка;
- 6 – жолоб;
- 7 – завантажувальний пристрій.

Вихідна пульпа через завантажувальний пристрій 7 під тиском до 0,25 МПа подається на шпальтове сито 2 і рухається по його поверхні. Під дією відцентрової сили пульпа розшаровується, шлам і вода (підрешітний продукт) зрізуються крайками колосників і надходять у розвантажувальну коробку 5, а знешамлений матеріал (надрешітний продукт) видаляється з грохота по жолобу 6.

Конусний грохот (рис. 1.15) складається зі сталевого корпусу 1, усередині якого розташована зневоднююча поверхня зі шпальтових сит із щільністю розміром 0,5 – 1 мм.

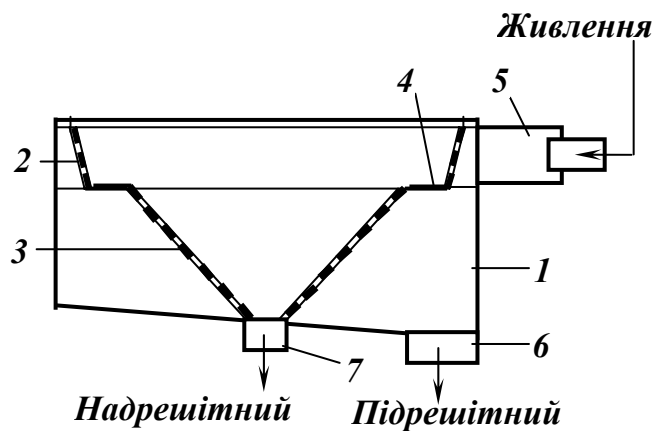


Рис. 1.15 – Схема конусного грохота:

- 1 – корпус;
- 2 – верхня (конічна) частина;
- 3 – нижня (пірамідальна) частина;
- 4 – кільцева площадка;
- 5 – завантажувальний пристрій;
- 6, 7 – розвантажувальні патрубки.

Верхня частина зневоднюючої поверхні являє собою усічений конус 2, повернутий основою догори. Твірна конуса нахилена під кутом 75° до горизонту. Нижня частина зневоднюючої поверхні виконана у вигляді багатогранної усіченої піраміди 3, вершина якої спрямована вниз. Кут нахилу її граней складає 45° . Між верхньою і нижньою частинами розташована злегка нахилена усередину кільцева площадка 4.

Пульпа завантажується тангенціально у верхню частину корпусу. Завантажувальний пристрій 5 має перекидний шибер, що дозволяє регулювати напрямок входу пульпи в апарат. Вихідна пульпа по жолобу або трубопроводу через завантажувальний пристрій 5 надходить в апарат по до-

тичний до верхньої ділянки зневоднюючої поверхні. Потік пульпи утворює кільце, що підтримується площадкою 4. Під дією нормальної складової відцентрової сили і сили ваги на ситі створюється необхідний тиск, внаслідок чого вода і дрібні частинки проходять через щілини в підрешітний простір і виводяться з грохота через патрубок 6. На цій ділянці видаляється 80 – 90 % води, що повинна бути відділена. Потік, що залишився, обертається і стікає з кільцевої площадки на нижню частину сита, де відбувається подальше зневоднювання матеріалу. Зневоднений продукт сповзає по пірамідальній поверхні і розвантажується з грохота по патрубку 7.

Дугові і конусні грохоти прості за конструкцією і зручні в експлуатації. Недоліком їх є малий коефіцієнт живого перетину робочої поверхні і нерівномірний знос просіювальної поверхні (технічні характеристики дугових і конусних грохотів наведені у додатку А).

Гідравлічні грохоти (гідрогрохоти) застосовують для підготовчої класифікації матеріалу в потоці пульпи.

Гідрогрохот типу ГГЛ (рис. 1.16), що може бути застосований в практиці вуглезбагачення, складається з короба, в якому встановлена колосникова решітка 1 з шириною щілини 6 – 25 мм. Для рівномірного розподілення навантаження по ширині колосникової решітки в завантажувальній частині короба грохота встановлений шарнірно закріплений розрівнювач 4. Над решіткою встановлені сопла 2 крізь які під тиском 100 кПа подається вода, яка сприяє підвищенню ефективності класифікації.

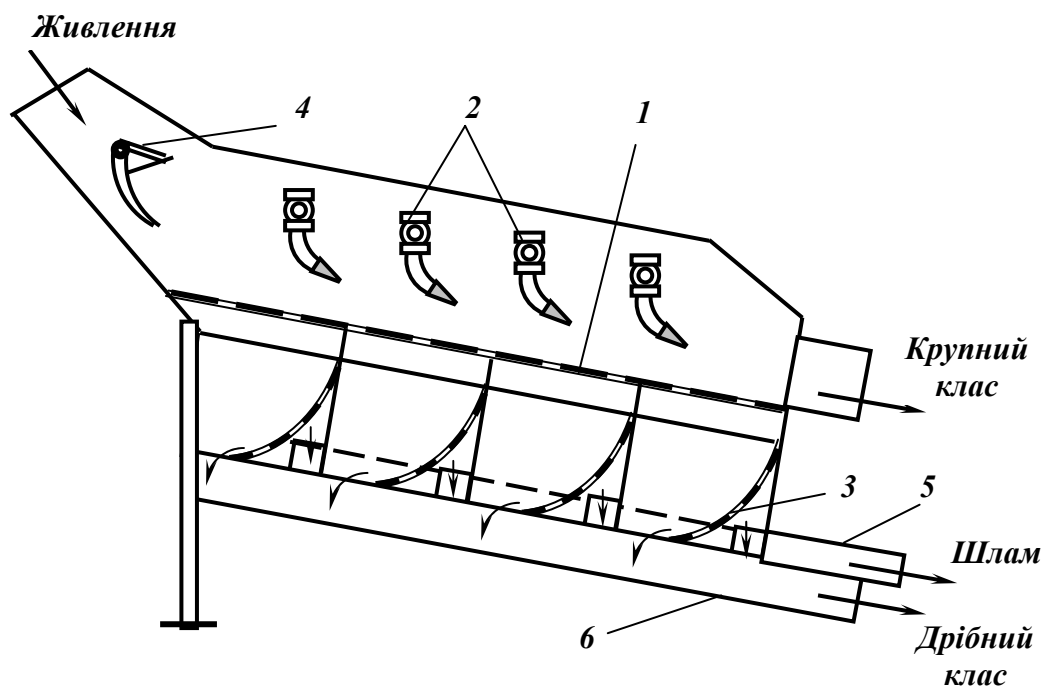


Рис. 1.16 – Гідрогрохот.

1 – колосникова решітка; 2 – сопла; 3 – дугові сита; 4 – розрівнювач;
5 – жолоб; 6 – піддон.

Надрешітний продукт (крупний клас) вивантажується з колосникової решітки в кінці грохота, а підрешітний (дрібний клас зі шламом) – разом з водою надходить на дугові сита **3**, які розташовані під колосниковою решіткою. Надрешітний продукт дугових сит (дрібний клас) видаляється з грохота у піддон **6**. Підрешітна вода дугових сит разом з шламом видаляється по жолобу **5**.

Переваги гідрогрохотів полягають у великій продуктивності і ефективності, простоті конструкції та відсутності динамічних навантажень.

Технічні характеристики гідрогрохотів наведені у додатку А.

1.4.3 Грохоти з частково рухомою просіювальною поверхнею

Існує багато конструктивних типів грохотів з частково рухомою просіювальною поверхнею – валкові, шнекові, з пружно-деформованим ситом, з безпосереднім збудженням сита.

Валкові грохоти (рис. 1.17) складаються з 7 – 14 паралельних валків **1**, які встановлені на похилої рамі **4** і обертаються у напрямку руху матеріалу. На валки насаджені або відлиті заодно з ними диски **2** чи «сферичні» трикутники. Валки з дисками створюють просіювальну поверхню з отворами, форма і розміри яких визначаються відстанями між валками і формою дисків. Нахил просіювальної поверхні у бік розвантаження складає 12-15°.

За рахунок ексцентричного насадження дисків при їхньому обертанні відбувається розпушення матеріалу і його переміщення, а також підвищується ефективність грохочення.

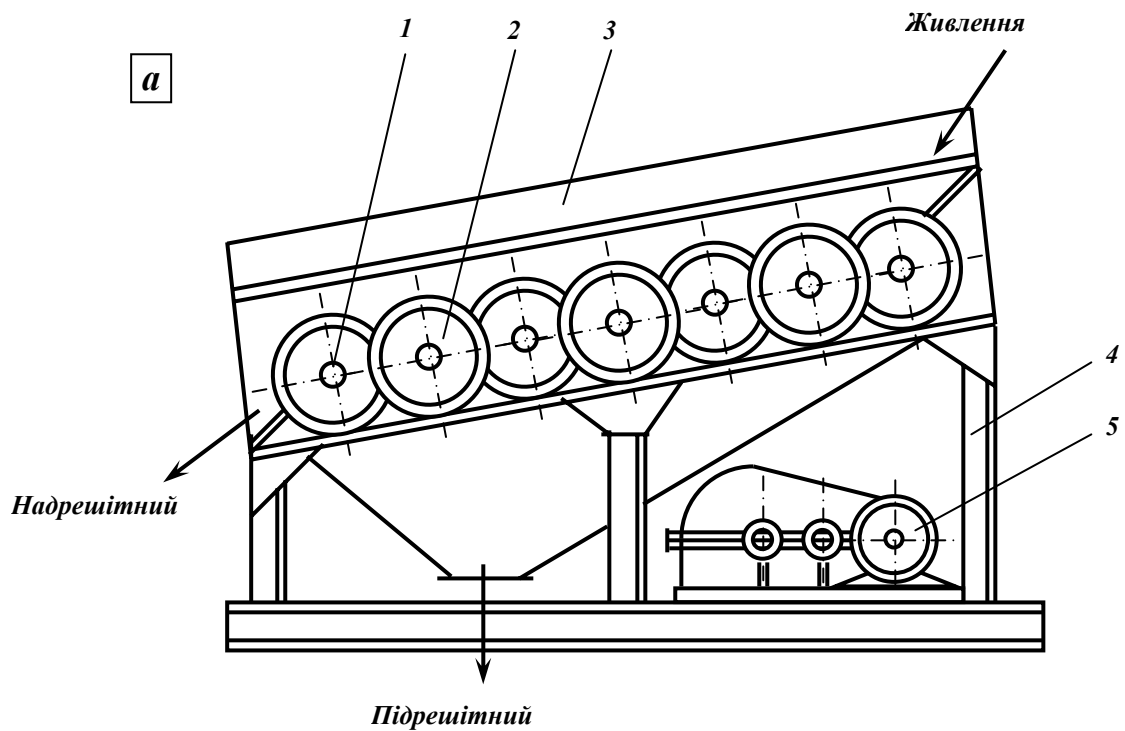
Валкові грохоти застосовувались для попереднього грохочення вугілля та антрацитів для відділення класу дрібніше 50 – 150 мм, а також на буровугільних брикетних фабриках для відділення класу дрібніше 5-6 мм.

При використанні валкових грохотів відбувається додаткове шламоутворення та значне забруднення підрешітного продукту верхнім класом, крім того, вони металоємні і ненадійні у експлуатації. Тому сьогодні ці грохоти замінені інерційними і циліндричними грохотами.

Шнекові грохоти (ГШ) призначені для сухого розсіву вугілля та сланців з високою вологою по крупності від 13 мм.

Шнековий грохот (рис. 1.18) складається з трьох однакових взаємозамінних секцій-каскадів **1**. Секція являє собою ряд валів-шнеків **2** з двозахідними правою та лівою навивками витків встановлених у передній і задній опорах закріплених на рамі **3**. Кожний вал-шнек встановлюється в двох підшипниках кочення.

Крутний момент на валу-шнеку робочої поверхні грохота передається від електродвигуна клиноремінною передачею. Щілини просіювальної поверхні, що створюються витками валів-шнеків, можуть бути відрегульовані для класифікації за необхідним розміром.



б Напрямок руху матеріалу

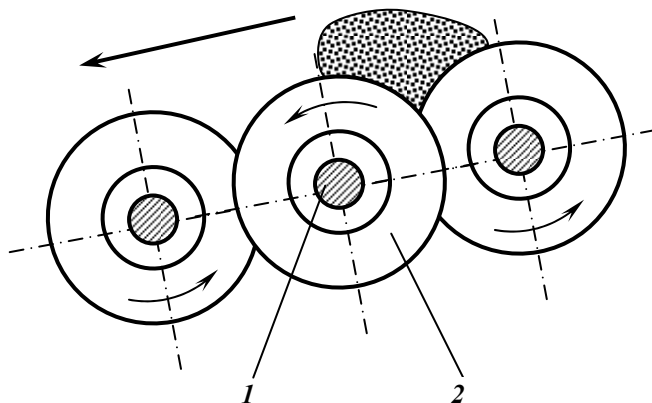


Рис. 1.17 – Грохот валковий.
а – схема грохота;
б – схема руху матеріалу.
 1 – валки; 2 – диски; 3 – короб грохота; 4 – рама; 5 – привід.

Матеріал по робочій поверхні переміщується ребрами валів-шнеків, при цьому відбувається відсів підрешітного продукту, а також примусове очищення елементів робочої поверхні від налиплих частинок. Каскадне розташування робочої поверхні та висока частота обертання валів-шнеків (475 хв^{-1}) сприяють активному перемішуванню матеріалу, що забезпечує високу ефективність грохочення.

Переваги шнекових грохотів – відсутність вібрацій та динамічних навантажень на будівельні конструкції будов збагачувальних фабрик, малий рівень шуму і високі ефективність та продуктивність при грохоченні вологих матеріалів.

Технічні характеристики шнекових грохотів наведені у додатку А.

Грохот з еластичною пружно-деформованою просіювальною по-

верхню (ГЕДП) призначений для відсіву дрібних класів з вологого рядового вугілля і антрацитів по крупності 6 – 13 мм сухим способом.

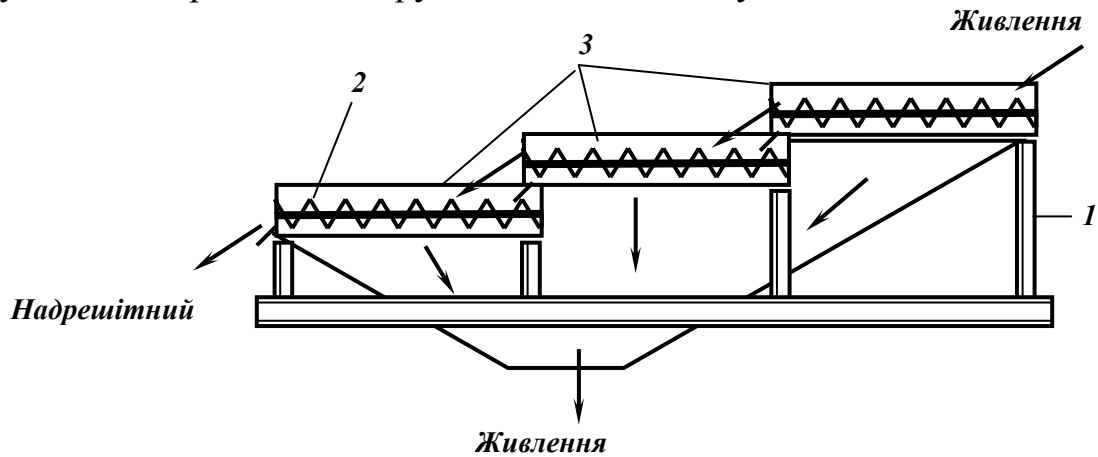


Рис. 1.18 – Схема шнекового грохота.

1 – секція-каскад; 2 – вал-шнек; 3 – рама.

Грохот (рис. 1.19) являє собою двомасову коливну систему, яка включає короб *1* і зв'язану з ним повідковими важелями *8* раму *7* з інерційним дебалансним збуджувачем коливань *6*.

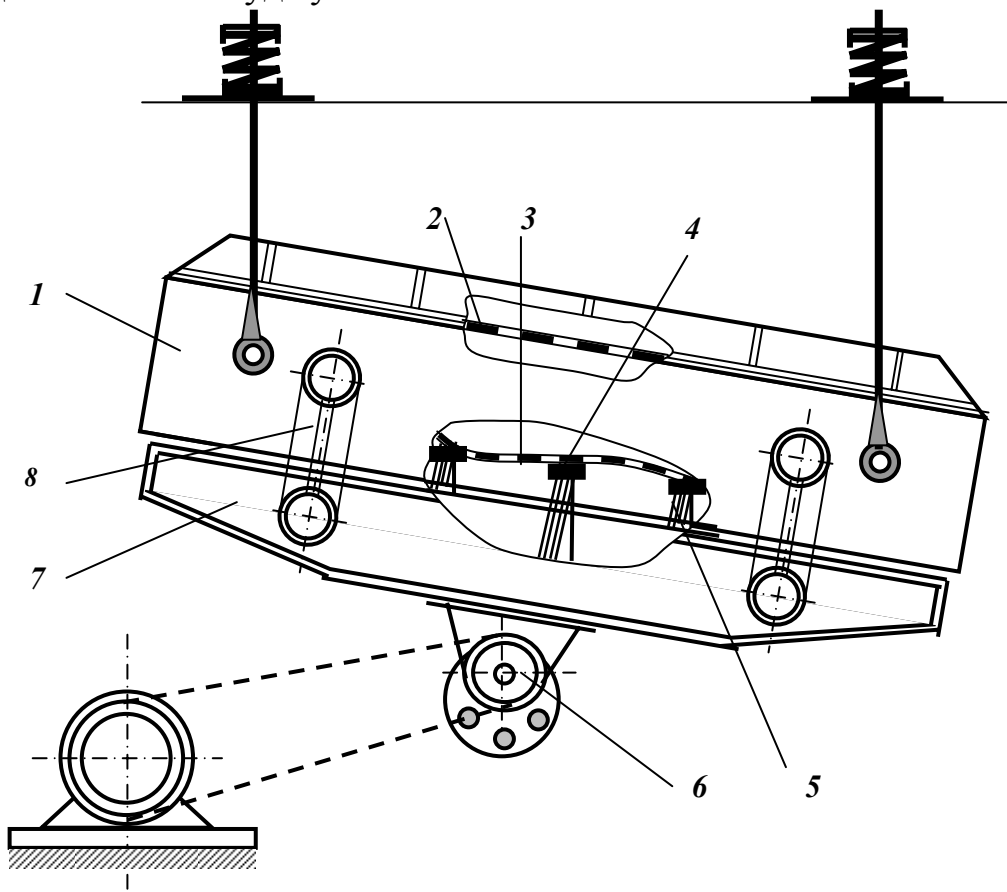


Рис. 1.19 – Грохот з еластичною пружинно-деформованою просіюючою поверхнею: 1 – короб; 2 – металеве сито; 3 – еластичне сито; 4, 7 – рами; 5 – балки; 6 – інерційний дебалансний збуджувач коливань; 8 – повідкові важелі.

Конструкція короба і рами складається з бокових стінок та жорстко з'єднаних з ними поперечних балок. Поперечні балки 5 короба і рами 4 розташовані в одній площині і служать опорами нижнього еластичного сита. При роботі грохота рама відносно короба здійснює маятникові коливання у напрямку перпендикулярному важелям.

Внаслідок цього ділянки еластичного сита, що розташовані між рейками короба і рами, поперемінно натягуються або провисають, тобто піддаються по черзі пружним деформаціям вигину та розтягання. При цьому короб робить спрямовані уздовж важелів коливання, що забезпечує працездатність верхнього металевого сита, яке жорстко закріплено у коробі грохота.

Еластичне сито грохота при пружних циклічних деформаціях надає шару матеріалу значне прискорення (до 30 g), що сприяє його інтенсивному розпушенню, очищенню чарунок просіювальної поверхні, руйнуванню грудок злиплого вугільного дріб'язку й інтенсифікації процесу грохочення вологих матеріалів, які важко класифікуються.

Технічна характеристика грохота ГЕДП наведена у додатку А.

Грохот з гнучким ситом (рис. 1.20) конструктивно подібний до грохота з еластичною пружно-деформованою просіювальною поверхнею.

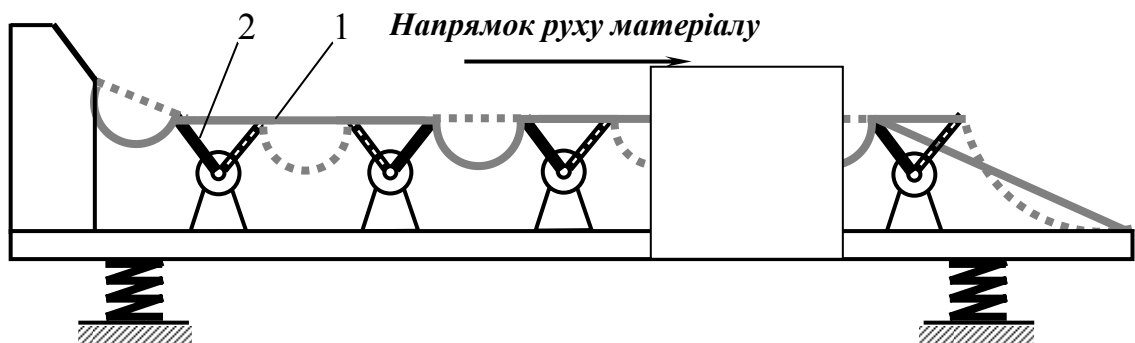


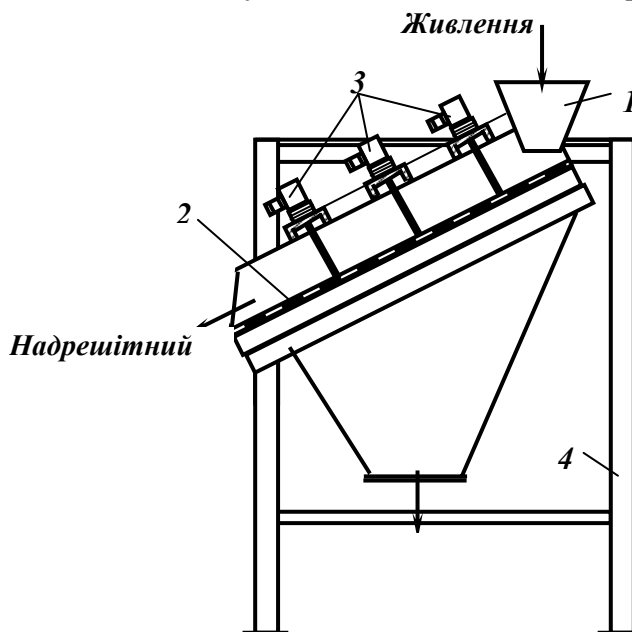
Рис. 1. 20 – Грохот з гнучким ситом.
1 – еластичне сито; 2 – важелі.

Усе сито по довжині поділено на декілька ділянок, які зістиковані на планках. Кожна з планок закріплена на кінцях важелів здатних повертатись на своїх осях. Парні важелі з'єднуються між собою одним спільним спарником, непарні – другим. Спарники приводяться у зворотно-поступальний рух від кривошипно-шатунного механізму таким чином, що вони завжди переміщуються у протилежні сторони. В результаті парні і непарні важелі поперемінно зближаються і розходяться, а відповідні ділянки сита провисають і розтягуються, що приводить до самоочищення чарунок сита й інтенсифікації процесу розсіву.

Грохот з місцевими вібраціями сита (рис. 1.21) – є плоским похилим грохотом з нерухомим коробом. Ткане сито жорстко закріплюється по усьому периметру і одержує примусові коливання у декількох точках посередині.

Грохот з місцевими вібраціями сита (рис. 1.21) – є плоским похилим грохотом з нерухомим коробом. Ткане сито жорстко закріплюється по усьому периметру і одержує примусові коливання у декількох точках посередині.

Рис. 1.21 – Грохот з електромагнітними вібробуджувачами.
 1 – бункер;
 2 – сито;
 3 – вібробуджувачі;
 4 – рама.



До сита прикріплені штики електромагнітних вібробуджувачів, які встановлені на поперечних балках грохота. Грохоти цього типу застосовуються для розсіву тонких і особливо тонких матеріалів (напр., калійних солей).

1.4.4 Барабанні і циліндричні грохоти

Барабанні і циліндричні грохоти (ГБ і ГЦЛ) застосовують в операціях попереднього грохочення корисних копалин, промивання легко- і середньопромивних руд, промивання і сортування щебеню, для вловлювання скрапу і крупних грудок руди зі зливу млинів.

Барабанні грохоти в залежності від форми барабана можуть бути циліндричними (рис. 1.22 *а*) або конічними (рис. 1.22 *б*).

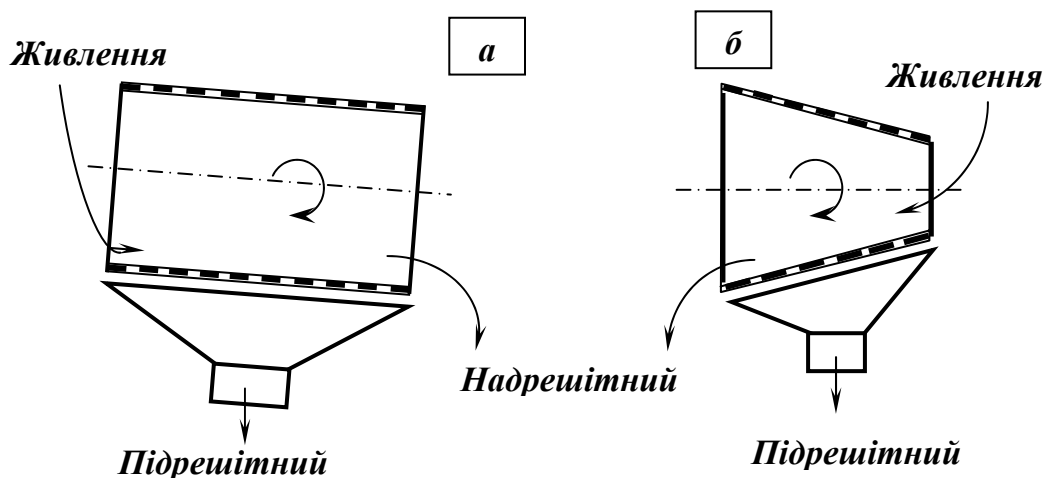


Рис. 1.22 – Схеми барабанних грохотів.
а – циліндричний; *б* – конічний.

Бічна (просіювальна) поверхня барабана може бути утворена перфорованими сталевими листами, сіткою або багатозахідною спіраллю. Вісь циліндричного барабана нахилена до горизонту під кутом від 1 до 14°, а вісь конічного – горизонтальна. Вихідний матеріал завантажується всередину барабана на верхньому кінці і внаслідок обертання та нахилу переміщується поздовж осі барабана. Рух матеріалу в барабанному грохоті схематично показаний на рис. 1.23. Під дією сили тертя матеріал захоплюється внутрішньою поверхнею обертового барабана і потім скочується вниз. Скочування матеріалу відбувається під певним кутом до його площини обертання, що є наслідком нахилу осі барабана. Таким чином матеріал просувається вниз уздовж осі барабана. Далі цикл повторюється і матеріал рухається по зигзагоподібній лінії. При переміщенні матеріалу по просіювальній поверхні дрібні класи провалюються через отвори, крупні – вивантажуються з барабана на нижньому кінці.

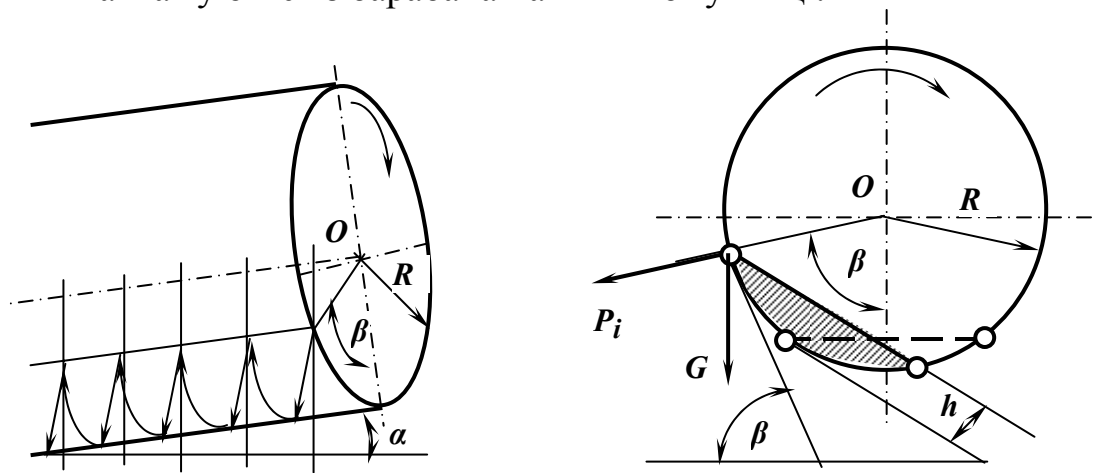


Рис. 1.23 – Схема руху матеріалу в барабанному грохоті.

P_i – відцентрова сила інерції; G – маса частинки; h – товщина шару матеріалу; α – кут нахилу грохота; β – кут підйому матеріалу.

Частота обертання барабана обмежена, тому що при великих частотах відцентрова сила притискає матеріал до робочої поверхні і грохочення стає неможливим. Критична частота, при якій шар матеріалу притискується до поверхні барабана і обертається разом з барабаном, визначається за формулою:

$$n_{кр} = 30 / R^{0,5}, \text{ хв}^{-1}, \quad (1.25)$$

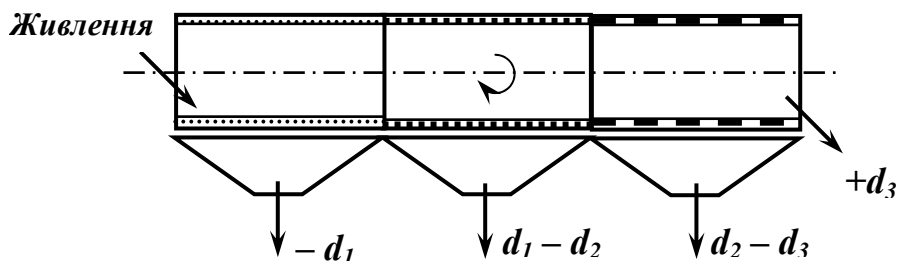
де $n_{кр}$ – критична частота обертання, хв^{-1} ; R – радіус барабана, м.

Частота обертання барабанних грохотів звичайно вибирається менше критичної – в межах $0,25 - 0,5 n_{кр}$.

Барабанні грохоти виготовляють також для розділення матеріалу на декілька класів. При цьому сито барабана збирається з декількох секцій, розміри отворів яких збільшуються в напрямку до розвантажувального кінця (рис. 1.24 а). Друге конструктивне рішення передбачає розташування

сит у вигляді концентричних кіл (рис. 1.24 б), розміри отворів сит зменшуються від центру до периферії. Можливі комбінації з використанням двох конструктивних рішень.

а



б

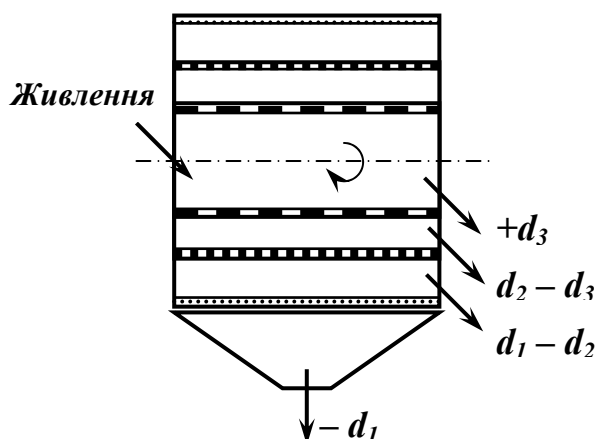


Рис. 1.24 – Розташування сит на барабанному грохоті.

а – послідовне; б – концентричне.

Застосовуються також призматичні барабанні грохоти – *бурати*, робоча поверхня яких складається з шести або восьми плоских сит, що створюють бокову поверхню у формі призми або зрізаної піраміди.

Конічні барабанні грохоти – *бутари* застосовуються в основному у циклах подрібнення (вловлювання скрапу і крупних грудок руди зі зливу млинів) і промивки (промивання легко- і середньопромивних руд, а також відділення шламів від дезінтегрованого в скруберах матеріалу).

Різновидом барабанних грохотів є *циліндричний грохот*, що використовується в операціях попереднього грохочення вугілля. Робоча поверхня грохота являє собою багатозахідну спіраль з витками, що мають Т-подібну форму. Відстань між витками може бути 50, 70 і 100 мм залежно від необхідної крупності підрешітного продукту.

Барабанні грохоти прості за конструкцією і надійні в експлуатації. Основні їх недоліки – крихке подрібнення матеріалу в процесі грохочення, громіздкість та мала ефективність грохочення.

Технічні характеристики барабанних грохотів наведені у додатку А.

1.4.5 Вібраційні грохоти

Резонансні грохоти (ГРЛ, ГРД) характеризуються наявністю пружних з'єднань короба з приводом і рамою, а також установкою рами на амортизатори.

В резонансних грохотах використовується явище резонансу – збіг власних і змущених коливань. Завдяки резонансу збільшується амплітуда коливань (до 10 мм), що приводить до збільшення ефективності грохочення і зменшення витрати електроенергії.

Резонансний грохот ГРЛ зі зрівнювальною рамою (рис. 1.25 а) складається з горизонтального короба **1** з ситами і масивної рухомої рами **2** зв'язаних між собою пружними елементами **3** і **4**. Рама обпирається на перекриття фабрики через пружні (гумові) віброізолятори **5**, завдяки чому вона може вібрувати. На рамі змонтований ексцентриковий привідний механізм **6** з пружним шатуном **7**.

Резонансний грохот ГРД з двома коробами (рис. 1.25 б) являє собою безрамну конструкцію. Він складається з двох горизонтально розташованих коробів – верхнього **1** і нижнього **9** з'єднаних між собою блокувальними шарнірами **8**. Короби грохота підвішуються на похилих шарнірних або пружних підвісках. Рух коробам передається від ексцентрикового привідного механізму **6** з пружним шатуном **7**. В наслідок наявності пружних елементів в шатуні і опорах коробів амплітуда їхніх коливань може змінюватись під час роботи грохота.

Принцип дії резонансних грохотів пояснюється схемою на рис. 1.26.

Горизонтальні короби з ситами підвішені один над одним до нерухомої рами або підтримуючих конструкцій. Рух верхньому коробу **1** передається від ексцентрикового вала **5** через шатуни **3** і пружини **4**.

Нижній короб **2** отримує коливання від верхнього короба **1** завдяки пружинам **6**, які зв'язані з обома коробами. Таким чином, в коливаннях беруть участь дві маси – верхній короб M_1 і нижній короб M_2 . При обертанні ексцентрикового вала **5** відбувається деформація пружного елемента привода – пружини **4** шатуна.

Сила пружності цього елемента змінюється за синусоїдальним законом і спричиняє змущені коливання верхнього короба, які у свою чергу спричиняють змущені коливання нижнього короба. При обертанні ексцентрикового вала короби одержують прямолінійні коливання під кутом 35° , спрямовані у протилежні сторони. Завдяки спрямованим коливанням короба здійснюється транспортування матеріалу по горизонтальній поверхні сит.

Основні недоліки резонансних грохотів: велика металоємність і складність конструкції. З цих причин вони, не дивлячись на їхню високу ефективність і універсальність застосування, були зняті з виробництва.

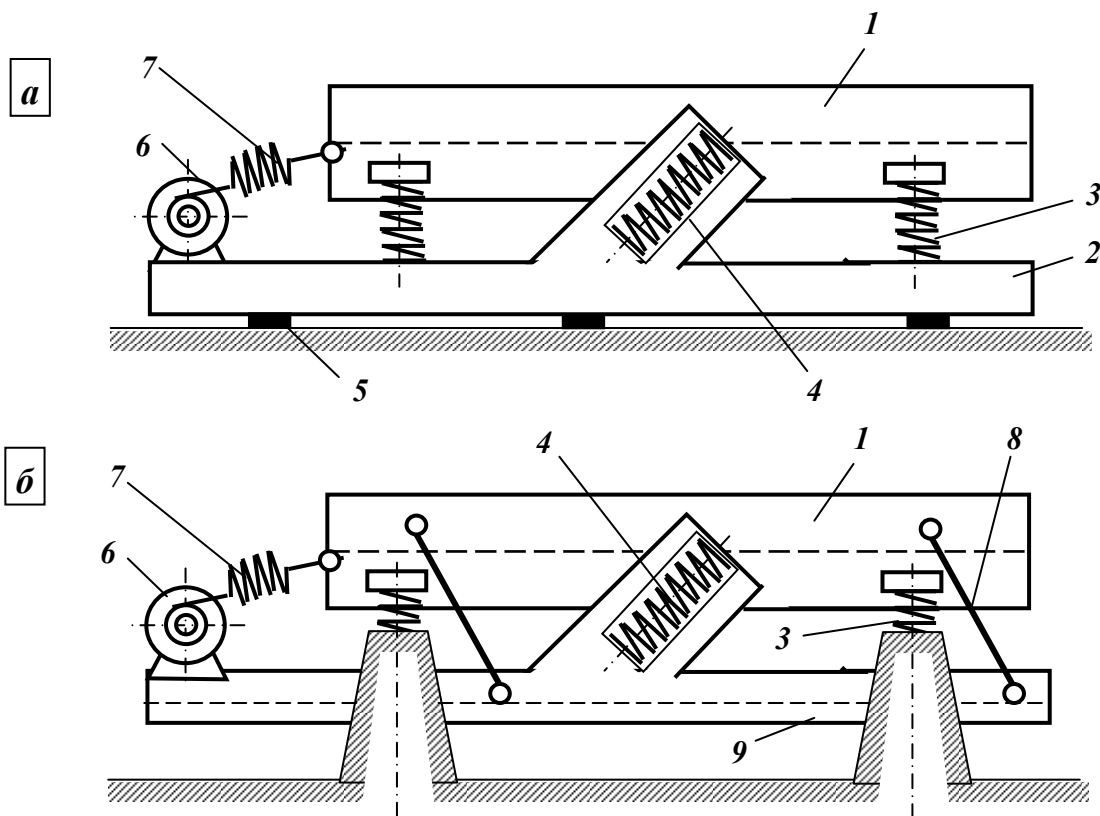


Рис. 1.25 – Схема резонансного грохота.

а – зі зрівнювальною рамою; *б* – з двома коробами.

1,9 – короб; 2 – рама; 3, 4 – пружні елементи; 5 – віброізолятори; 6 – привідний механізм; 7 – пружний шатун; 8 – блок-шарніри.

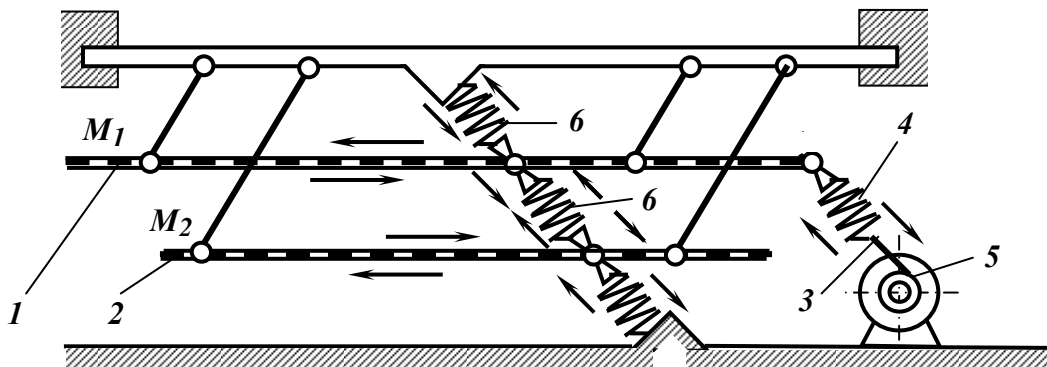


Рис. 1.26 – Принцип дії резонансних грохотів.

Інерційні та інерційно-самобалансні грохоти (ГІЛ, ГІС, ГІТ і ГІСЛ, ГІСТ) на збагачувальних фабриках використовують для попереднього і перевірного грохочення, зневоднення і знешамлювання, тонкої сухої і мокрої класифікації, промивки, відділення суспензії і відмивки обважнювача, розділення концентрату на товарні продукти.

Інерційний грохот (рис. 1.27) складається з похило розташованого короба *1* з просіювальними поверхнями *2*, інерційного віброзбуджувача *3*, пружинних опор *4* (або підвісок) і електродвигуна *5*.

Вібробуджувач являє собою вал **6** з дебалансами **7**, підшипники якого закріплені у коробі. Вісь підшипників вібробуджувача проходить через центр ваги короба (разом з матеріалом на ситі), тому при обертанні вала всі точки короба рухаються поступально і описують кругові траєкторії у вертикальних площинах, перпендикулярних до розташування сита. Кругові коливання короба здійснюються за рахунок взаємодії двох обертальних мас: одна з них – короб грохота, інша – дебалансні вантажі.

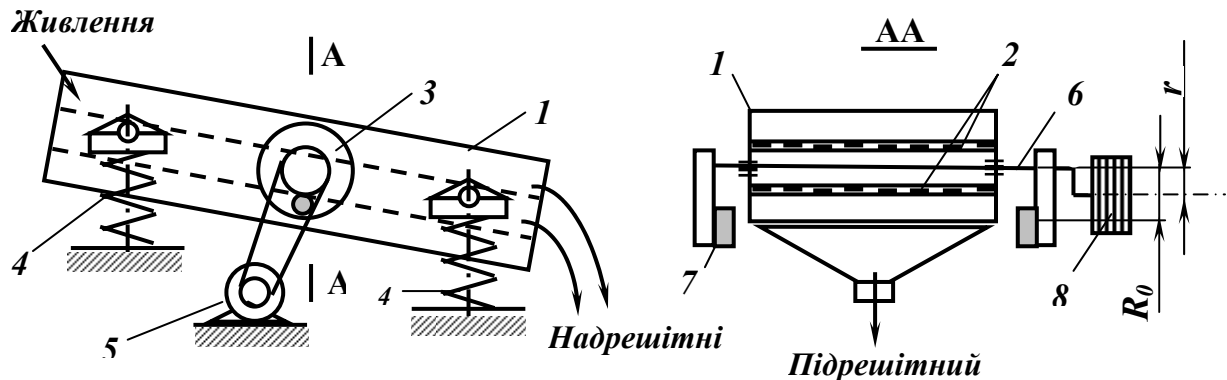


Рис. 1.27 – Схема інерційного грохота:

1 – короб; 2 – просіювальні поверхні; 3 – вібробуджувач; 4 – пружинні опори; 5 – електродвигун; 6 – вал; 7 – дебаланси; 8 – шків

Дебалансні вантажі вибираються таким чином, щоб їхня відцентрова сила інерції урівноважувала відцентрову силу, яку розвиває короб грохота при обертанні на радіусі рівному ексцентриситету:

$$Me = 2mr, \quad (1.26)$$

де M – маса короба грохота з навантаженням; e – ексцентриситет вала; m – маса дебалансів; r – відстань від центра ваги дебалансних вантажів до осі обертання. При умові рівності моментів обертання амплітуда a коливань короба визначається за формулою:

$$a = r = R_0 m / M, \text{ мм}, \quad (1.27)$$

де R_0 – відстань від осі обертання до центра ваги дебалансів, мм.

При цьому просіювальна поверхня здійснює коливання і матеріал струшується та розпушується. Кут нахилу сит грохота до горизонту складає $10 - 25^\circ$. Завдяки коливанням та похилому розташуванню сита матеріал рухається по ньому до розвантажувального кінця, просіваючись через отвори.

Зміна амплітуди коливань короба може бути здійснено зміною маси дебалансів або зміною їхньої відстані від центру ваги.

Максимальні амплітуди коливань короба при резонансних режимах, які виникають при пуску і зупинці грохота, можуть досягати 8 – 10-кратної величини робочої амплітуди. Відповідно зростають й динамічні навантаження на деталі грохота та його опору. Тому резонансні коливання у даному випадку шкідливі, і чим вони коротші за тривалістю, чим менша їхня амплітуда, тим краще.

Для стабілізації роботи і зменшення резонансних коливань у деяких типах інерційних грохотів використовуються вібратори з самоустановлювальними дебалансами (рис. 1.28).

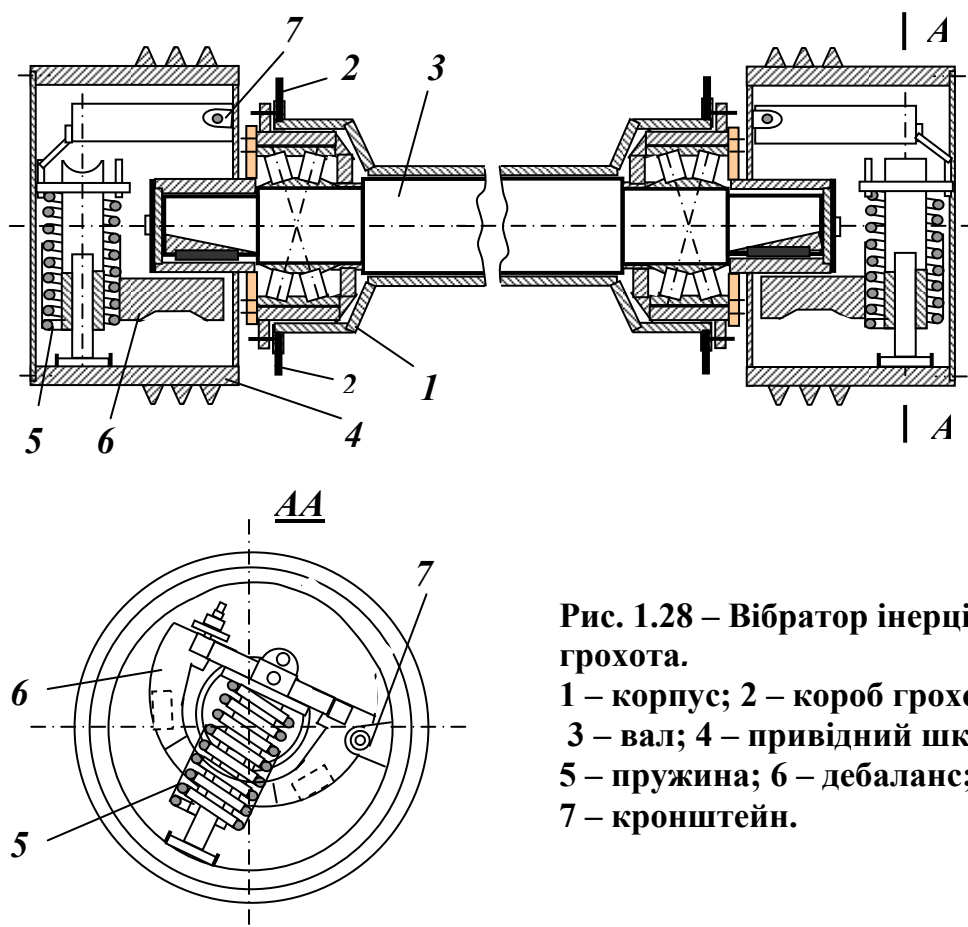


Рис. 1.28 – Вібратор інерційного грохота.

1 – корпус; 2 – короб грохота;
3 – вал; 4 – привідний шків;
5 – пружина; 6 – дебаланс;
7 – кронштейн.

Конструктивні особливості вібратора з самоустановлювальними дебалансами: в трубчастому корпусі *1*, що жорстко прикріплений до короба *2*, розташований вал *3*, на дві кінцеві шийки якого ексцентрично насаджені привідні шківів *4*.

Усередині шківів змонтовані дебаланси *6*, які вільно висять на кронштейні *7* та опираються на пружину *5*. При запуску грохота в початковий момент дебалансні вантажі утримуються в нейтральному положенні пружинами *5* доти, поки вал вібратора не набере визначеної кутової швидкості. В подальшому дебаланси під дією відцентрової сили переборюють силу пружності пружин, відходять від центру обертання, притискаються до внутрішньої поверхні шківів і займають робоче положення. Автоматичне налагоджування машини на самоцентрувальний режим при зміні швидкості обертання ексцентрикового вала визначається в основному жорсткістю пружин.

Основним параметром інерційного грохота є його динамічна характеристика – добуток подвійного ексцентриситету $2e$ (м) на частоту обертання вала n (рад/с). Величина цього параметра впливає на продуктивність агрегата, ефективність його роботи, а також на здатність до самоочищення просіювальної поверхні. Для сучасних конструкцій значення $2en$ прийма-

ється рівним не менше 0,105. Інерційні грохоти випускають трьох типів в опорному і підвісному (рис. 1.29) виконанні:

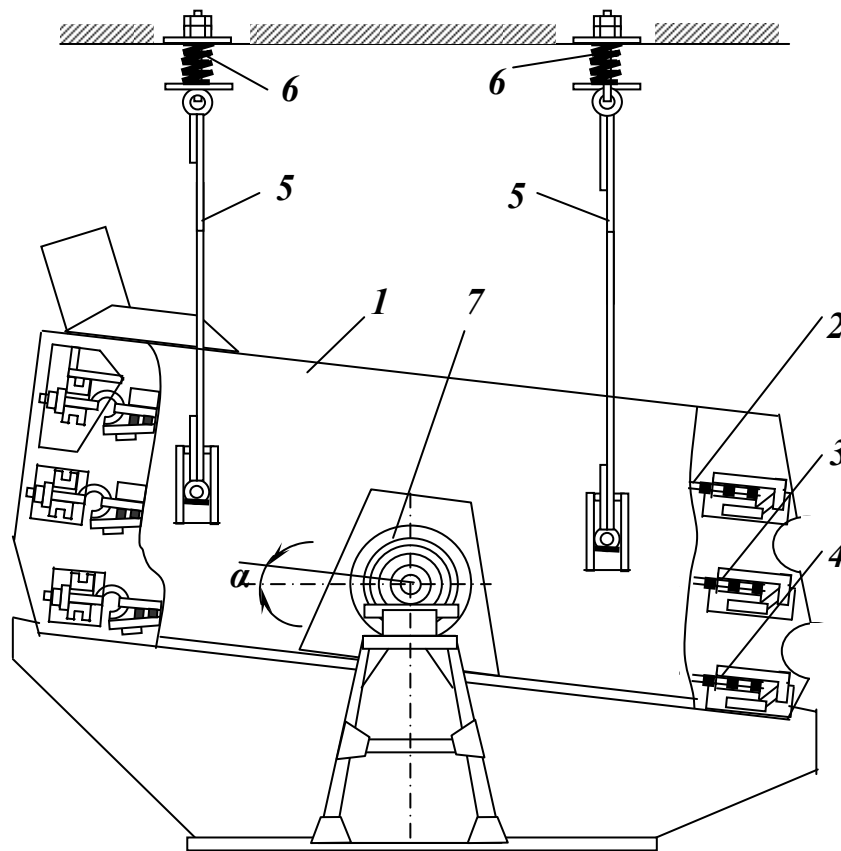


Рис. 1.29 – Грохот ГІЛ-43 у підвісному виконанні.

1 – короб; 2, 3, 4 – сита; 5 – підвіски; 6 – пружини; 7 – вібратор.

– грохоти легкого типу (ГІЛ) – для підготовчого і остаточного грохочення кам'яного вугілля, антрацитів та інших матеріалів з насипною густиною до 1 т/м^3 ;

– грохоти середнього типу (ГІС) – для грохочення нерудної сировини (в основному матеріалів з насипною густиною до $1,4 \text{ т/м}^3$);

– грохоти важкого типу (ГІТ) – для грохочення сировини і продуктів збагачення на фабриках чорної і кольорової металургії (в основному матеріалів з насипною густиною до $2,5 \text{ т/м}^3$).

Вібраційні грохоти з інерційним віброзбуджувачем мають просту конструкцію, легко регулюються і надійні в експлуатації. Застосування пружних опор або підвісок з пружинами невеликої жорсткості забезпечує значне зменшення динамічних навантажень на раму грохота і перекриття будівлі фабрики.

Технічні характеристики інерційних грохотів наведені у додатку А.

Інерційно-самобалансний грохот (рис. 1.30) складається з короба 1, встановленого горизонтально на чотирьох–шести амортизаторах (або пружинах) 2, самобалансного віброзбуджувача 3, закріпленого на коробі під кутом 45° до площини сита, і двох електродвигунів.

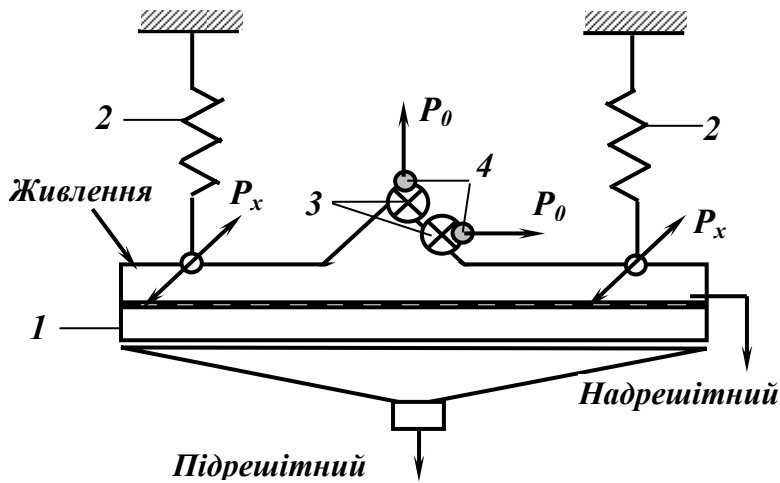


Рис. 1.30 – Схема інерційно-самобалансного грохота.
1 – корпус грохота;
2 – пружини;
3 – вібробудувач;
4 – дебаланси.

Самобалансний вібробудувач складається з корпусу, усередині якого на підшипниках кочення встановлені паралельно два вали з неврівноваженими масами (дебаланси) 4, що обертаються з однаковою частотою, але в протилежні сторони (рис. 1.31).

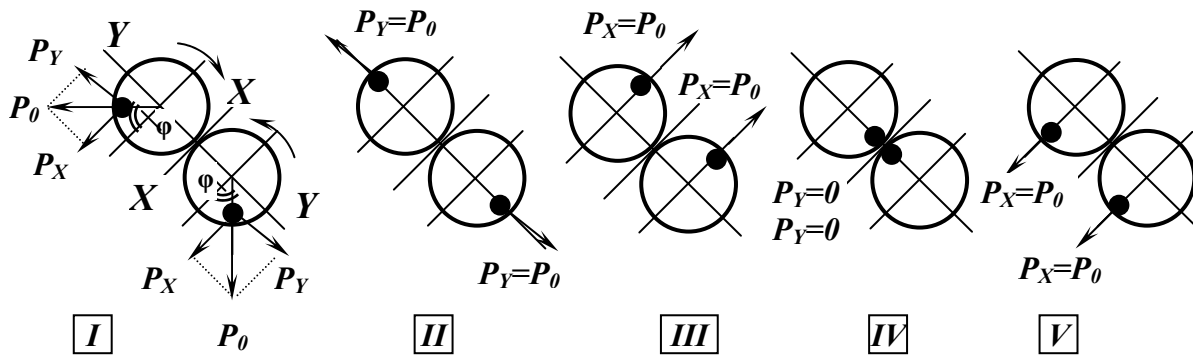


Рис. 1.31– Принцип дії самобалансного вібробудувача.

При будь-якому положенні вантажів дебалансів вібратора сили діють поздовж осі X . Складові відцентрової сили інерції, що діють вздовж осі Y , взаємно урівноважуються, так як вони рівні за величиною і протилежно спрямовані.

Якщо через φ позначити кут повороту вала кожного дебаланса, то рівнодіюча поздовж осі X буде:

$$2P_x = 2P_0 \cos \varphi = 2m\omega^2 R \cos \varphi, \quad (1.28)$$

де m – маса одного дебаланса, кг; ω – кутова швидкість обертання дебаланса, с^{-1} ; R – відстань центру ваги дебаланса до осі обертання, м; P_0 – відцентрова сила інерції:

$$P_0 = m\omega^2 R, \text{ Н.} \quad (1.29)$$

Рівнодіюча P_x сил інерції дебалансів P_0 змінюється за величиною від нуля до максимуму і за напрямком через кожні півоберта дебаланса.

Привод вібратора працює безпосередньо від двох електродвигунів через карданні вали, які обертаються у протилежних напрямках. Одночасність їх обертання досягається завдяки самосинхронізації.

Коливання короба під кутом 45° до площини сита забезпечує рух матеріалу до розвантажувального кінця сита з підкиданням й енергійним струшуванням. Якщо грохот працює в несприятливих умовах, кут нахилу короба може бути збільшений до 8° . При пересуванні матеріалу по просіювальній поверхні дрібні частинки проходять через отвори сита, а крупні сходять на розвантажувальному кінці грохота.

Жорсткість амортизаторів (пружин) підбирається таким чином, щоб на перекриття передавалися мінімальні динамічні зусилля при роботі грохота.

Режим роботи грохота частіше за все регулюють зміною кута нахилу короба, напрямку і частоти обертання вала вібратора. Значно рідше режим роботи грохота регулюється зміною маси дебаланса.

У коробі інерційних та інерційно-самобалансних грохотів може бути встановлено від одного до трьох сит.

Інерційні та інерційно-самобалансні грохоти характеризуються високою продуктивністю і ефективністю грохочення, простотою (технологічністю) у виготовленні і зручністю в експлуатації.

Технічні характеристики інерційно-самобалансних грохотів наведені у додатку А.

1.5 Технологія процесу грохочення

1.5.1 Технологічні показники процесу грохочення

Основними технологічними показниками процесу грохочення є: продуктивність грохота Q і ефективність грохочення E . Технологічний розрахунок грохотів зводиться до визначення необхідної площі просіювальної поверхні, а також необхідної ефективності грохочення при заданій продуктивності.

При проектуванні збагачувальних фабрик розміри грохотів вибирають за орієнтовними усередненими показниками їхньої продуктивності. За основу розрахунку приймається продуктивність по вихідному матеріалу на 1 м^3 площі сита при даному розмірі отворів. Конкретні умови грохочення ураховуються введенням ряду коефіцієнтів, що залежать від характеристики крупності вихідного матеріалу, ефективності грохочення, форми зерен, способу грохочення та ін.

Необхідну площу грохочення *колосникових грохотів* розраховують залежно від ширини щілини між колосниками і визначають за формулою:

$$F = Q / (q_o a \delta k)_{\text{м}^2}, \quad (1.30)$$

де Q – необхідна продуктивність, т/год; q_o – питома об’ємна продуктивність на 1 мм щілини (табл. 1.4), м³/год·м²; a – розмір щілини решітки грохота, мм; δ – насипна густина живлення, т/м³; k – коефіцієнт, що враховує ефективність грохочення.

Таблиця 1.4 – Питома об’ємна продуктивність колосникових грохотів

Ефективність грохочення, %	Питома об’ємна продуктивність q_o (м ³ /год·м ²) при ширині щілини решітки грохота (мм)					
	50	75	100	125	150	200
65 – 70	15	21	25	28	30	36
50 – 60	30	42	50	56	60	72

Після розрахунку необхідної площі колосникового грохота із співвідношення $L \geq 2B$ визначають довжину і ширину колосникової решітки. При цьому щоб уникнути зависання грудок матеріалу між бічними стінками грохота, мінімальна його ширина приймається в три рази більша від розміру максимальної грудки у вихідному матеріалі ($B \geq D_{\max}$). Крім того, при виборі ширини грохота необхідно враховувати конкретні умови завантаження колосникового грохота: при подачі корисної копалини з вагоноперекидача ширина грохота приймається рівною довжині вагона, при завантаженні пластинчастим живильником – ширині живильника.

Об’ємна продуктивність *дугових і конусних грохотів* по вихідній пульпі прямо пропорційна площі живого перетину та швидкості подачі пульпи і визначається за формулою:

$$Q = 160F_{ж}V, \text{ м}^3/\text{год}, \quad (1.31)$$

де $F_{ж}$ – площа живого перетину сита (коефіцієнт живого перетину щілинних сит дорівнює 0,3 – 0,4); V – швидкість пульпи на вході в апарат ($V = 3$ – 8 м/с).

Розмір щілинних отворів в ситах дугових і конусних грохотів залежить від крупності розділення (табл. 1. 5).

Таблиця 1.5 – Залежність розміру щілини сита від крупності розділення

Крупність розділення, мм	0,2	0,3	0,5	0,6	0,8	1,0	1,5	2,0	2,5	3,0
Ширина щілини сита, мм	0,6	0,7	1,0	1,1	1,4	1,6	2,2	2,5	3,0	3,2

Об’ємна продуктивність *барабанних грохотів* з штампованими або дрововими ситами може бути визначена за формулою:

$$Q = q_o F a \varphi, \text{ м}^3/\text{год} \quad (1.32)$$

де q_o – питома об’ємна продуктивність на 1 мм щілини сита, $\text{м}^3/\text{год} \cdot \text{м}^2$ (табл. 1.6); F – площа сита, м^2 ; a – розмір щілини сита грохота, мм; φ – коефіцієнт заповнення грохота ($\varphi = 0,15 - 0,25$).

Таблиця 1.6 – питома об’ємна продуктивність барабанних грохотів

Ефективність грохочення	E = 75 – 80 %	E = 50 – 60 %
Питома об’ємна продуктивність ($\text{м}^3/\text{год} \cdot \text{м}^2$) на 1 мм щілини сита	0,2 – 0,6	0,8 – 1,5

Продуктивність *циліндричних грохотів* зі спіральною просіювальною поверхнею (ГЦЛ) рекомендується визначати за емпіричною формулою:

$$Q = 470 k_a \delta \varphi n s D^2, \text{ т/год}, \quad (1.33)$$

де k_a – коефіцієнт, що враховує ширину щілин просіювальної поверхні (табл. 1.7), δ – насипна густина живлення, $\text{т}/\text{м}^3$; φ – коефіцієнт заповнення грохота ($\varphi = 0,15 - 0,25$); частота обертання просіювальної поверхні, хв^{-1} ; s – крок спіралі, м; D – діаметр циліндра, м.

Таблиця 1.7 – Значення поправкового коефіцієнта, що враховує ширину щілин просіювальної поверхні

Ширина щілини, мм	50	75	100	125	150	200	250
Значення коефіцієнта k_a	1,00	1,33	1,42	1,73	1,83	2,00	2,13

Продуктивність *інерційних грохотів*, що працюють в режимі сухого грохочення, може бути визначена за формулою:

$$Q_o = F \cdot q \cdot \delta \cdot k \cdot l \cdot m \cdot n \cdot o \cdot p, \quad (1.34)$$

де F – робоча поверхня грохота, м^2 ; q – питома продуктивність грохота, $\text{м}^3/\text{год} \cdot \text{м}^2$ (табл. 1.8); δ – насипна густина матеріалу, $\text{кг}/\text{м}^3$; k – поправковий коефіцієнт на вміст у початковому матеріалі частинок розміром менше половини розміру отворів сита; l – поправковий коефіцієнт на вміст у початковому живленні частинок більше розміру отвору сита; m – поправковий коефіцієнт на ефективність грохочення; n – поправковий коефіцієнт на форму зерен; o – поправковий коефіцієнт на вологість матеріалу; p – поправковий коефіцієнт на спосіб грохочення (сухе або мокре).

Таблиця 1.8 – Питома продуктивність інерційних грохотів при сухому грохоченні

Розмір отвору сит, мм	1	3	6	13	25	50	75	100	150	200
Питома продуктивність, м ³ /год·м ²	4,0	7,5	13	22	31	42	55	63	90	110

При мокрому розсіві матеріалу на ситах з розмірами отворів до 25 мм питому продуктивність слід збільшити в 1,5 – 2 рази.

Значення поправкових коефіцієнтів наведено в табл. 1.9.

Вираз (1.34) внаслідок великої кількості емпіричних коефіцієнтів складно застосовувати для розрахунку в реальних умовах, але на якісному рівні він відображає практично усі фактори, від яких залежить продуктивність грохота.

Продуктивність багатоярусних грохотів розраховується окремо для кожного сита. Внаслідок неповного використання сит нижніх ярусів їхня ефективна площа приймається з урахуванням коефіцієнта використання:

для II-го сита $i_2 = 0,9$; для III-го сита $i_3 = 0,6$ (для I-го сита $i_1 = 1,0$).

Залежно від типу сита вводиться поправка на форму його отворів (табл. 1.10).

В практичних умовах розрахунок продуктивності грохота (по одному сити) може бути з достатньою точністю виконаний за формулою:

$$Q = q \delta F, \text{ т/год} \quad (1.35)$$

Ефективність грохочення характеризує повноту відсівання нижнього класу (матеріалу, дрібнішого від розміру отворів сит) у підрешітний продукт. Ефективністю грохочення називається виражене у відсотках або частках одиниці відношення маси підрешітного продукту (Q_n) до маси нижнього класу у вихідному матеріалі ($Q_{нк}$):

$$E = 100 Q_n / Q_{іе}, \%, \quad (1.36)$$

Ефективність грохочення може бути отримана за іншою формулою в залежності від вмісту нижнього класу в продуктах грохочення:

$$E = \frac{(\alpha - \beta)(\vartheta - \alpha) \cdot 10^4}{\alpha(100 - \alpha)(\vartheta - \beta)}, \%, \quad (1.37)$$

де α – вміст нижнього класу у вихідному живленні грохота, % ; β – вміст нижнього класу в надрешітному продукті, % ; ϑ – вміст нижнього класу в підрешітному продукті, % .

З достатньою точністю можна вважати, що підрешітний продукт складається тільки з нижнього класу ($\beta = 100$ %). Тоді одержуємо:

$$A = \frac{\alpha - \beta}{\alpha \cdot (100 - \beta)} \cdot 10^4, \% . \quad (1.38)$$

Таблиця 1.9 – Поправкові коефіцієнти для розрахунку продуктивності інерційних грохотів

Показники	Умови грохочення і чисельні значення коефіцієнтів										
	10	20	30	40	50	60	70	75	80	90	
Вміст у вихідному матеріалі дріб'язку (частин дрібніше половини розміру отвору сита), %	0,7	0,8	0,9	1,0	1,2	1,4	1,6	1,7	1,8	2,0	
Значення коефіцієнта <i>k</i>											
Вміст у вихідному матеріалі крупних зерен (частинок крупніше розміру отвору сита), %	10	20	25	30	40	50	60	70	80	90	
Значення коефіцієнта <i>l</i>	0,94	0,97	1,00	1,03	1,09	1,18	1,32	1,55	2,00	3,36	
Ефективність грохочення, %	80	85	87,5	90	92	93	94	95	96	98	
Значення коефіцієнта <i>m</i>	1,45	1,28	1,20	1,11	1,00	0,95	0,89	0,80	0,67	0,44	
Форма зерен	Дроблений матеріал (крім вугілля)							Зерна округлої форми (напр., морська галька)			Вугілля
Значення коефіцієнта <i>n</i>	1,00							1,25			1,50
Вологість матеріалу	Сухий							Вологий			Матеріал, що грудкується
Значення коефіцієнта <i>o</i> при розмірі отворів сит:	1 1							0,75 – 0,85 0,9 – 1,0			0,2 – 0,6 0,9 – 1,0
Спосіб грохочення	Сухе							Мокре			
Значення коефіцієнта <i>p</i> при розмірі отворів сит:	1 1							1,25 – 1,4 1			

Таблиця 1.10 – Значення поправкового коефіцієнта на форму отворів сит

Сито	Дронове		Штамповане		З гуми або поліуретану		Струнне
Форма отворів сит	Квадратна	Прямокутна	Квадратна	Кругла	Щілинна	Спеціальна	Поперечне розташування струн
Коефіцієнт k_{ϕ}	1,0	1,2	0,85	0,7	1,3	1,4	1,8

Між продуктивністю і ефективністю існує зворотна залежність: якщо перша зростає, то друга, за інших рівних умов, знижується.

1.5.2 Кінетика процесу грохочення

Ефективність грохочення залежить від ряду технологічних і механічних факторів: гранулометричного складу, форми зерен та вологості матеріалу, що надходить на грохочення, співвідношення середнього діаметра зерен просіюваного матеріалу та діаметра отворів сита, конструкції грохота, товщини шару матеріалу на грохоті (навантаження грохота), режиму його роботи та ін.

Однак, незважаючи на розходження в технологічних і механічних параметрах при грохоченні сипкого матеріалу, спостерігається загальна для усіх випадків залежність ефективності грохочення від тривалості розсіву: в перші проміжки часу ефективність грохочення росте дуже швидко, а потім її ріст сповільнюється (рис. 1.32). Такий характер залежності ефективності грохочення від тривалості розсіву пояснюється тим, що в перші проміжки часу кризь сито проходять «легкі» зерна.

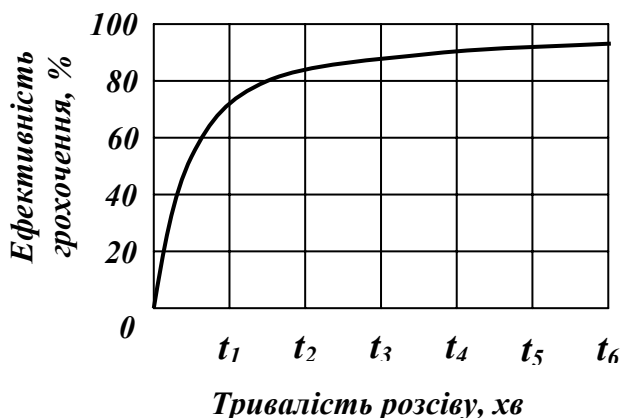


Рис. 1.32 – Залежність ефективності грохочення від тривалості розсіву.

В подальші моменти часу на ситі «легких» зерен залишається все менше й менше, а залишаються «важкі» зерна, які вимагають тривалого

часу для проходження крізь отвори сита. Крім того, в ході розсіву в матеріалі, що залишився на ситі, зростає вміст «утруднюючих» зерен, які заважають отвори сита і перешкоджають проходженню крізь них матеріалу. Чим менше у вихідному матеріалі «важких» і «утруднюючих» зерен, тим легше його грохочення і тим вище ефективність грохочення.

Залежність ефективності грохочення від тривалості розсіву має експоненціальний характер і може бути визначена за формулою:

$$E = 1 - \exp(-kt^n), \quad (1.39)$$

де E – ефективність грохочення в момент часу t , частки од.; t – тривалість розсіву, с; k, n – параметри грохочення, які залежать від гранулометричної характеристики вихідного матеріалу, його вологості, вмісту «важких» зерен, режиму роботи грохота та ін.

Після двократного логарифмування рівняння (1.43) має вид:

$$\ln \ln \frac{1}{1-E} = n \ln t + \ln k, \quad (1.40)$$

Залежність ефективності грохочення від тривалості розсіву в системі координат $\ln \ln \frac{1}{1-E}, \ln t$ зображується прямою лінією з кутовим коефіцієнтом n (рис. 1.33).

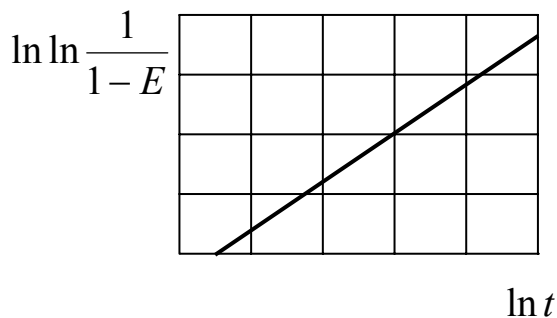


Рис. 1.33 – Залежність ефективності грохочення від тривалості розсіву в системі координат $\ln \ln[1/(1-E)], \ln t$.

Якщо швидкість V переміщення матеріалу по сити грохота не буде змінюватись по його довжині L , то тривалість грохочення можна описати як $t = L/V$. Тоді формула (1.39) залежності ефективності грохочення від тривалості прийме вигляд:

$$E = 1 - \exp[-k(L/V)]. \quad (1.41)$$

Аналіз рівнянь (1.39) і (1.41) показує, що зі збільшенням навантаження на грохот ефективність грохочення зменшується.

Зі збільшенням навантаження на грохот ефективність знижується, спочатку – повільно, потім – дуже швидко. Це пов'язано з тим, що шар матеріалу на ситі, досягає такої товщини, що за час його просування не відбувається необхідного розшарування і майже весь матеріал сходить з грохота у вигляді надрешітного продукту, тобто грохот перетворюється в транспортний пристрій. Таким чином, висота шару матеріалу на ситі грохота визначається навантаженням по вихідному матеріалу. Чим більше навантаження, тим більше висота шару матеріалу й тим нижче ефективність грохочення, тому що нижньому класу важче пройти до сита крізь товстий шар матеріалу. При зменшенні навантаження нижче деякої межі ефективність грохочення також знижується, тому що при недовантаженні грохота рух матеріалу по грохоту приймає стрибкоподібний характер і число зіткнень зерен з ситом зменшується.

Залежність ефективності грохочення від навантаження визначається багатьма факторами: характеристикою крупності і вологості матеріалу, наявності у ньому «важких» і «утруднюючих» зерен, розміру отворів сит, довжини і кута нахилу короба грохота.

На практики регулювання ефективності грохочення здійснюють зміною кута нахилу сит, розміру та форми їхніх отворів, зміною режиму роботи грохота (амплітуда і частота), зміною витрати води в операцію грохочення.

1.5.3 Фактори, що впливають на процес грохочення

Основні технологічні показники процесу грохочення – *продуктивність грохота* і *ефективність процесу грохочення* залежать від багатьох факторів, які можна розділити на дві групи:

- фактори, що залежать від фізико-механічних властивостей вихідного матеріалу (гранулометричний склад матеріалу, його густина і вологість, вміст і склад глинистих домішок);
- конструктивно-механічні фактори грохота (спосіб грохочення, рівномірність живлення, форма і розмір отворів просіювальної поверхні, кут нахилу короба, амплітуда і частота коливань).

Вплив гранулометричного складу. Просівання зерен нижнього класу сипкого матеріалу крізь сито складається з двох стадій: по-перше, зерна нижнього класу повинні пройти крізь шар зерен матеріалу, щоб досягти поверхні сита; по-друге, зерна нижнього класу повинні пройти крізь отвори сита. Здійсненню цих двох стадій відділення нижнього класу сприяє рух короба грохота. Коливання короба приводять матеріал в розпушений стан, звільняють отвори сита від зерен, що застряють, а також сприяють сегрегації (крупні зерна переходять у верхній шар, дрібні зерна – в нижній). Дрібні зерна легко проходять крізь отвори сита, але зерна близькі за розміром мають певні утруднення.

Практика грохочення показала, що зерна з діаметрами менше $\frac{3}{4}$ діаметра отворів сита легко проходять в проміжках між крупними зернами, досягають просіювальної поверхні і негайно провалюються крізь отвори. Такі зерна відносно процесу грохочення називають «легкими» ($d_n < 0,75d_o$). Зерна крупніше $\frac{3}{4}$ діаметра отворів сита важко проходять в проміжках між крупними зернами і крізь отвори сита. Трудність проходження зростає по мірі приближення розміру зерен до величини розміру отвору сита. Такі зерна відносно процесу грохочення називають «важкими» ($0,75d_o < d_g < d_o$). Зерна, діаметр яких більше 1,5 діаметра отворів сита, суттєво не впливають на переміщення «легких» і «важких» зерен до просіювальної поверхні ($d_n > 1,5d_o$). Але якщо нижній шар матеріалу на ситі складається з зерен, що мають розмір від 1 до 1,5 діаметра отворів сита, процес проникнення «важких» зерен до просіювальної поверхні утруднюється і, крім того, ці зерна забивають отвори сита. При цьому зменшується площа живого перетину сита і знижується якість грохочення. Такі зерна відносно процесу грохочення називають «утруднюючими» ($d_o < d_y < 1,5d_o$).

Зі зменшенням вмісту в матеріалі «важких» і «утруднюючих» зерен ефективність процесу грохочення при інших рівних умовах підвищується.

Вологість вихідного матеріалу. Вода, що знаходиться в порах і тріщинах зерен, а також хімічно зв'язана на процес грохочення не впливає. Для грохочення має значення вміст зовнішньої вологи, яка вкриває поверхню зерен матеріалу плівкою. Зовнішня волога спричиняє злипання дрібних частинок між собою, налипання їх на великі грудки та замазування отворів сит. Наявність в матеріалі глини навіть при малій вологості значно утруднює процес грохочення. При грохоченні глинистих та в'язких матеріалів приймають спеціальні заходи: перед грохоченням глину відмивають або матеріал підсушують; застосовують мокре грохочення або підогрів сит.

Конкретні дані про вплив вологості на процес грохочення даного матеріалу можна отримати тільки на основі експериментальних робіт. Так, у разі грохочення кам'яного вугілля його розсів сильно утруднюється при вологості понад 6 %. Особливо сильно впливає вологість матеріалу при грохоченні дрібних класів на ситах з невеликими отворами (0,5; 6; 13 мм). Дрібні класи мають найбільшу вологість внаслідок їх порівняно великої питомої поверхні. Зовнішня волога в матеріалі, а також наявність глинистої компоненти спричиняє злипання дрібних частинок між собою, налипання їх на великі грудки і замазування отворів сит в'язким матеріалом. Все це перешкоджає розшаруванню матеріалу за крупністю на ситі і утруднює проходження дрібних зерен через отвори, внаслідок чого вони залишаються в надрешітному продукті. При певному граничному вмісті вологи (8 – 12%), який залежить від властивостей матеріалу і розміру отворів сита, ефективність грохочення різко падає (рис. 1.34).

Зі збільшенням вологості матеріалу понад 12% рухливість зерен зростає і поступово настають умови для *мокрого грохочення*, тобто

грохочення матеріалу з водою, яке і застосовують для обводнених продуктів.

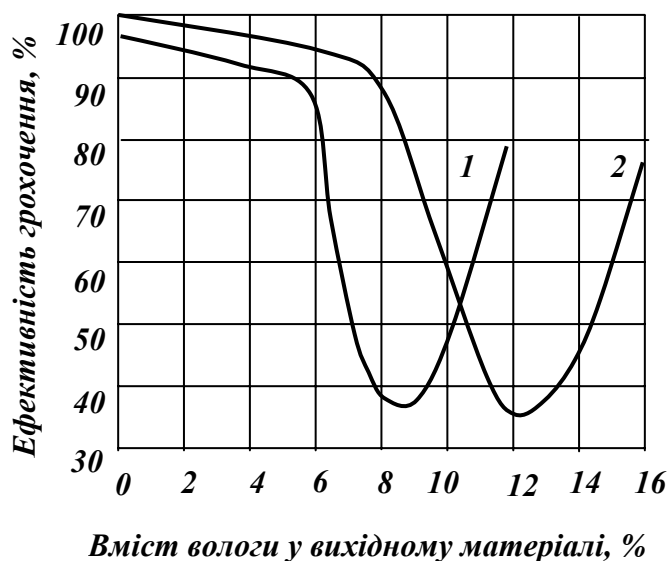


Рис. 1.34 – Залежність ефективності грохочення від вологості матеріалу.
1 – невологоємний матеріал;
2 – вологоємний матеріал.

Витрати води при мокрому грохоченні складають 1 – 3 м³/т в залежності від вмісту глинистих домішок, дріб'язку й пилу, які необхідно видалити у підрешітний продукт. Застосування мокрого грохочення переважніше, ніж сухого, тому що воно ефективніше і, крім того, сприяє зниженню запилення виробничих приміщень.

Розміри поверхні грохочення. Продуктивність грохота майже прямо пропорційна ширині сита. Збільшення довжини підвищує імовірність проходження частинок крізь сито, збільшуючи ефективність грохочення. Довжина сита повинна бути у 2 – 3 рази більша від ширини сита.

Насипна густина і форма зерен. Продуктивність грохочення зростає по мірі збільшення насипної густини і наближення форми частинок до кулястої. Крім того, насипна густина матеріалів, які піддають розсіву, визначає вибір типу грохота: легкого ($\delta \leq 1,4$ т/м³), середнього ($\delta \leq 1,8$ т/м³) або важкого ($\delta \leq 2,8$ т/м³).

Форма отворів сита. У практиці грохочення застосовуються просіювальні поверхні з квадратними, щілинними, прямокутними і круглими отворами. Вибір форми отвору залежить від вимог до крупності продуктів грохочення і продуктивності грохота.

Круглі отвори в порівнянні з іншими формами того ж номінального розміру дозволяють отримати більш дрібний підрешітний продукт. Вважають, що максимальний розмір зерен, які проходять крізь квадратні отвори в 1,2 рази, а крізь прямокутні – в 1,4 рази більше максимального розміру зерен, які проходять крізь круглі отвори. При цьому найбільш широко використовуються сита з отворами квадратної форми внаслідок їх легкого виготовлення. Однак щілинні і прямокутні отвори мають переваги більшого живого перетину, меншої схильності до забивання. Для

перфорованих поверхонь часто використовують круглі отвори, оскільки вони дають найбільш точне розділення.

Кут нахилу просіювальної поверхні. Кут нахилу просіювальної поверхні впливає на розмір зерна, що вільно проходить крізь отвори сита (рис. 1.35).

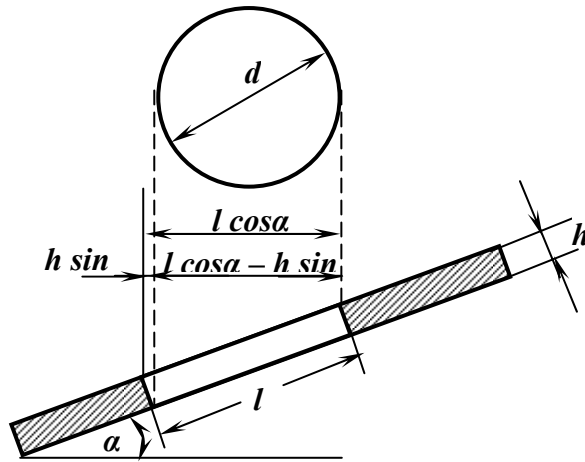


Рис. 1.35 – Проходження зерна скрізь отвір похилого решета.

Діаметр зерна, що вільно проходить крізь отвір похилого решета:

$$d = l \cos \alpha - h \sin \alpha, \quad (1.42)$$

де d – розмір зерна, мм; l – розмір отвору решета, мм; h – товщина решета, мм; α – кут нахилу решета, град.

Вважають, що на похилому решеті віброгрохота отримують нижній продукт тієї ж крупності, що й на горизонтальному, якщо розмір отворів похилого решета більше розміру отворів горизонтального в 1,15 рази при куті нахилу 20° і в 1,25 рази при куті нахилу 25° .

Пропорційно зміні кута нахилу просіювальної поверхні змінюється продуктивність грохота і обернено пропорційно – ефективність грохочення та крупність нижнього продукту.

Товщина шару матеріалу на ситі. Існує оптимальна товщина шару матеріалу, при якій спостерігається максимальна швидкість грохочення. Для найбільш успішного грохочення вихідна товщина шару матеріалу на ситі не повинна перевищувати 3 – 4 кратних розміри отворів сита.

Швидкість руху зерен по просіювальній поверхні. Швидкість руху зерен матеріалу по просіювальній поверхні визначає продуктивність грохота як транспортного засобу.

При русі зерна по просіювальній поверхні можливі два варіанта (рис. 1.36):

– при нормальній швидкості (рис. 1.36 *a*) після зіткнення з кромкою A_1 отвору решета центр O_1 зерна займає положення на рівні або нижче точки A_1 , при якому викид зерна угору на поверхню решета неможливий,

тому що відновлювальний момент відсутній; зерно пройде через отвір решета;

– при підвищеній швидкості (рис. 1.36 б) після зіткнення з кромкою A_1 отвору решета центр O_1 зерна займає положення на рівні вище точки A_1 , при якому можливий викид зерна угору на поверхню решета, тому що присутній відновлювальний ефект; зерно не пройде через отвір решета.

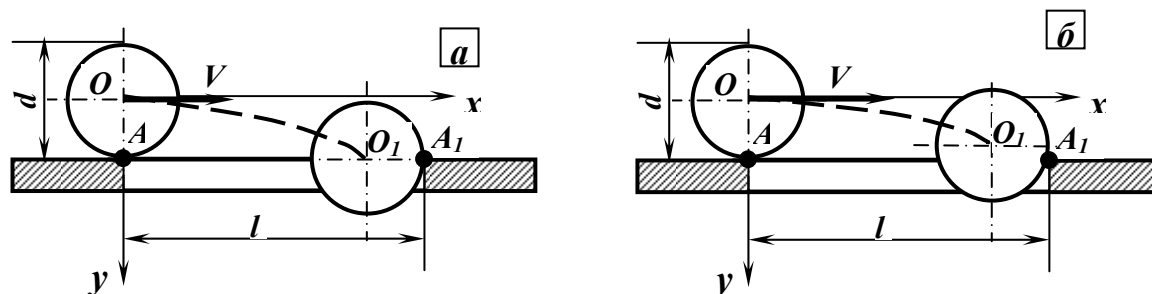


Рис. 1.36 – Вплив швидкості руху зерна на його проходження скрізь отвір решета.

Для проходження крізь отвір решета швидкість руху зерна повинна бути:

$$V \leq (l - d/2)\sqrt{g/d}, \text{ м/с.} \quad (1.43)$$

де d – діаметр зерна, м; l – розмір отвору решета, м.

Швидкість руху зерна отримана без урахування його підкидання тобто відновлювальний момент після удару зерна об поверхню решета відсутній. Експериментальні дані показують, що фактична швидкість руху зерна в декілька разів перевищує швидкість, яка розрахована з використанням формули (1.43). Тому оптимальна швидкість подачі зерна на грохот повинна встановлюватись експериментально в залежності від продуктивності грохота і необхідної ефективності. Для інерційних грохотів з похилою просіювальною поверхнею рекомендується приймати швидкість подачі матеріалу в межах 0,6 – 0,8 м/с.

Амплітуда і частота коливань короба. Амплітуда і частота коливань короба впливають на продуктивність і ефективність грохочення. Збільшення амплітуди і частоти коливань приводить до збільшення числа контактів зерен з просіювальною поверхнею, поліпшення умов самоочищення сита від зерен, що застряють в отворах, внаслідок чого збільшуються продуктивність і ефективність грохочення. Однак збільшення амплітуди і частоти обмежене механічною міцністю грохота.

При грохоченні крупного матеріалу приймають більші амплітуди і менші частоти, при грохоченні дрібного матеріалу – менші амплітуди і більші частоти.

Для віброгрохотів рекомендується застосовувати такі емпіричні формули для визначення параметрів коливань короба:

– для похилих віброгрохотів з круговими коливаннями:

$$n = 265\sqrt{l/r}, \quad (1.44)$$

– для горизонтальних віброгрохотів з прямокутними коливаннями:

$$n = \frac{5(1 + 12,5l)}{a}, \quad (1.45)$$

де n – частота коливань, хв^{-1} ; l – розмір отвору решета, м; r – радіус коливань, м; a – напіврозмах коливань:

$$a = 0,004 + 0,14l, \text{ м.} \quad (1.46)$$

Частота коливань повинна зменшуватися, а амплітуда зростати по мірі збільшення розміру отворів сита грохота.

2 ДРОБЛЕННЯ

2.1 Характеристика процесів дроблення і подрібнення

Дробленням і подрібненням називають процеси руйнування і зменшення розмірів грудок сировини під дією зовнішніх механічних, теплових, електричних сил, направлених на подолання внутрішніх сил зчеплення, що зв'язують між собою частинки твердого тіла. В практиці для дроблення і подрібнення корисних копалин застосовують переважно зовнішні механічні впливи.

Між дробленням і подрібненням принципового розходження немає. Умовно вважають, що при дробленні одержують зерна крупністю більше 5 мм, а при подрібненні – менше 5 мм. Залежно від крупності вихідного і дробленого (подрібненого) продуктів розрізняють три стадії дроблення і три стадії подрібнення (табл. 2.1).

Таблиця 2.1 – Стадії дроблення і подрібнення

Дроблення			Подрібнення			
Стадія	Крупність продуктів, мм		Стадія	Крупність продуктів		
	вихід-ного	дробле-ного		Розмір зерна (мм) у		Вміст класу – 0,074 мм у подрібненому, %
				вихід-ному	подрібне-ному	
Крупне дроблення	1200 - 500	350 - 100	Крупне подрібнення	20 - 40	до 5	50 - 60
Середнє дроблення	350 - 100	100 - 40	Середнє подрібнення	до 5	до 0,6	60 - 80
Дрібне дроблення	100 - 40	40 - 10	Тонке подрібнення	до 5	до 0,15	понад 85

Дроблення і подрібнення на збагачувальних фабриках використовують для роз'єднання тісно переплечених і зрослих між собою зерен різних мінералів, що містяться в корисній копалині. Чим повніше відбувається розкриття зерен корисної копалини при дробленні і подрібненні, тим більш успішне його наступне збагачення. Крупність дроблення і подрібнення корисних копалин залежить від їхнього мінерального складу, вкраплення корисних мінералів, подальшого методу збагачення і характеру використання продуктів збагачення.

При дробленні і подрібненні будь-яких матеріалів слід дотримуватися принципу «не дробити нічого зайвого», тому що переподрібнення приводить до зайвої витрати електроенергії, збільшення зносу дробарок і млинів, зменшення їхньої продуктивності і погіршення показників збагачення.

Кількісною характеристикою процесів дроблення і подрібнення служить *ступінь дроблення* або *подрібнення*, яка показує у скільки разів зменшився розмір грудок (зерен) матеріалу при дробленні або подрібненні.

Ступенем дроблення (подрібнення) називається відношення розмірів зерна вихідного матеріалу до розмірів зерна дробленого (подрібненого) матеріалу.

Для визначення ступеня дроблення (подрібнення) запропоновано декілька розрахункових формул.

У промислових умовах для орієнтовного визначення ступеня дроблення (подрібнення) широко використовують формулу із застосуванням максимальних розмірів зерен вихідного і дробленого матеріалів:

$$i = D_{\max} / d_{\max}, \quad (2.1)$$

де i – ступінь дроблення (подрібнення); $D_{\max}$, $d_{\max}$ – розміри максимального зерна (грудки) у вихідному і дробленому (подрібненому) матеріалі, мм.

З більшою точністю ступінь дроблення (подрібнення) визначають як відношення середніх діаметрів зерен у продуктах до і після дроблення (подрібнення):

$$i = D_{\text{сер}} / d_{\text{сер}}, \quad (2.2)$$

де $D_{\text{сер}}$, $d_{\text{сер}}$ – середні діаметри зерен (грудок) вихідного і дробленого (подрібненого) матеріалу, мм.

Також знаходять застосування формули:

– для оцінки ступеня дроблення:

$$i = D_{80} / d_{80}; \quad (2.3)$$

– для оцінки ступеня подрібнення:

$$i = D_{95} / d_{95}, \quad (2.4)$$

де D_{80} , d_{80} – розмір квадратних отворів, крізь які проходить 80 % вихідного і дробленого матеріалу, мм; D_{95} , d_{95} – розмір квадратних отворів, крізь які проходить 95 % вихідного і подрібненого матеріалу, мм.

На машинобудівних заводах для характеристики дробарок використовують конструктивну ступінь дроблення, яка визначається за формулою:

$$i = 0,85B/s, \quad (2.5)$$

де B – ширина завантажувального отвору дробарки, мм; s – ширина розвантажувальної щілини дробарки, мм.

Величину $0,85B$ називають ефективною шириною завантажувального отвору дробарки. Вважають, що розмір максимальної грудки матеріалу, який надходить у дробарку, повинен бути на 15 % менше ширини завантажувального отвору, а розмір максимальної грудки у дробленому продукті повинен дорівнювати ширині розвантажувальної щілини.

На збагачувальних фабриках дроблення і подрібнення корисних копалин звичайно здійснюють за кілька стадій, тому що необхідний ступінь дроблення в одній машині одержати практично важко. Частина загального процесу дроблення або подрібнення, яка здійснена в одній машині, називається *стадією дроблення (подрібнення)*. Ступінь дроблення (подрібнення), що досягається в окремій стадії, називається частковим, а у всіх стадіях – загальним. Загальний ступінь дроблення дорівнює добутку ступенів дроблення (подрібнення) в окремих стадіях:

$$i = i_1 \cdot i_2 \cdot \dots \cdot i_n. \quad (2.6)$$

Число стадій дроблення і подрібнення залежить від фізико-механічних властивостей корисної копалини, вкраплення корисного мінералу і крупності, що допускається подальшим процесом збагачення. Машини, у яких здійснюються процеси дроблення і подрібнення, називаються відповідно *дробарками* і *млинами*.

Ефективність E роботи дробарок (млинів) оцінюється кількістю дробленого (подрібненого) продукту на 1 квт·год витраченої електроенергії, а величина зворотна ефективності називається питомою витратою енергії e :

$$E = Q / E^*, \text{ т/Дж}; \quad (2.7)$$

$$e = E^* / Q, \text{ Дж/т}, \quad (2.8)$$

де Q – маса дробленого (подрібненого) продукту, т; E^* – енергія витрачена на дроблення (подрібнення), Дж.

2.2 Закони дроблення

Закони дроблення визначають роботу, яку виконують зовнішні сили при руйнуванні грудок корисної копалини, що дробиться. Ця робота затрачується на подолання сил взаємного зчеплення частинок твердої речовини. Сили зчеплення, що діють у зернах (грудках) гірських порід, можна розділити на дві групи :

- сили, що діють всередині кристалів,
- сили, що діють між окремими кристалами.

Ці сили мають однакову фізичну природу і розрізняються між собою тільки величиною (сили другої групи значно менші сил першої групи). Величина сил зчеплення визначається природою і структурою кристалів, що утворюють зерна (грудки, шматки) корисної копалини, але залежить також від різних дефектів у кристалічній структурі (мікро- і макротріщин), що послабляють міцність зерен. При дробленні зерна корисних копалин руйнуються по найбільш слабких перетинах (тріщинах, дислокаціях тощо). Таким чином, при дробленні відбувається ніби ліквідація слабких місць і зміцнення матеріалу.

Робота, затрачена на дроблення, частково витрачається на деформацію грудок, що руйнуються, частково витрачається на утворення поверхонь, що знову оголюються.

В сучасній теорії і практиці дроблення і подрібнення використовують чотири основних закони (гіпотези), які є емпіричними.

За законом Ріттинґера, робота, витрачена на подрібнення, пропорційна новоутвореній поверхні:

$$A = k\Delta S, \quad (2.9)$$

де k – коефіцієнти пропорційності; ΔS – нова утворена поверхня.

Припустимо, що при дробленні однієї кубічної грудки з ребром D вона руйнується на n кубиків з ребром d ($n = D^3 / d^3$).

Площі поверхонь первинного S_1 і отриманих S_2 кубів будуть:

$$S_1 = 6D^2; \quad S_2 = 6d^2 D^3 / d^3.$$

Площа нової утвореної поверхні:

$$\Delta S = S_2 - S_1 = 6D^2(D/d - 1) = 6D^2(i - 1), \quad (2.10)$$

де i – ступінь подрібнення.

Робота, затрачена на подрібнювання цього зерна, буде:

$$A = A_0\Delta S = 6A_0D^2(i - 1) = k_R D^2, \quad (2.11)$$

де A_0 – робота затрачена на утворення одиниці нової поверхні; k_R – коефіцієнт пропорційності при роботі, затрачуваній на утворення нової поверхні $k_R = 6A_0(i - 1)$.

Питома робота, затрачувана на утворення нової поверхні, залежить від природи матеріалу, його крупності, ступеня і способу подрібнення. Закон Ріттінгера справедливий при тонкому подрібненні, коли енергія витрачається в основному на утворення нової поверхні, тобто при високому ступені подрібнення. Він не враховує зміни опору матеріалу подрібненню в міру зменшення його крупності.

За законом Кіка-Кірпічова, витрата енергії на дроблення матеріалу (деформацію грудок) пропорційна його об'єму або масі:

$$A = k\Delta V = k_k D^3, \quad (2.12)$$

де k , k_k – коефіцієнти пропорційності при роботі, затрачуваній на деформацію грудок матеріалу, що дробиться; ΔV – деформований об'єм руйнованої грудки з ребром D .

Це рівняння справедливе при дробленні великих грудок з малим ступенем дроблення, коли енергією, що витрачається на утворення нової поверхні, можна зневажити.

За законом Ребіндера повна робота дроблення дорівнює сумі робіт деформацій і утворення нової поверхні:

$$A = K_k \cdot D^3 + K_R \cdot D^2, \quad (2.13)$$

тобто Ребіндер обґрунтовано припустив, що руйнування грудки настає після її деформації. Таким чином, закон Ребіндера об'єднує два попередніх (Ріттінгера і Кірпічова-Кіка).

За законом Бонда, робота, затрачувана на дроблення, пропорційна середньому геометричному об'єму і площі зерна, що руйнується:

$$A = k_B \sqrt{D^2 D^3} = k_B D^{2,5}, \quad (2.14)$$

де k_B – коефіцієнт пропорційності при визначенні повної роботи.

За законом Бонда, роботу можна приблизно визначити для крупного, середнього і дрібного дроблення при середніх ступенях дроблення.

Існує також ряд інших узагальнених формул для визначення роботи дроблення (подрібнення).

Так як коефіцієнти пропорційності рівняння законів дроблення (2.11) – (2.14) невідомі, ці закони не можуть бути використані для кількісних розрахунків по визначенню величини роботи, але їх можна застосувати при якісному дослідженні процесів дроблення і подрібнення.

2.3 Міцнісні характеристики гірських порід і способи їх руйнування

Основні властивості гірських порід можна розділити на дві групи: *фізичні і механічні*.

Фізичні – густина, пористість, вологість, змочуваність, магнітна сприйнятливність, електричний опір та ін. *Механічні* – міцність, твердість, тривкість, пластичність та ін.

При руйнуванні гірських порід механічним способом першорядне значення мають їх механічні властивості, які характеризують здатність до опору силовим впливам і в залежності від виду й інтенсивності останніх до зміни розмірів, форми і стану.

Міцність – властивість гірської породи в певних умовах і межах, не руйнуючись, сприймати ті або інші силові впливи (зокрема впливи механічних навантажень, температурних, магнітних, електричних і інших полів, нерівномірне протікання фізико-хімічних процесів у різних частинах гірських порід і ін.).

Показниками, що характеризують *міцність гірських порід* для різних випадків, є: границі міцності порід на стиснення σ_{cm} , розтягнення σ_p , зсув σ_{zc} , вигин σ_{vig} , а також текучості σ_m , повзучості σ_n та ін. Для більшості порід границя міцності на розтягнення σ_p не перевищує 20 МПа. Границі міцності порід при зсуві, вигині та інших видах деформацій завжди менші σ_{cm} і більші σ_p , але ближчі до останньої. З породотвірних мінералів найбільшу міцність має кварц. У нього σ_{cm} перевищує 500 МПа, у польових шпатів, піроксенів, авгіту, рогової обманки, олівіну та інших залізисто-магнезійних мінералів $\sigma_{cm} = 200-500$ МПа, у кальциту σ_{cm} близько 20 МПа. У полікристалічних гірських породах міцність в основному визначається силами взаємного зчеплення безпосередньо дотичних між собою зерен і насамперед залежить від їх міцності, а також будови. Найбільші значення границі міцності при стисненні мають щільні дрібнозернисті кварцити і нефрити (500-600 МПа). Значну міцність (більше 350 МПа) мають щільні дрібнозернисті граніти, трохи меншу – габро, діабазы і грубозернисті граніти. Міцність вугілля при стисненні змінюється в залежності від ступеня його метаморфізму і зольності від 1 МПа (коксівне вугілля) до 35 МПа (антрацити). Для вугілля показники міцності на стиснення σ_{cm} , зсув σ_{zc} , розтягнення σ_p знаходяться в такому співвідношенні: $\sigma_{cm} : \sigma_{zc} : \sigma_p = 1 : 0,3 : 0,1$.

Твердість – властивість гірської породи, не руйнуючись, чинити опір при зосередженому контактному силовому впливі. Твердість – характеристика гірських порід, що відображає їх *міцність*.

У залежності від методу випробування розрізняють *твердість дряпання, втиснення, шліфування*.

При використанні методу дряпання по поверхні переміщують гострий алмазний наконечник або еталонний мінерал. Міра твердості – величина зусилля, з яким протягається наконечник, ширина і об'єм подряпини. У практиці широко застосовується шкала Мооса – десятибальна шкала твердості мінералів, за якою розрізняють десять ступенів твердості. Відносна твердість мінералів за цією шкалою визначається шляхом дряпання мінералу, який досліджується, гострими краями еталонних мінералів (пасивна твердість) або дряпання еталонних мінералів досліджуванним зразком (активна твердість). Еталонами є: 1 – тальк, 2 – гіпс, 3 – кальцит, 4 – флюорит, 5 – апатит, 6 – ортоклаз, 7 – кварц, 8 – топаз, 9 – корунд, 10 – алмаз. Мінерал з більшою твердістю дряпає мінерал з меншою твердістю, тобто кожний наступний мінерал цього ряду здатний дряпати попередній мінерал, але не дряпає наступного за ним, більш твердого. Якщо, напр., гіпс не залишає подряпини на поверхні мінералу, що досліджується, а кальцит залишає, то його твердість вважають рівною 2,5. Шкалу Мооса використовують для швидкої діагностики мінералів. Визначення твердості за шкалою Мооса зручне в польових умовах.

У методах свердлування твердість визначають за показниками взаємодії свердла і породи. Критерії твердості в цьому випадку: об'ємна робота руйнування, величина крутильного моменту і ін. За методом Ф.Пфаффа і Т.А.Джаггара використовують алмазні наконечники, за методом А.М.Янчура і О.М.Кульбачного – різці, армовані твердими сплавами. Поширене також визначення твердості за висотою відскоку бойка з алмазним наконечником, що скидається на поверхню гірської породи з фіксованої висоти (метод А.Ф.Шора). У сучасній практиці широко використовують методи втиснення інденторів у досліджуваній зразок. При цьому твердість визначають методами Ю.Брінелля, С.Роквелла і ін., випробуваними в металознавстві. У гірничій справі застосовується показник твердості, що визначається за методом Л.А.Шрейнера шляхом виколювання (заглибини) лунки в шліфованій поверхні породи під дією навантаження, прикладеного до штампу з плоскою круглою основою. Чисельне значення твердості – відношення максимальної сили, що діє на штамп у момент виколювання лунки, до площі контактної поверхні. Аналогічним шляхом визначають контактну міцність за методом Л.І.Барона і Л.Б.Глатмана. Відмінність полягає в тому, що індентор втискають у природну (необроблену) поверхню породи. Показники твердості використовують при проектуванні засобів механізації гірничих робіт, оптимізації режимів експлуатації породоруйнуючих органів, обґрунтуванні нормативів продуктивності різних конструкцій інструментів і т.д.

Пластичність – властивість гірської породи під дією зовнішніх сил змінювати, не руйнуючись, свою форму і розміри.

Глинисті породи, леси, мергелі, крейда, ґрунти, що залягають на поверхні землі, набувають пластичності за певних умов зволоження, глибинні гірські породи – під дією температури й тиску (пластичність збільшується із зростанням температури і тиску). Пластичність залежить від мінерального складу гірських порід. Наявність жорстких кварцових зерен та польового шпату у породі зменшує її пластичність. Пластичність вугілля залежить від вмісту в ньому вуглецю. При переході від малометаморфізованого вугілля до антрацитів пластичність зменшується в 30 разів. Щодо глинистих порід, то в залежності від ступеня їх зволоженості вони можуть бути крихкими, пластичними і текучими.

Тривкість гірських порід – загальне умовне поняття, яке символізує сукупність механічних властивостей гірських порід, що виявляється в різних технологічних процесах при видобутку і переробці корисних копалин. Тривкість залежить від твердості, в'язкості, крихкості, пружних властивостей, мінералогічного складу і структури. Тривкість зростає зі збільшенням сил зв'язку між частинками і окремостями гірських порід та вмісту міцних мінералів у породі і знижується, як правило, при зволоженні. За М.М.Протодьяконовим, виділено 10 категорій тривкості (табл. 2.2). Метод експериментального визначення коефіцієнта тривкості (f), запропонований М.М.Протодьяконовим, оснований на відносній оцінці роботи, затраченої на дроблення гірської породи вантажем масою 2,4 кг, що вільно падає з висоти 0,6 м.

Коефіцієнт тривкості f визначають у залежності від межі міцності на стиск σ_{cm} :

$$f = 0,01\sigma_{cm}. \quad (2.15)$$

Показники властивостей гірських порід залежать від їхнього складу і будови. Сили зчеплення між кристалами, цементуючою речовиною і уламками змінюються в широкому діапазоні, що обумовлює великі коливання у механічних властивостях гірських порід. На механічні властивості гірських порід впливають вологість, пористість, шаруватість, крупність мінеральних зерен, поверхневі характеристики тонко дисперсних гірських порід, зокрема ступінь їх гідрофільності та ін.

Процес дроблення і подрібнення гірської породи починається з її руйнування по тріщинах і найбільш слабких місцях. Машини для дроблення і подрібнення забезпечують необхідні для руйнування грудок корисної копалини зусилля (рис. 2.1), основні з яких – роздавлювання, розколювання, стирання і удар (злам і зрізання мають в процесі підлегле значення):

– *роздавлювання* (рис. 2.1 а) – руйнування грудки в результаті стиснення між двома подрібнюючими поверхнями. При дробленні роздавлюванням утворюється велика кількість дрібних зерен, особливо при дробленні крихких корисних копалин. Цей спосіб застосовується,

якщо при дробленні корисної копалини допускається підвищений вихід дріб'язку;

**Таблиця 2.2 – Класифікація тривкості гірських порід
(за М.М.Протодьяконовим)**

Категорія	Ступінь тривкості породи	Гірські породи	$K_{тр}$
I	Найвищий	Кварцити, базальти та ін. винятково міцні породи	20
II	Дуже тривкі породи	Граніт, кварцові порфіри, кременистий сланець, пісковики та вапняки підвищеної міцності, деякі кварцити	15
III	Тривкі породи	Граніти та гранітні породи, пісковики і вапняки, міцні мінерали залізних руд	10
III-a	Тривкі породи	Вапняки, деякі граніти (неміцні), пісковики, мармур, доломіт, колчедани	8
IV	Досить тривкі породи	Звичайний пісковик, залізисті руди	6
IV-a	Досить тривкі породи	Піскуваті сланці, сланцеві пісковики	5
V	Породи середньої тривкості	Міцний глинистий сланець, неміцні різновиди пісковика і вапняку, м'який конгломерат	4
V-a	Те саме	Різноманітні неміцні сланці, щільний мергель	3
VI	Досить м'які породи	М'який сланець, дуже м'який вапняк, крейда, кам'яна сіль, гіпс, мерзлий ґрунт, антрацит, звичайний мергель, зруйнований пісковик, кам'янистий ґрунт	2
VI-a	Досить м'які породи	Щебенистий ґрунт, зруйнований сланець, злежалі галька та щебінь, тверде кам'яне вугілля, затверділа глина	1,5
VII	М'які породи	Глина (щільна), м'яке кам'яне вугілля, міцні наноси	1,0
VII-a	М'які породи	Легка піскова глина, лес, гравій	0,8
VIII	Землянисті породи	Чорнозем, торф, легкий суглинок, сирий пісок	0,6
IX	Сипучі породи	Пісок, осипи, дрібний гравій, насипна земля, видобуте вугілля	0,5
X	Пливі породи	Пливуні, болотистий ґрунт, розріджений лес, розріджено-зволожений ґрунт	0,3

– *розколювання* (рис. 2.1 б) – руйнування грудки в результаті її розклинення між вістрями подрібнюючих поверхонь. Розколювання характеризується мінімальним утворенням дріб'язку, тому застосовується у тих випадках, коли переподрібнення небажане (напр., при підготовці вугілля до збагачення);

– *злам* (рис. 2.1 в) – руйнування грудки в результаті згину, виявляється при ребристій формі подрібнюючих поверхонь; має підлегле значення;

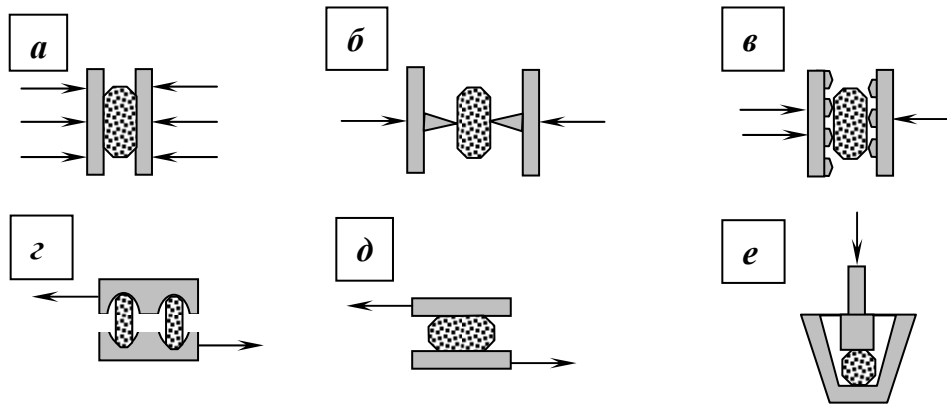


Рис. 2.1 – Способи дроблення корисних копалин:
***a* – роздавлення; *б* – розколювання; *в* – злам;**
***г* – зрізання; *д* – стирання; *е* – удар.**

– *зрізання* (рис. 2.1 г) – руйнування грудки в результаті створюваних при дробленні напругах зрушення (зсуву); має також підлегле значення;

– *стирання* (рис. 2.1 д) – руйнування грудки в результаті впливу двох подрібнюючих поверхонь, які зміщаються одна відносно одної. Стирання характеризується утворенням великої кількості тонких класів, тому широко використовується в пробообробних машинах;

– *удар* (рис. 2.1 е) – руйнування грудки в результаті впливу короточасних динамічних навантажень. Дроблення ударом приводить насамперед до руйнування по тріщинах, поверхнях зіткнення, дислокаціях зерен окремих компонентів. Цей спосіб знаходить застосування при дробленні промпродуктів і тонкому подрібненні корисних копалин.

Конструкція дробарки звичайно базується на використанні одного зі способів дроблення, а інші можуть мати підлегле значення.

Вибір способу руйнування корисної копалини, а отже, і типу дробарки або млина, залежить від її дробильності, мінерального складу, тріщинуватості, крупності та інших властивостей, а також від необхідного гранулометричного складу дробленого продукту.

Процеси дроблення і подрібнення застосовують головним чином для підготовки корисної копалини до подальшого збагачення. Основна мета цих процесів – доведення розмірів грудок корисної копалини до кінцевої

крупності, обумовленої вкрапленням корисних мінералів і необхідною повнотою їхнього розкриття.

З міркувань конструктивного характеру, а також унаслідок небажаності переподрібнення, на збагачувальних фабриках застосовуються дробарки, що працюють головним чином роздавлюванням і ударом при додаткових стираючих і згинаючих діях на матеріал, що дробиться.

Машини для дроблення і подрібнення, застосовувані на збагачувальних фабриках, за способом руйнування гірських порід і механіко-конструктивними ознаками розділяються на п'ять основних класів: дробарки щоківі, конусні, валкові, ударної дії і барабанні млини.

2.4 Дослідження дробимості корисних копалин

Доцільність використання того або іншого типу дробарки визначається на самперед фізико-механічними властивостями корисної копалини. При дробленні узагальнюючим параметром механічних властивостей корисної копалини є дробимість (дробильність).

Існує значна кількість методів визначення дробимості, які розроблені у відповідності з вимогами окремих галузей промисловості. Для дроблення мінеральної сировини з метою її подальшого збагачення застосовуються такі методики: стандартна, Механобрчормету, Уралмеханобру, Механобру та фірми «Алліс-Чалмерс».

Стандартна методика. дробимість визначається на гідравлічному пресі руйнуванням проб матеріалу крупністю $-10+6$, $-20+10$, $-40+20$ мм. Пробу засипають у циліндр діаметром 75(100) мм і вводять у нього плунжер. Циліндр установлюють на нижню плитку преса. Підвищуючи зусилля на плунжер зі швидкістю 1 – 2 кН/с, доводять його до 50 кН. При цьому плунжер опускається на відстань g . Пробу висипають з циліндра і просівають на контрольному ситі (1,25; 2,5 або 5 мм у залежності від крупності вихідного матеріалу). Залишок на контрольному ситі після сухого або мокрого просівання зважують.

дробильність D^* матеріалу визначається за формулою:

$$D^* = 100(m - m_1) / m, \%, \quad (2.16)$$

де m і m_1 – маса відповідно вихідної навіски і залишку на контрольному ситі, кг.

формула (2.16) відображує відносну зміну крупності матеріалу наростанням вмісту якогось вузького класу. Оскільки витрачена енергія при умові $P_{\max} / t = \text{const}$ може бути визначена як $N = 9,81 P_{\max} S / t$ (де $P_{\max}$ – навантаження руйнування, t – час руйнування), то хід плунжера визначає енергію руйнування.

Методика Механобрчормету. Визначення дробильності засновано на оберненій пропорційності ходу плунжера та руйнуючого навантаження (міцності порід). Енергія дроблення у даному випадку виражається питомою роботою руйнування, що базується на стандартному методі визначення коефіцієнта міцності. Питома робота руйнування визначається як:

$$a = A / V, \text{ МДж/м}^3, \quad (2.17)$$

де A – робота руйнування корисної копалини, МДж; V – об’єм дріб’язку (– 0,5 мм), що утворився у процесі дроблення, м³.

Методика полягає у наступному. Відбирають зразки матеріалу крупністю 20 – 30 мм, з яких готують 5 ідентичних наважок масою по 150 г. Кожну наважку послідовно руйнують у трубчастому копрі діаметром 50 – 60 мм, в якому з висоти 500 мм скидають копрову гирю масою 2,4 кг. Число скидань складає 5 – 20 (чим міцніше матеріал, тим більше число скидань). Роздроблену наважку просіюють крізь сито з чарунками 0,5 мм. Після ущільнення вимірюють об’єм дрібного продукту і визначають питому роботу руйнування:

$$a = 49Hnm_* / V, \text{ Дж/м}^3, \quad (2.18)$$

де 49 – емпіричний коефіцієнт, м/с²; H – висота скидання копрової гирі, м; n – число скидань; m_* – маса копрової гирі, кг; V – сумарний об’єм дріб’язку, м³.

Перехід від питомої роботи руйнування до коефіцієнта міцності по М.М.Протодьяконову здійснюється за емпіричною формулою:

$$f = 1,98(a / 9,8)^{0,1}. \quad (2.19)$$

Методика Уралмеханобру призначена для визначення дробильності проб невеликого об’єму в лабораторній дробарці. Як еталонну використовують пробу, відібрану на діючому підприємстві. Еталонну та досліджувану проби масою 0,2 – 5 кг подрібнюють до крупності 3 – 20 мм в лабораторній шоківій дробарці при ширині розвантажувальної щілини 3 мм. Визначають потужність робочого та холостого ходу дробарки за допомогою ватметра (самописця), а також характеристики крупності вихідних та дроблених продуктів. Розраховують продуктивність Q (кг/год) і питому витрату енергії E (кВт·год/т). За результатами експерименту визначають такі показники:

- відносну продуктивність:

$$Q = Q_{\text{досл}} / Q_{\text{ет}}, \quad (2.20)$$

- відносну крупність:

$$d = d_{\text{досл}} / d_{\text{ет}}, \quad (2.21)$$

- відносну питому витрату енергії:

$$E = E_{\text{досл}} / E_{\text{ет}}, \quad (2.22)$$

де $Q_{\text{досл}}, Q_{\text{ет}}$ – продуктивність дробарки на досліджуваній та еталонній руді, відповідно; $d_{\text{досл}}, d_{\text{ет}}$ – крупність досліджуваної та еталонної руди, що визначена по 5 %-му залишку на ситі; $E_{\text{досл}}, E_{\text{ет}}$ – питома витрата енергії при дробленні на досліджуваній та еталонній руді.

Методика Механобру полягає у тому, що пробу для досліджень одержують дробленням матеріалу у шоківій дробарці ЩДП-2,3х3,2 та після видалення з нього дрібного класу крупністю менше ширини розвантажувальної щілини конусної дробарки КСД-600 направляють на дроблення у КСД-600. У конусній дробарці КСД-600 підготовлену пробу масою 150 – 300 кг крупністю 7(5) – 50(40) мм дроблять і визначають потужність дробарки при роботі під навантаженням.

Як показник дробильності прийнятий індекс роботи W_i (кВт·год/т), який являє собою опір матеріалу при дробленні або подрібненні. Індекс роботи дорівнює витраті енергії (кВт·год/т), що необхідна для скорочення матеріалу від теоретично безкінечного розміру до 80 % класу – 0,1 мм.

Індекс роботи визначають за формулою:

$$W_i = \frac{0,1(N_p - N_x)}{Q} \cdot \frac{\sqrt{l_1}}{\sqrt{l_1/l_2} - 1}, \text{ кВт·год/т}, \quad (2.23)$$

де N_p – потужність дробарки при роботі під навантаженням, кВт; N_x – потужність холостого ходу дробарки, кВт; Q – продуктивність дробарки, т/год; l_1 і l_2 – розміри квадратних отворів сит, крізь які проходить 80 % вихідного і дробленого, мм.

Експериментальні дані дозволяють вносити поправки на дробильність порід у розрахунки:

- продуктивності Q (т/год.) дробарок:

$$\frac{Q_{\text{досл}}}{Q_{\text{ет}}} = \frac{1 - (0,41W_{i_{\text{досл}}})^3}{1 - (0,04W_{i_{\text{ет}}})^3}; \quad (2.24)$$

- номінальної крупності d (мм) дроблення:

$$\frac{d_{\text{досл}}}{d_{\text{ем}}} = \sqrt[3]{\frac{W_{i\text{досл}}}{W_{i\text{ем}}}}. \quad (2.25)$$

Лабораторна методика фірми «Аліс-Чалмерс» (США) також за показник дробильності використовує індекс роботи W_i (кВт·год/т). Для досліджень застосовують подвійний маятниковий копер (рис. 2.2) з вагами (молоти) масою 13,6 кг.

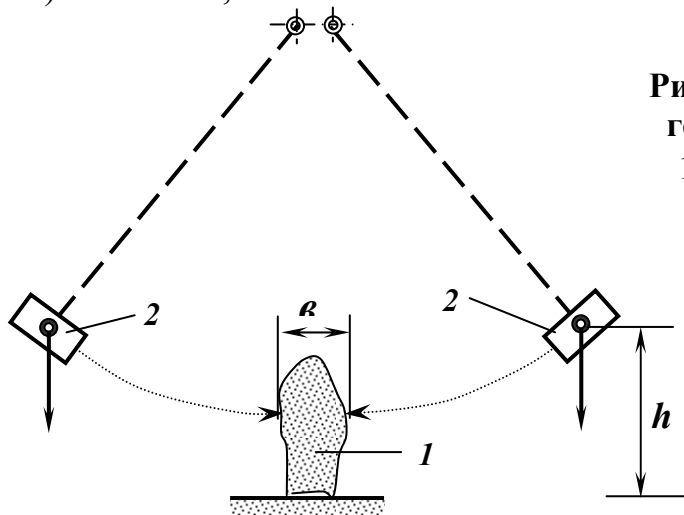


Рис. 2.2 – Схема подвійного маятнікового копра.
1 – зразок; 2 – молоти.

Ваги фіксують на визначеній висоті h . В робочу зону поміщають зразок таким чином, щоб його менший розмір був розташований у напрямку удару молотів з двох сторін. Висоту h падіння молотів поступово підвищують доти, поки досліджуваний зразок зруйнується. Дослідженню піддають 10 зразків розміром 50 – 65 мм і після досліджень розраховують індекс роботи:

$$W_i = 1,295 \cdot 10^8 h / b, \text{ кВт·год/т}, \quad (2.26)$$

де h – висота падіння молота при руйнуванні зразка, м; b – товщина зразка, м.

Основною перевагою оцінки дробильності за допомогою індексу роботи є одночасне врахування енергетичних та геометричних змін матеріалу в процесі його деформування.

2.5 Шокові дробарки

2.5.1 Конструкція і принцип дії шокових дробарок

Шокові дробарки установлюють переважно на збагачувальних фабриках невеликої продуктивності. Вони в порівнянні з конусними дробарками більш пристосовані для дроблення глинистих і вологих руд, займа-

ють менше місця по висоті, простіші конструктивно, але менш пристосовані для дроблення матеріалів пластинчастої форми.

Щоківі дробарки працюють за принципом роздавлювання і частково згину між двома щоками, з яких одна – нерухома, а інша – рухома. Щоківі дробарки розділяються на два кінематичних класи: із простим рухом щоки – ЩДП (рис. 2.3 *а*) і складним – ЩДС (рис. 2.3 *б*).

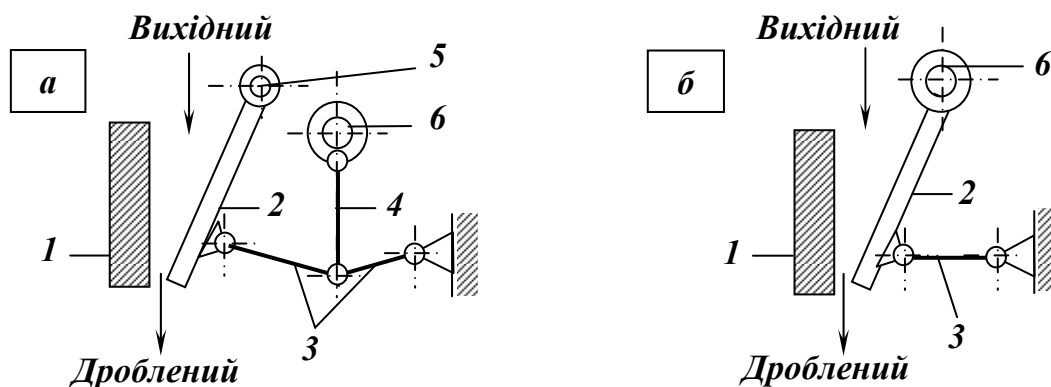


Рис. 2.3 – Схеми щоківих дробарок:

а – з простим рухом щоки, *б* – зі складним рухом щоки.

1 – нерухома щока; **2** – рухома щока; **3** – розпірні плити; **4** – шатун; **5** – вісь; **6** – ексцентриковий вал.

У дробарку з простим рухом щоки (рис. 2.3 *а*) вихідний матеріал завантажуються зверху в робочий простір між рухомою **1** і нерухомою **2** щоками. При обертанні ексцентрикового валу **6** шатун **4** рухається у вертикальному напрямку, його рух через розпірні плити **3** передається рухомій щоці **2**. Таким чином, рух шатуна вгору супроводжується наближенням рухомої щоки до нерухомої і дробленням матеріалу. При русі шатуна униз рухома щока відходить від нерухомої, у цей час здійснюється розвантаження дробленого продукту під дробарку.

У дробарках зі складним рухом (рис. 2.3 *б*) рухома щока **2** підвішена безпосередньо на ексцентриковий вал **6**. Внаслідок цього всі точки поверхні рухомої щоки описують овальні траєкторії, тому матеріал піддається не тільки роздавлюванню, але й стиранню.

Крупність дробленого продукту щоківих дробарок визначається шириною розвантажувальної щілини (мінімальною відстанню між щоками при їхньому зближенні).

На збагачувальних фабриках для крупного дроблення корисних копалин широко застосовуються *щоківі дробарки з простим рухом щоки* (рис. 2.4). Корпус дробарки з простим рухом щоки складається з передньої стінки **1** (нерухома щока), задньої **8** та двох бокових **15** стінок. Рухома щока **3** підвішена на осі **4**, яка опирається на два підшипники. Робочий простір дробарки між внутрішніми поверхнями бокових стінок і щік (рухомої і

нерухомої) футерований змінними плитами 2 зі сталі з високим вмістом марганцю.

На ексцентриковому заточенні вала 6, що обпирається на корінні підшипники, надягнута головка шатуна 7, яка при обертанні вала отримує зворотно-поступальний рух у вертикальному напрямку. В гніздах шатуна знаходяться вкладиші 13, в які вільно вставлені кінці розпірних плит 11 і 14. Другий кінець передньої розпірної плити вставлений у вкладиш 16 в гнізді рухомої щоки, а задньої розпірної плити – у вкладиш в гнізді упорної деталі 10. Зусилля дроблення в щоківій дробарці передається через розпірні плити. Тому вкладиші, в які входять кінці плит, а також кінці плит виготовляють з матеріалу великої твердості для протистояння великим навантаженням та зносу. Міцність розпірних плит також використовується для запобігання дробарок від поломок при попаданні в їхній робочий простір предметів, що не дробляться (напр., металічних). Розпірні плити виготовляють з чавуну, їхні перетини ослаблюють отворами і розраховують тільки на нормальні зусилля дроблення. При поломці однієї з розпірних плит коливання щоки припиняються, дробарка зупиняється і аварія запобігається.

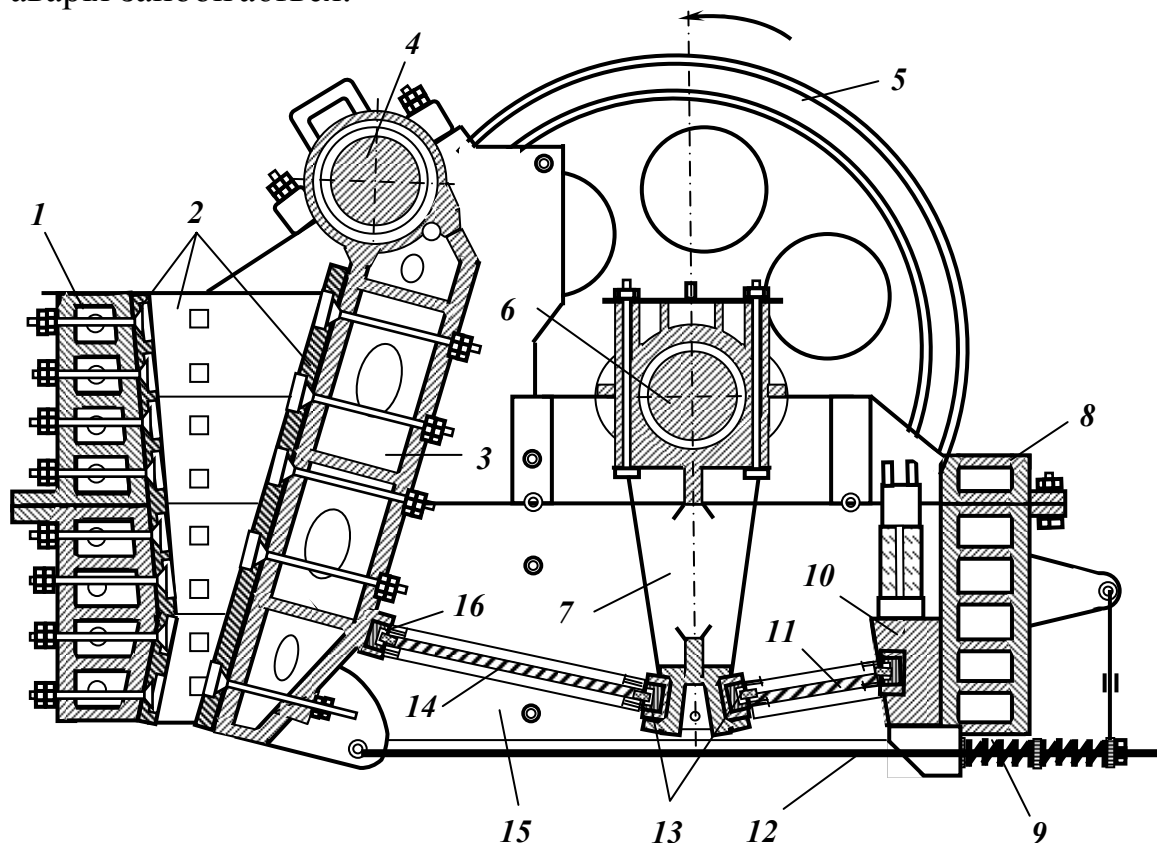


Рис. 2.4 – Щоків дробарка з простим рухом щоки типу ЩДП.

1 – передня стінка; 2 – змінні футерувальні плити; 3 – рухома щока; 4 – вісь; 5 – маховик; 6 – ексцентрикове заточення вала; 7 – шатун; 8 – задня стінка; 9 – пружина; 10 – упорна деталь; 11, 14 – розпірні плити; 12 – тяга; 13, 16 – вкладиші; 15 – бокові стінки.

Задню розпірну плиту іноді роблять клепаною з двох частин (рис. 2.5). При небезпечних навантаженнях заклепки зрізаються – дробарка зупиняється.

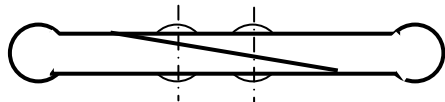


Рис. 2.5 – Розпірна плита.

При русі шатуна угору кут між розпірними плитами збільшується і рухома щока наближається до нерухомої (робочий хід). У цей момент відбувається дроблення матеріалу роздавлюванням, а також частково за допомогою згину і зсуву. Останні види деформації обумовлені тим, що футерувальні плити мають ребристу або хвилясту поверхню, при цьому виступи на плиті рухомої щоки розташовані проти впадин нерухомої щоки (рис. 2.6). Бокові стінки футеруються гладкими плитами.

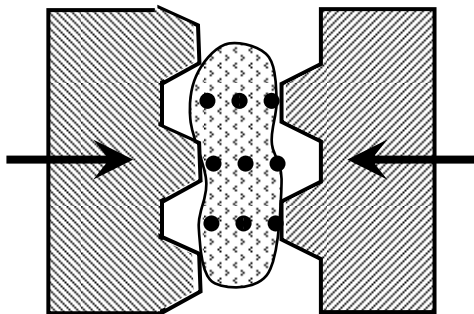


Рис. 2.6 – Схема руйнування грудки при ребристій поверхні футерувальних плит.

При русі шатуна униз рухома щока відходить від нерухомої під дією сили ваги і пружини **9**, яка зв'язана тягою **12** з рухомою щокою (холостий хід). У цей момент відбувається розвантаження дробленого продукту.

У зв'язку з наявністю у щоків дробарок робочого і холостого ходів навантаження на привод дуже нерівномірне. Для вирівнювання навантажень на вал **6** насаджені два маховика **5**, один з яких служить приводним шківом. Привод щоків дробарок здійснюється від електродвигуна через клиноременну передачу на один з маховиків.

Зміна ширини розвантажувального отвору щоків дробарок провадиться регульовальними клинами або зміною розпірних плит.

На відміну від дробарок з простим рухом щоки в *дробарках зі складним рухом щоки* (рис. 2.7) рухома щока підвішена безпосередньо на ексцентрик вала і внизу опирається на одну розпірну плиту, яка вставлена у вкладиші в гніздах на щоці і регульовальному клині.

Нерухома щока **1** є частиною станини дробарки, рухома щока **13** за допомогою рухомого підшипника підвішена на ексцентриковому валу **2**. Внутрішня поверхня робочого простору дробарки футерується змінними плитами **14** і **15**. Розпірна плита **11** одним кінцем опирається на вкладиш **12** рухомої щоки, а другим у вкладиш **9** упора **8**. Між упором і станиною дробарки розташований клин **7** закріплений на двох гвинтах **5**. Зміною положення клина **7** у вертикальній площині регулюється ширина розванта-

жувальної щілини дробарки. Необхідний контакт між рухомою щогою і розпірною плитою забезпечується тягою **10** з пружиною **6**, натяг якої регулюється гайкою. Ексцентриковий вал **2**, що змонтований в корінних підшипниках **3** корпуса, отримує рух від електродвигуна через клиноремінну передачу і шків **4**.

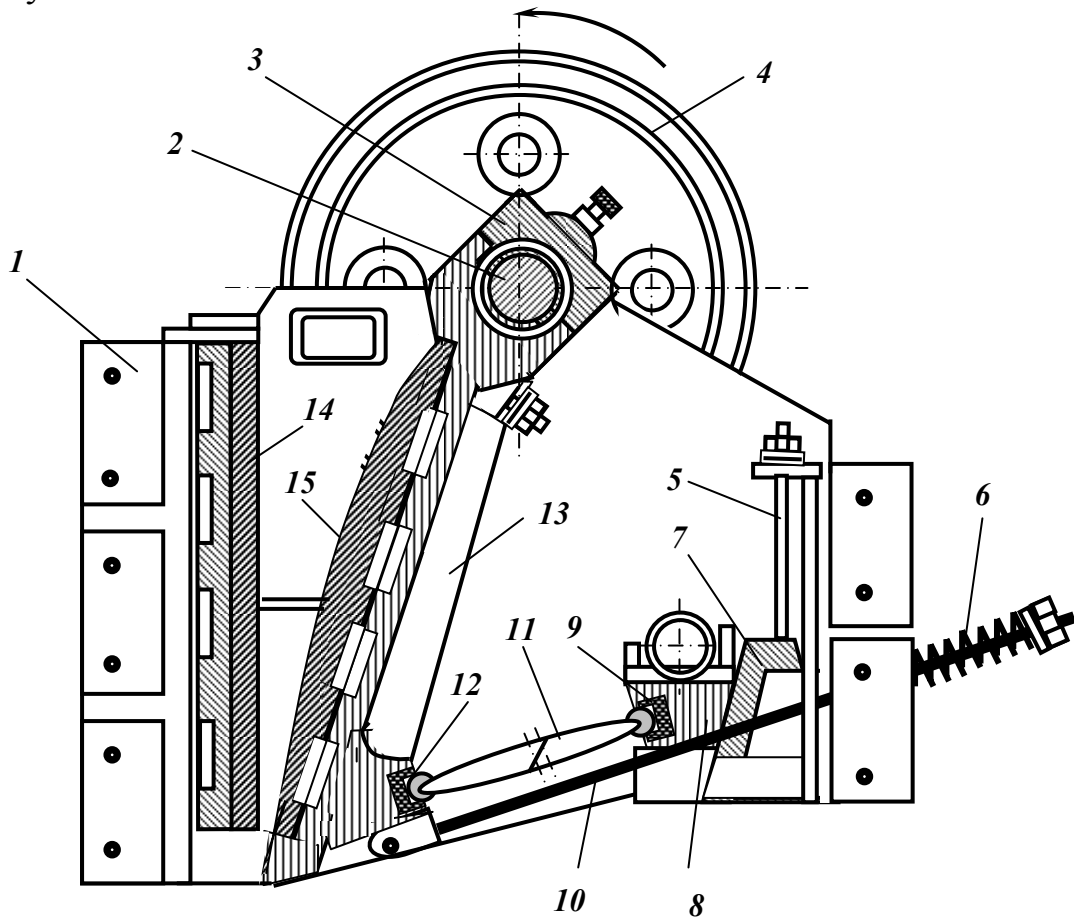


Рис. 2.7 – Щогова дробарка зі складним рухом щогои типу ЩДС.

1 – нерухома щого; 2 – ексцентриковий вал; 3 – корінні підшипники; 4 – шків; 5 – гвинт; 6 – пружина; 7 – клин; 8 – упор; 9, 12 – вкладиші; 10 – тяга; 11 – розпірні плити; 13 – рухома щого; 14, 15 – змінні футерувальні плити.

Рухома щого при роботі поперемінно то наближається до нерухомої щогои, то віддаляється від неї, крім того, одночасно рухома щого здійснює рух вздовж нерухомої щогои. Таким чином, траєкторія руху точок рухомої щогои утворює овал, за рахунок чого руйнування грудок здійснюється роздавлюванням та стиранням. При такому характері руху щогои холостий хід складає не половину оберту, а тільки $1/5$.

Щогові дробарки зі складним рухом щогои застосовуються для середнього та дрібного дроблення твердих і в'язких порід. Вони характеризуються більш високою продуктивністю і меншою витратою електроенергії ніж дробарки з простим рухом. Але конструктивним недоліком дробарок зі складним рухом щогои є то, що зусилля майже повністю передаються на

ексцентриковий вал, а це утруднює створення дробарок великих розмірів. Крім того, специфічна траєкторія руху щок обумовлює підвищене зношування футеровки за рахунок стирання.

Технічні характеристики щоккових дробарок ШДП і ЩДС наведені у додатку Б.

2.5.2 Технологічні характеристики щоккових дробарок

Основними технологічними характеристиками щоккових дробарок є: кут захоплення α , частота обертання колінчатого валу n , продуктивність Q і потужність електродвигуна N .

Кутом захоплення називається кут між нерухомою і рухомою щоками (при зближених щоках). Величина кута захоплення змінюється при регулюванні розвантажувальної щілини дробарки. Зменшення ширини розвантажувальної щілини супроводжується збільшенням кута захоплення і відповідно збільшенням ступеня дроблення та зменшення продуктивності дробарки. Збільшення ширини розвантажувальної щілини проводить до протилежних результатів.

Граничне значення кута захоплення визначається при умові повного зрівноважування сил, що виштовхують грудку з робочого простору дробарки, і сил тертя грудки об щок (рис. 2.8).

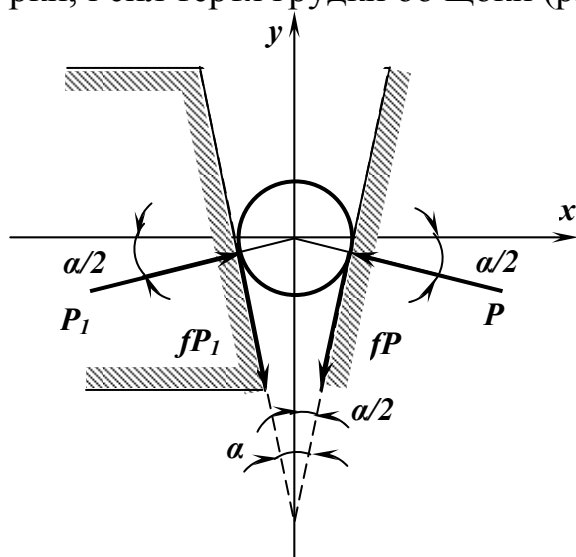


Рис. 2.8 – Рівноважне положення грудки, яка затиснута між щоками дробарки.

Якщо α – граничний кут захоплення, то для грудки, що знаходиться у рівновазі сума проєкцій сил на координатні вісі буде дорівнювати нулю:

$$\begin{aligned} \sum x &= -P \cos \frac{\alpha}{2} + P_1 \cos \frac{\alpha}{2} - fP \sin \frac{\alpha}{2} + fP_1 \sin \frac{\alpha}{2} = 0; \\ \sum y &= P \sin \frac{\alpha}{2} + P_1 \sin \frac{\alpha}{2} - fP \cos \frac{\alpha}{2} - fP_1 \cos \frac{\alpha}{2} = 0, \end{aligned} \quad (2.27)$$

де P – тиск рухомої щок; P_1 – реакція нерухомої щок; fP – сили тертя грудки по рухомій щокі; fP_1 – сили тертя грудки по нерухомій щокі.

Сила P_I дорівнює силі P ($P = P_I$), тому $2 \sin \frac{\alpha}{2} = 2f \cos \frac{\alpha}{2}$ або $\operatorname{tg} \frac{\alpha}{2} = f$, де f – коефіцієнт тертя ковзання між матеріалом і щокми. Якщо коефіцієнт тертя ковзання f виразити через кут тертя φ , одержимо:

$$\alpha = 2\varphi. \quad (2.28)$$

Таким чином, граничний кут захоплення дорівнює подвійному куту тертя. Тому кут захоплення щокмих дробарок повинен завжди бути менше подвійного кута тертя ($\alpha < 2\varphi$). Коефіцієнт тертя ковзання каменя по сталі $f = 0,3$, що відповідає куту тертя $\varphi = 16^\circ$, тобто кут захоплення повинен бути $\alpha < 36^\circ$. Практично кут захоплення звичайно не перевищує 24° . Однак, при роботі дробарок трапляються викиди грудок матеріалу угору, що пояснюється можливістю такого розташування грудок у робочому просторі, коли для окремих з них кут захоплення більше подвійного кута тертя ($\alpha > 2\varphi$).

Оптимальна частота обертання валу дробарки n (хв^{-1}) визначається з припущення, що при відході рухомої щокми грудки матеріалу, які знаходяться нижче площини $DCFE$ (рис. 2.9), вільно розвантажуються під дією сили ваги. Час t (с) відходу рухомої щокми в крайнє праве положення дорівнює часу половини оберту вала:

$$t = 30 / n, \text{ с}. \quad (2.29)$$

Цей час t повинен бути достатнім для опускання матеріалу, що розвантажуються на глибину h , яка за умови вільного падіння тіла складає: $h = gt^2 / 2$, тобто

$$t = \sqrt{2h / g}, \quad (2.30)$$

Вирішуючи систему рівнянь (2.29) і (2.30) відносно n одержуємо:

$$n = 30\sqrt{g / 2h}, \text{ хв}^{-1}. \quad (2.31)$$

Висоту h находимо з прямокутника BB_1C

$$h = e / \operatorname{tg} \alpha = (S_2 - S_1) / \operatorname{tg} \alpha, \quad (2.32)$$

де S_1 і S_2 – мінімальна і максимальна ширина розвантажувального отвору дробарки, м; α – кут захоплення, град; e – довжина ходу рухомої щокми біля розвантажувального отвору, м.

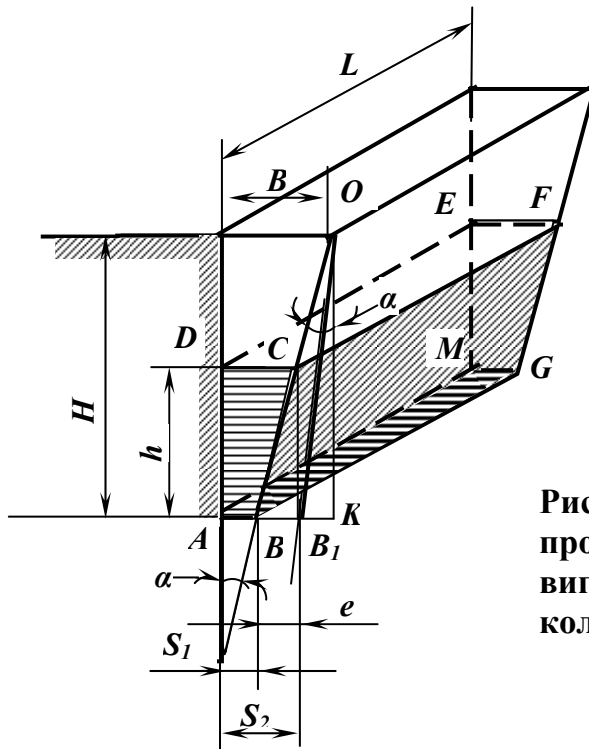


Рис. 2.9 – Розвантаження дробленого продукту з щоквої дробарки при найвигіднішій швидкості обертання колінчатого вала.

Після підстановки (2.32) в рівняння (2.31) отримуємо:

$$n = 30\sqrt{gtg\alpha / 2e}, \text{ хв}^{-1}, \quad (2.33)$$

Частота обертання колінчатого вала визначена за формулою (2.33) відповідає максимальній продуктивності дробарки, тому вона називається найвигіднішою. При $\alpha = 22^\circ$ ($tg\alpha = 0,4$) і $g = 9,81 \text{ м/с}^2$ отримуємо просте рівняння для визначення найвигіднішої частоти обертання колінчатого вала щоквої дробарки:

$$n = 42e^{-0,5}, \text{ хв}^{-1}. \quad (2.34)$$

Продуктивність розраховують за об'ємом дробленого продукту, що випадає за один оберт вала дробарки, яка працює з найвигіднішою частотою. При цьому об'єм дробленого продукту V_1 дорівнює об'єму призми $ABCDEFGM$ (див. рис. 2.8):

$$V_1 = 0,5(S_2 - S_1)hL, \text{ м}^3, \quad (2.35)$$

де L – довжина робочого простору дробарки, м.

З використанням рівняння (2.32) об'єм дробленого продукту складає:

$$V_1 = 0,5(S_2 + S_1)(S_2 - S_1)L / tg\alpha = 0,5(S_2^2 - S_1^2)L / tg\alpha.$$

Годинна об'ємна продуктивність щоквої дробарки:

$$Q_o = 60nV_1 = 30n(S_2^2 - S_1^2)L / \operatorname{tg} \alpha, \text{ м}^3/\text{год.} \quad (2.36)$$

Масова продуктивність дробарки при $\operatorname{tg} \alpha = 0,4$:

$$Q = Vk\delta = 75k\delta n(S_2^2 - S_1^2)L, \text{ т/год,} \quad (2.37)$$

де k – коефіцієнт розпушення матеріалу при виході з дробарки ($k = 0,25 - 0,70$); δ – густина матеріалу, т/м^3 ; n – частота коливань щок, хв^{-1} .

Формула (2.37), яка одержана з геометричних побудов, не враховує вплив на продуктивність дробарки фізичних властивостей вихідного матеріалу, тому результати отримані за цією формулою відрізняються від практичних. Але вона дозволяє з'ясувати вплив основних факторів на продуктивність дробарки.

Звичайно продуктивність щоккових дробарок визначають з використанням емпіричних формул, даних каталогів та експериментально.

За емпіричною формулою Механобру повна розрахункова продуктивність щоккової дробарки визначається:

$$Q = k_{кр} k_{вл} k_m (150 + 750B) L e \delta_n, \text{ т/год,} \quad (2.38)$$

де $k_{кр}, k_{вл}, k_m$ – коефіцієнти, що враховують вплив крупності, вологості і міцності матеріалу, який дробиться (табл. 2.3); $(150 + 750B)$ – питома дослідна продуктивність, $\text{м}^3/\text{год} \cdot \text{м}^2$; B – ширина завантажувального отвору дробарки, м; L – довжина завантажувального отвору дробарки, м; e – ширина розвантажувальної щілини у фазі розкриття профілів (при найбільшому віддаленні щік), м; δ_n – насипна густина матеріалу, т/м^3 .

За паспортними даними розрахункова продуктивність щоккової дробарки:

$$Q = k_{кр} k_{вл} k_m Q_n \frac{e}{e_n} \cdot \frac{\delta_n}{1,6}, \text{ т/год,} \quad (2.39)$$

де $k_{кр}, k_{вл}, k_m$ і δ_n – мають попередні значення; Q_n – продуктивність дробарки за паспортом, $\text{м}^3/\text{год}$; e – ширина розвантажувальної щілини у фазі розкриття профілів (при найбільшому віддаленні щік), м; e_n – номінальна ширина розвантажувальної щілини, м.

Вибір щоккової дробарки визначається продуктивністю при заданій ширині розвантажувальної щілини і розміром максимальної грудки у вихідному матеріалі D_{max} . Ширина завантажувального отвору дробарки повинна бути на 15 – 20 % більше розміру максимальної грудки вихідного ма-

теріалу. Продуктивність дробарки приймають за даними заводів, що їх виготовляють, але з введенням поправки на насипну густину матеріалу.

Таблиця 2.3 – Поправкові коефіцієнти на умови дроблення
($k_{кр}$, $k_{вл}$, $k_{тв}$)

Коефіцієнт	Руда							
	малої міцності		середньої міцності		великої міцності		дуже великої міцності	
Міцності за шкалою Протодьяконова	5 – 10		10 – 15		15 – 18		18 – 20	
Поправковий на міцність руди $k_{\partial\partial}$	1,20		1,00		0,95		0,90	
Поправковий на вологість (при наявності в руді дріб'язку, що грудкується) $k_{вл}$	Вологість руди, %							
	4	5	6	7	8	9	10	11
	1,00	1,00	0,95	0,90	0,85	0,80	0,75	0,65
Поправковий на крупність руди $k_{кр}$	Вміст крупних класів (крупніше 0,5В) в живленні, %							
	10	20	30	40	50	60	70	80
	1,08	1,05	1,03	1,00	0,97	0,95	0,92	0,89

Потужність електродвигуна шоквої дробарки визначається за емпіричною формулою:

$$N = cLB, \text{ кВт}, \quad (2.40)$$

де L і B – довжина і ширина завантажувального отвору дробарки, см; c – коефіцієнт, що приймається залежно від розмірів завантажувального отвору (табл. 2.4).

Таблиця 2.4 – Величина поправкового коефіцієнта c

Розміри завантажувального отвору, мм	$L \times B < 250 \times 400$	$L \times B = (250 \times 400) \div (900 \times 1200)$	$L \times B < 900 \times 1200$
Коефіцієнт c	1/60	1/100	1/120

Ступінь дроблення шоквих дробарок звичайно складає від 3 до 4 і може регулюватися зміною ширини розвантажувального отвору дробарки. Дроблений продукт шоквих дробарок містить значну кількість надлишкових зерен, що залежить від міцності руди, стану футерувальних плит та ін.

Типові характеристики крупності продуктів дроблення щокрових дробарок наведені на рис. 2.10. По осі абсцис відкладають відносну крупність зерен z (в частках від максимальної ширини розвантажувальної щілини дробарки), а по осі ординат сумарний вихід класів по «+ d ». Якщо точку перетину перпендикуляра від осі z з типовою кривою спроектувати на вісь виходів по «+ d » отримуємо вихід шуканого класу.

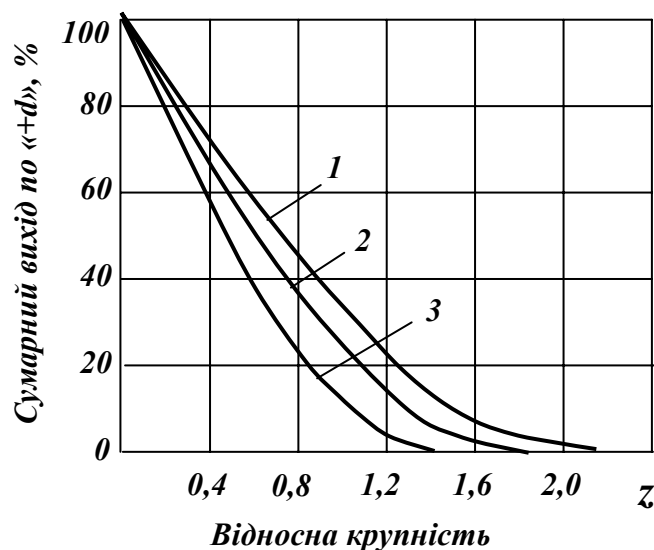


Рис. 2.10 – Типові характеристики крупності продуктів дроблення щокрових дробарок.

1 – руди великої міцності;
2 – руди середньої міцності;
3 – руди малої міцності.

Умовною максимальною крупністю грудок у дробленому продукті вважають розмір отворів сита, крізь яке проходить 95 % матеріалу. Умовна максимальна крупність визначається як відношення розміру грудки до ширини розвантажувальної щілини дробарки ($z = d/B$).

При розрахунках схем дроблення типові характеристики крупності застосовують для визначення гранулометричного складу дроблених продуктів, якщо реальний гранулометричний склад продукту не був отриманий при попередніх дослідженнях. Також сумарний вихід класів по «+ d » може бути розрахований за емпіричними формулами, що наведені в табл. 2.5.

Таблиця 2.5 – Формули для розрахунку гранулометричного складу дробленого продукту щокрових дробарок

Тип руди	Розрахункова формула	Формула вірна
Малої міцності	$b^{+z} = (1 - 0,70z - 1,41z^2 + 1,76z^3 - 0,54z^4) \cdot 10^2$ (2.41)	при $z \leq 1,4$
Середньої міцності	$b^{+z} = (1 - 0,27z - 1,69z^2 + 1,64z^3 - 0,44z^4) \cdot 10^2$ (2.42)	при $z \leq 1,7$
Великої міцності	$b^{+z} = (1 - 0,39z - 0,47z^2 + 0,40z^3 - 0,09z^4) \cdot 10^2$ (2.43)	при $z \leq 2,2$

Характеристика крупності дробленого продукту залежить від міцності руди, ширини вихідної щілини дробарки, а також ефективності роботи грохота в стадії дроблення.

2.6 Конусні дробарки крупного дроблення

2.6.1 Конструкція і принцип дії конусних дробарок крупного дроблення

Конусні дробарки встановлюють на збагачувальних фабриках великої продуктивності. Для крупного дроблення руд застосовуються конусні дробарки з підвісним валом і розвантаженням під дробарку (рис. 2.11).

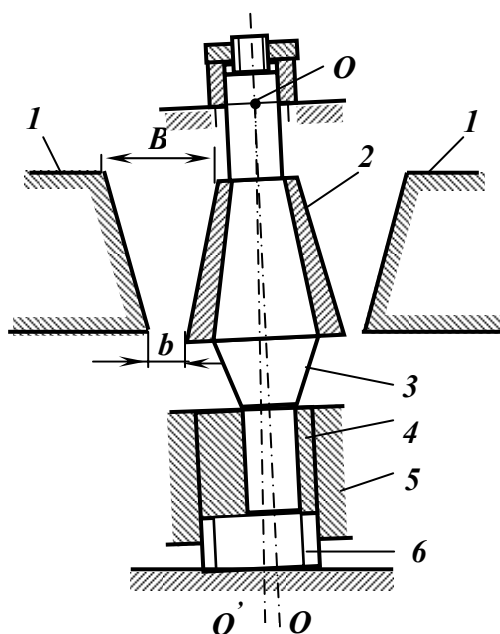


Рис. 2.11 – Принципова схема конусної дробарки крупного дроблення.

B – розмір завантажувального отвору; b – ширина кільцевої розвантажувальної щілини.

- 1 – нерухома конусна чаша;
- 2 – рухомий дробильний конус;
- 3 – вал;
- 4 – ексцентриковий стакан;
- 5 – підшипник;
- 6 – підп'ятник (опирач).

Дроблення матеріалу відбувається у кільцевому робочому просторі між зовнішньою нерухомою конічною чашею 1 і рухомим дробильним конусом 2, який жорстко закріплений на валу 3. Верхній кінець вала шарнірно підвішений у точці O , а нижній – вільно вставлений в ексцентриковий стакан 4. Вісь $O-O'$ вала 3 нахилена до осі симетрії $O-O$ корпуса дробарки. Ексцентриковий стакан обертається в центральному вертикальному підшипнику 5 корпуса дробарки і підтримується підп'ятником 6. При обертанні ексцентрикового стакана навколо осі дробарки $O-O$ вісь вала 3 описує конічну поверхню з вершиною у точці O . При цьому рухомий конус виконує круговий рух усередині нерухомих конусних чаш і послідовно наближається до її стінок з однієї сторони і віддаляється від стінок протилежної сторони (рис. 2.12).

Наближення подрібнюючого конуса до чаші супроводжується дробленням грудок матеріалу, що надходить у дробарку зверху, а віддалення – розвантаженням дробленого продукту, що виходить униз, під дробарку.

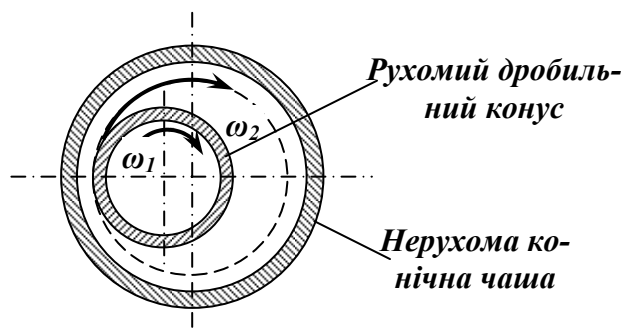


Рис. 2.12 – Напрямок обертання рухомого конуса:

ω_1 – навколо осі $O - O'$;

ω_2 – навколо осі $O - O'$.

У конусних дробарках матеріал дробиться в кільцевому просторі, утвореному нерухомою конічною чашею **1** і розташованим усередині цієї чаші рухомим подрібнювальним конусом **2**, закріпленим на ексцентрично встановленому (завдяки стакану **4**) валу **3**. Основне подрібнювальне зусилля в конусних дробарках – роздавлювання, але має місце і розлам грудок при вигині, що виникає, коли грудка затиснута між увігнутою поверхнею чаші **1** і опуклою поверхнею рухомого конуса **2**.

Конусні дробарки крупного дроблення випускають з механічним і гідравлічним регулюванням розвантажувальної щілини.

Конструкція конусної дробарки крупного дроблення з підвісним валом, розвантаженням під дробарку і гідравлічним регулюванням випускної щілини наведена на рис. 2.13. Робочі поверхні нерухомої чаші **1** і дробильного конуса **2** вкриті футерувальними плитами з марганцевистої сталі.

Станина дробарки роз'ємна і складається з трьох частин **3**, **4** і **5**. Верхня частина станини **3** являє собою нерухому конічну чашу, на якій укріплена футерована плитами траверса **6**, що відлита заодно з опорним кільцем. На траверсі **6** підвішується головний вал **7**, верхній кінець якого захищений ковпаком **8**, а нижній поміщений у ексцентриковий стакан **10**. При обертанні ексцентрикового стакана у вертикальній втулці, що жорстко закріплена в станині дробарки, кожна точка осі вала описує коло, радіус якої залежить від відстані до точки підвісу вала (чим точка нижче, тим радіус більше).

Нижній кінець вала переміщується по колу, радіус якої дорівнює ексцентриситету стакана **10**. Амплітуда відхилення конуса становить 20-30 мм. За один оберт ексцентрика дробильний конус послідовно наближається до усіх точок внутрішньої поверхні нерухомої чаші і здійснює дроблення руди. При відході дробильного конуса від нерухомої чаші відбувається розвантаження дробленого продукту.

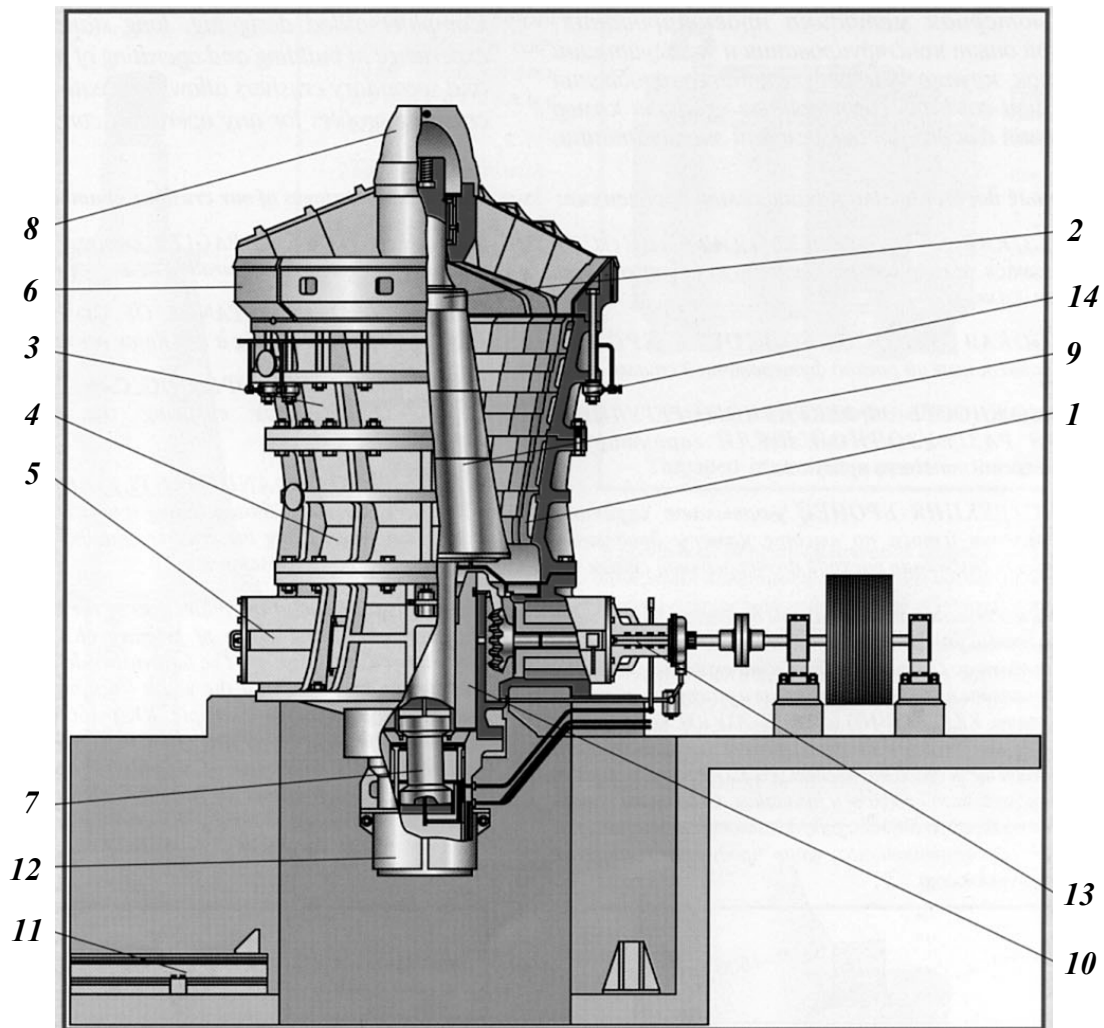


Рис. 2.13 – Конусна дробарка з гідравлічним регулюванням вихідної щілини типу ККД.

1 – нерухома конічна чаша; 2 – дробильний конус; 3, 4, 5 – верхнє, середнє і нижнє кільця станини; 6 – траверса; 7 – головний вал; 8 – ковпак; 9 – броня рухомого конуса; 10 – ексцентриковий стакан; 11 – рейкова колія; 12 – плунжер; 13 – привід дробарки; 14 – гідравлічний домкрат.

Привод дробарки **13** здійснюється через клинопасову передачу і пару конічних зубчатих коліс. Обертання ексцентрикового вала в дробарках великих розмірів (з діаметром конуса від 1200 до 1500 мм) здійснюється від двох електродвигунів. Другий двигун призначений для пуску дробарки під завалом.

Для механізації ремонтних робіт передбачений гідравлічний домкрат **14**, а під дробаркою передбачений ремонтний майданчик з рейковою колією **11** для переміщення важких деталей. Дробильний конус з валом спирається на плунжер **12** гідравлічного циліндру. Між плунжером і кришкою циліндра знаходиться шар масла висотою 120 мм.

Регулювання випускної щілини дробарки здійснюється підйомом або опусканням дробильного конуса у результаті зміни рівня масла в циліндрі 5 під плунжером 3 (рис. 2.14).

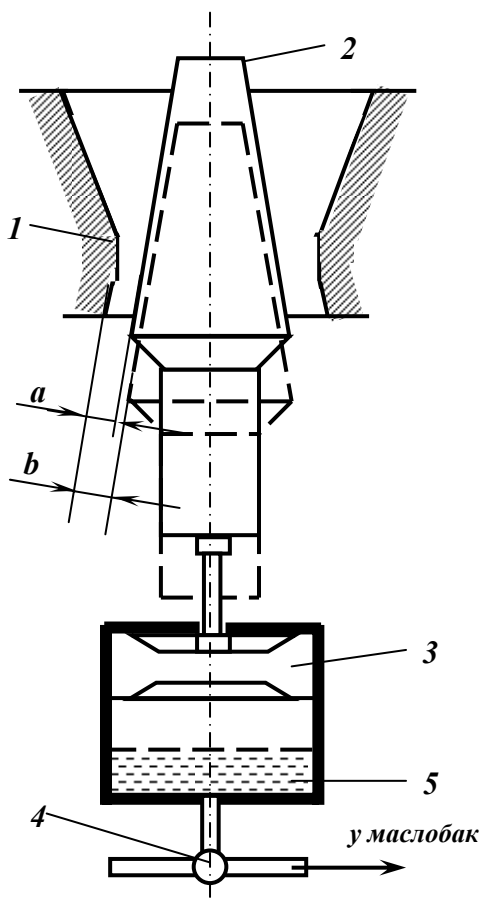


Рис. 2.14 – Гідравлічний пристрій для регулювання розвантажувальної щілини дробарки.

- 1 – нерухома конічна чаша;
- 2 – дробильний конус;
- 3 – плунжер;
- 4 – клапан;
- 5 – циліндр.

На ряді збагачувальних фабрик застосовують чотирістадіальні схеми дроблення. Перша стадія крупного дроблення може здійснюватись у конусних дробарках з підвішеним валом або у щоккових, а друга – у конусних редуційних дробарках типу КРД з гідравлічним регулюванням ширини вихідного отвору (гідравлічним домкратом). За конструкцією конусні редуційні дробарки схожі на дробарки крупного дроблення з підвішеним валом, але для отримання більш однорідного за крупністю дробленого продукту і зменшення забивання дробарки рудою профіль футеровки в зоні розвантаження роблять криволінійним (рис. 2.15), однак довжина цієї зони для цих дробарок невелика.

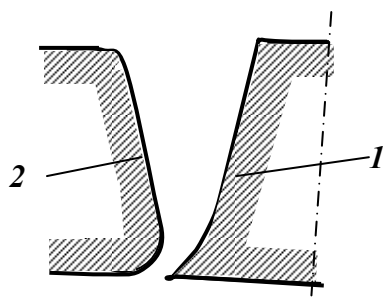


Рис. 2.15 – Криволінійний профіль футеровок конусних дробарок крупного дроблення.

- 1 – дробильний конус;
- 2 – нерухома конічна чаша.

Конусні дробарки крупного дроблення характеризуються високою продуктивністю, надійністю у роботі, рівномірним ходом, відносно меншим (в порівнянні з щокowymi дробарками) і більш рівномірним по крупності дробленим продуктом, особливо при дробленні плитнякового матеріалу. Однак через складність конструкції конусних дробарок при малій продуктивності збагачувальних фабрик перевагу віддають щоковим дробаркам.

Технічні характеристики конусних дробарок типів ККД і КРД наведені у додатку Б.

2.6.2 Технологічні характеристики конусних дробарок крупного дроблення

До основних технологічних характеристик конусних дробарок крупного дроблення належать: кут захоплення α , частота обертання ексцентрикового стакана n , продуктивність Q і потужність електродвигуна N .

Кутom захоплення конусних дробарок крупного дроблення називається кут між твірними внутрішньої поверхні нерухомої конічної чаші і зовнішньої поверхні дробильного конуса (рис. 2.16).

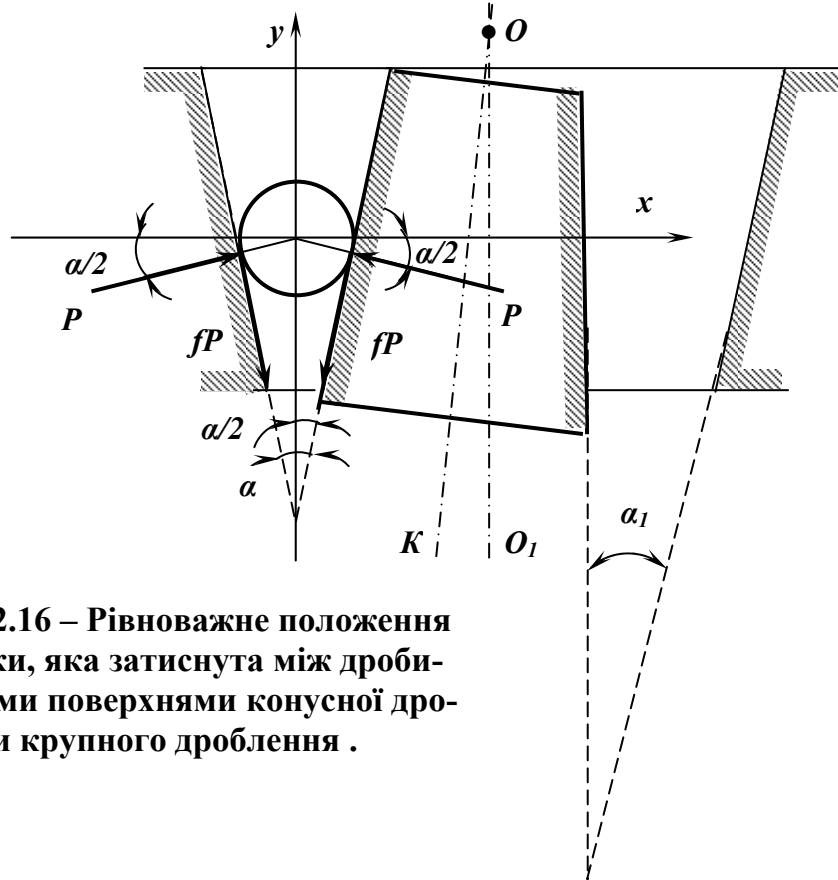


Рис. 2.16 – Рівноважне положення грудки, яка затиснута між дробильними поверхнями конусної дробарки крупного дроблення .

Величина кута захоплення змінюється від α у точці зближення дробильних поверхонь до α_1 у діаметрально протилежній точці, де дробильний конус відходить від чаші. Незначною різницею між величиною кутів α

і α_1 нехтують, тому що вона не має практичного значення, і кутом захоплення вважають кут α .

Умови рівноваги грудки матеріалу у камері дроблення конусної дробарки крупного дроблення аналогічні умовам рівноваги грудки матеріалу в щоківій дробарці, що дозволяє поширити висновки, які були зроблені для щоківих дробарок, на конусні дробарки крупного дроблення. Таким чином, кут захоплення конусних дробарок крупного дроблення не повинен перевищувати подвійний кут тертя. Практично кут захоплення конусних дробарок крупного дроблення складає від 24 до 28° .

Оптимальна частота обертання ексцентрикового стакану n (хв^{-1}), при якій досягається максимальна продуктивність дробарки, може бути визначена, як і для щоківій дробарки, за формулою (2.31).

З трикутника BB_1K (рис. 2.17) визначаємо h :

$$h = BL / \operatorname{tg} \alpha_1 = LK / \operatorname{tg} \alpha_2. \quad (2.44)$$

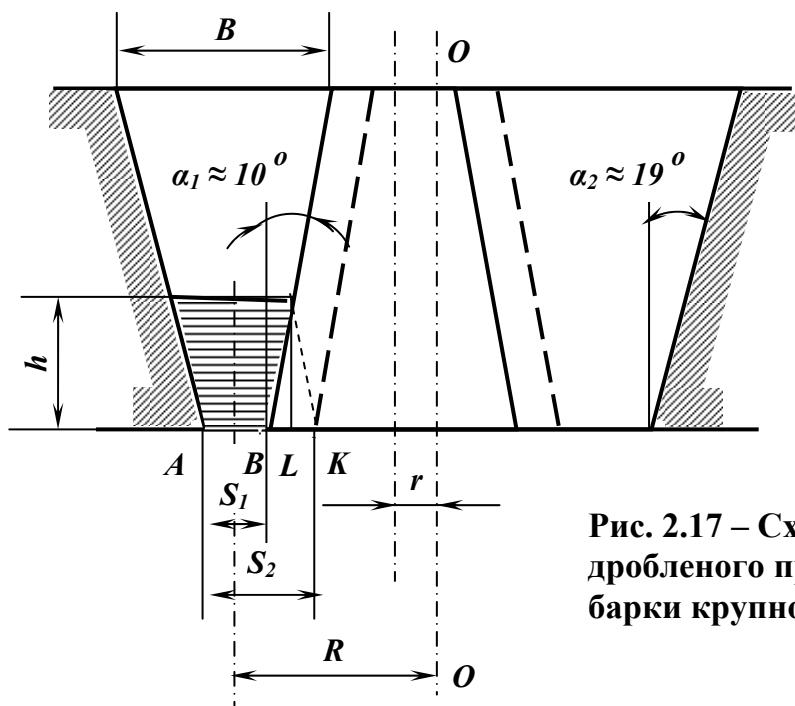


Рис. 2.17 – Схема розвантажування дробленого продукту з конусної дробарки крупного дроблення.

Використовуючи властивість похідної пропорції отримуємо:

$$h = \frac{DL + LK}{\operatorname{tg} \alpha_1 + \operatorname{tg} \alpha_2} = \frac{e}{\operatorname{tg} \alpha_1 + \operatorname{tg} \alpha_2}. \quad (2.45)$$

Після підстановки в рівняння (2.33) отримуємо:

$$n = 30\sqrt{g(\operatorname{tg}\alpha_1 + \operatorname{tg}\alpha_2) / 2e}. \quad (2.46)$$

де $e = 2r$ – хід дробильного конуса на лінії розвантажувального отвору, м;
 r – ексцентриситет, м.

В конусних дробарках крупного дроблення ексцентриситет на рівні розвантажувальної щілини залежно від розміру дробарки складає 13 – 25 мм. При цьому дробарки одного розміру можуть мати різні ексцентриситети. Аналіз конструктивних розмірів дробарок показує, що середній хід конуса e (м) на горизонті вихідної щілини (подвійний ексцентриситет) пов'язаний з шириною завантажувального отвору B (м) лінійною залежністю:

$$e = 0,02B + 0,01. \quad (2.47)$$

Формула (2.47) отримана без урахування опору руху дробленого продукту при виході його з дробарки, тому вона дає приблизно в два рази більші значення частоти обертання вала. Для практичних розрахунків частоти обертання ексцентрикового стакана конусних дробарок крупного дроблення n (хв⁻¹) користуються формулою:

$$n = 15\sqrt{g(\operatorname{tg}\alpha_1 + \operatorname{tg}\alpha_2) / 2e}. \quad (2.48)$$

Якщо у формулу (2.48) підставити значення середнього ходу конуса e (2.47) і тангенсів кутів зовнішньої чаші α_1 та дробильного конуса α_2 , то після перетворення отримуємо:

$$n = 240 / \sqrt{2B + 1}, \text{ хв}^{-1}. \quad (2.49)$$

Для редуційних дробарок типу КРД частоту обертання конуса приймають на 10 – 20 % менше, ніж для дробарок типу ККД того ж розміру.

Продуктивність розраховують по об'єму дробленого продукту, що випадає за один оберт дробильного конуса. Згідно з теоремою Гульдена за один оберт дробильного конуса з дробарки вивантажується об'єм матеріалу, що дорівнює добутку площі кільця з трапецеїдальним поперечним перетином AA_1BB_1 на середню довжину цього кільця (рис. 2.17):

$$V = F \cdot 2\pi R, \quad (2.50)$$

де F – площа перетину кільця; R – відстань від осі обертання $O - O$ до центра ваги трапеції.

Як видно з рис. 2.17,

$$F = \frac{s_1 + s_2}{2} \cdot h = \frac{s_1 + s_2}{2} \cdot \frac{e}{\operatorname{tg} \alpha_1 + \operatorname{tg} \alpha_2}.$$

Після підстановки у формулу (2.38) одержуємо:

$$V = \frac{s_1 + s_2}{2} \cdot \frac{e}{\operatorname{tg} \alpha_1 + \operatorname{tg} \alpha_2} \cdot 2\pi R, \quad (2.51)$$

де s_1 і s_2 – максимальна і мінімальна ширина вихідного отвору, м.

Для середніх значень ширини вихідного отвору є така залежність між шириною завантажувального отвору B , площею перетину кільця F і відстанню R центра ваги трапеції від осі обертання:

$$F = 0,0056B^2 + 0,0026B - 0,0001; \quad R = 0,83B.$$

Після підстановки значень F і R у формулу (2.49) отримуємо вираз для визначення об'єму:

$$V = 0,0292B^3 + 0,0136B^2 - 0,0005B. \quad (2.52)$$

Об'ємну продуктивність дробарки розраховують з використанням формул (2.49) і (2.52):

$$Q_o = 60nV = \frac{420,5B^3 + 195,8B^2 - 7,2B}{\sqrt{2B + 1}}, \text{ м}^3/\text{год.} \quad (2.53)$$

Масова продуктивність конусної дробарки крупного дроблення:

$$Q = k\delta \frac{420,5B^3 + 195,8B^2 - 7,2B}{\sqrt{2B + 1}}, \text{ т/год.}, \quad (2.54)$$

або приблизно

$$Q = 210k\delta B^2 \sqrt{2B + 1}, \text{ т/год.}, \quad (2.55)$$

де k – коефіцієнт розпушення; δ – густина вихідного матеріалу, т/м³.

Результати розрахунку з використанням формули (2.54) не збігаються з даними каталогів заводів-продуцентів, тому що ця формула виведена для середніх значень ширини розвантажувального отвору, ексцентриситету і основних розмірів робочого простору дробарки. Для урахування реальних значень ширини вихідного отвору і довжини ходу дробильного ко-

нуса необхідно визначити продуктивність на 1 мм ширини розвантажувального отвору та помножити її на нове значення ширини.

За емпіричною формулою Механобру повна розрахункова продуктивність конусної дробарки визначається:

$$Q = 0,6k_{кр}k_{вл}k_{тв}D^2rne\delta_n, \text{ т/год}, \quad (2.56)$$

де $k_{кр}, k_{вл}, k_{тв}$ – коефіцієнти, що враховують вплив крупності, вологості і твердість матеріалу, який дробиться (табл. 2.3); D – діаметр основи дробильного конусу, м; r – ексцентриситет вала у площині вихідного отвору, м; n – частота обертів рухомого конуса, хв^{-1} ; e – ширина розвантажувальної щілини у фазі розкриття профілів (на відкритій стороні), м; δ_n – насипна густина матеріалу, т/м^3 .

Потужність електродвигуна конусної дробарки визначається за емпіричною формулою:

$$N = 36D^2rn, \text{ кВт}, \quad (2.57)$$

де D – діаметр основи дробильного конусу, м; r – ексцентриситет вала у площині вихідного отвору, м; n – частота обертів рухомого конуса, хв^{-1} .

Ступінь дроблення конусних дробарок крупного дроблення може досягати 8, але звичайно вони працюють при ступенях дроблення від 3 до 4. Конусні дробарки крупного дроблення великих розмірів можуть працювати «під завалом». Дроблений продукт конусних дробарок крупного дроблення містить значну кількість надлишкових зерен, що залежить від фізичних властивостей руди, стану футеровочних плит дробарки та ін.

Типові характеристики крупності продуктів дроблення конусних дробарок крупного дроблення наведені на рис. 2.18, вони використовуються так само, як і характеристики для щоккових дробарок. По осі абсцис відкладають відносну крупність зерен z (в частках максимальної ширини розвантажувальної щілини), а по осі ординат сумарний вихід класів по «+ d ».

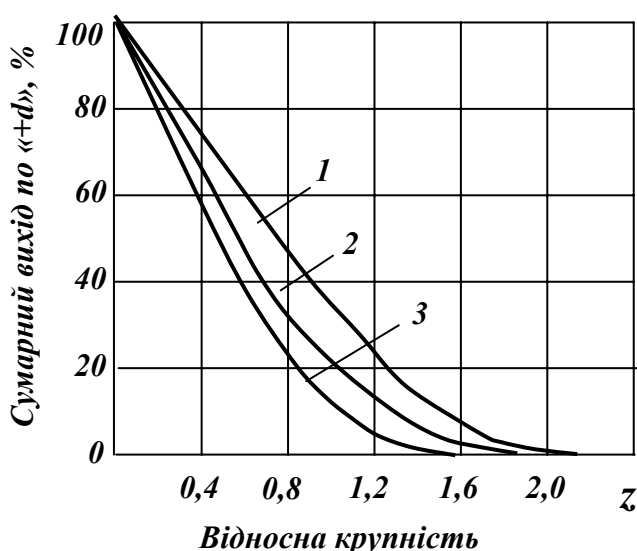


Рис. 2.18 – Типові характеристики крупності продуктів дроблення конусних дробарок крупного дроблення.

1 – руди великої міцності;
2 – руди середньої міцності;
3 – руди малої міцності.

При розрахунках схем дроблення типові характеристики крупності застосовують для визначення гранулометричного складу дроблених продуктів, якщо реальний гранулометричний склад продукту не був отриманий при попередніх дослідженнях. Також сумарний вихід класів по «+d» може бути розрахований за емпіричними формулами, що наведені в табл. 2.6.

Таблиця 2.6 – Формули для розрахунку гранулометричного складу дробленого продукту конусних дробарок крупного дроблення

Тип руди	Розрахункова формула	Формула вірна
Малої міцності	$b^{+z} = (1 - 1,04z + 0,01z^2 + 0,27z^3 + 0,07z^4) \cdot 10^2$ (2.58)	при $z \leq 1,6$
Середньої міцності	$b^{+z} = (1 - 0,80z + 0,11z^3 - 0,02z^4) \cdot 10^2$ (2.59)	при $z \leq 1,8$
Великої міцності	$b^{+z} = (1 - 0,69z + 0,04z^2 + 0,03z^3) \cdot 10^2$ (2.60)	при $z \leq 2,0$

Характеристика крупності дробленого продукту залежить від міцності руди, ширини вихідної щілини дробарки, а також ефективності роботи грохота в стадії дроблення.

Конусні дробарки крупного дроблення використовують для дроблення порід великої міцності і в'язких. Дробарка повинна забезпечити необхідну продуктивність при заданій крупності дробленого продукту. Ширина приймального отвору дробарки повинна бути на 15 % більша розміру максимального зерна у вихідному матеріалі.

2.7 Конусні дробарки середнього і дрібного дроблення

2.7.1 Конструкція і принцип дії конусних дробарок середнього і дрібного дроблення

Конусні дробарки середнього (КСД) і дрібного (КМД) дроблення призначені відповідно для другої і третьої стадій (у тристадіальних схемах) або для третьої і четвертої стадій (у чотиристадіальних схемах) при дробленні руд середньої твердості і твердих.

Конструктивно і за принципом дії конусні дробарки середнього і дрібного дроблення практично мало відрізняються від конусних дробарок крупного дроблення. Їх основна конструктивна відмінність полягає у способі установки головного вала: у конусних дробарок крупного дроблення

головний вал підвішується до траверси, а у конусних дробарок середнього і дрібного дроблення – обпирається на сферичний підшипник.

Характерною особливістю конусних дробарок середнього і дрібного дроблення є великий нахил утворюючих дробильного конуса. Тому при наближенні дробильного конуса до нерухокої конічної чаші біля вихідної щілини утворюється паралельна зона, тобто частина робочого простору, де конічні поверхні паралельні.

Конусна дробарка середнього або дрібного дроблення (рис. 2.19) складається зі станини **2** з циліндричним стаканом **1** у центрі. Усередині циліндричного стакану встановлений ексцентриковий стакан **12**. Зверху на пружинах **3** встановлена конічна чаша **4**, всередині якої розташований дробильний конус **5**, що обпирається на сферичний підшипник **7**. Головний вал **8** нижнім кінцем входить у гніздо ексцентрикового стакану і при його обертанні виконує кругові рухи усередині чаші **4**. Ексцентриковий стакан **12** отримує обертальний рух від електродвигуна через муфту **9**, привідний вал **10** і конічні шестерні **11**.

Дробарка завантажується зверху за допомогою розподільної тарілки **6**. При наближенні конуса **5** до чаші **4** відбувається дроблення матеріалу роздавлюванням та стиранням, тому що конус обертається не тільки навколо осі конічної чаші, але й навколо своєї власної.

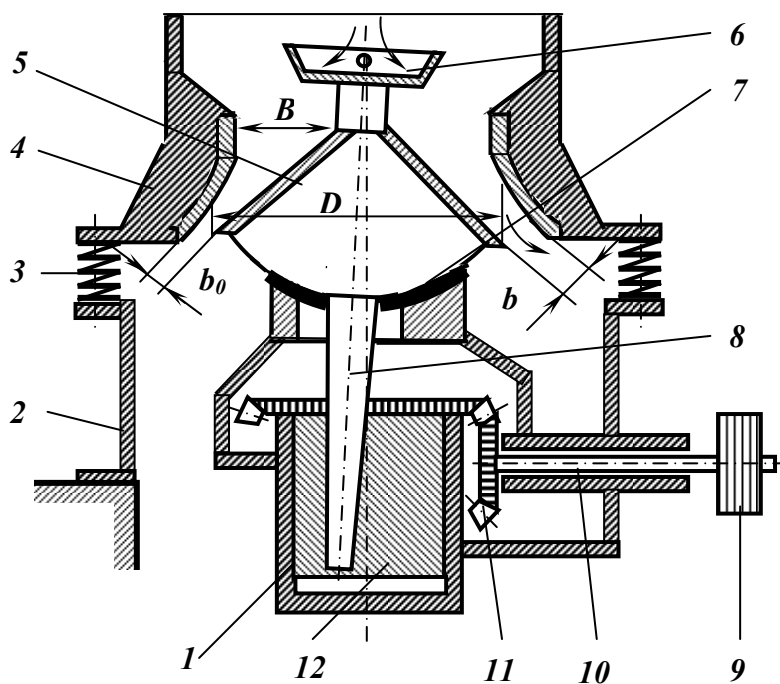


Рис. 2.19 – Схема конусної дробарки середнього і дрібного дроблення.

1 – циліндричний стакан; 2 – станина; 3 – пружини; 5 – дробильний конус; 6 – розподільна тарілка; 7 – сферичний підшипник; 8 – головний вал; 9 – муфта; 10 – привідний вал; 12 – ексцентриковий стакан.

Розмір дробарок КСД і КМД характеризується діаметром основи рухомого конуса D .

Конусні дробарки середнього і дрібного дроблення відрізняються довжиною паралельної зони: у дробарок дрібного дроблення вона дорівнює $1/6$ діаметра рухомого конуса, а у дробарок середнього дроблення – тільки $1/10 \div 1/12$.

Конусні дробарки середнього і дрібного дроблення більш швидкохідні в порівнянні з дробарками крупного дроблення. Залежно від розміру дробарки частота коливань конуса в 2 – 3 рази більше, чим у дробарок крупного дроблення. Крім того, вони мають більший кут відхилення конуса в порівнянні з дробарками крупного дроблення. Великий нахил твірних дробильного конуса і більш висока частота його коливань забезпечує чотири-, п'ятикратне затиснення грудок руди у робочому просторі, в тому числі не менше одного разу в паралельній зоні.

Конусні дробарки середнього (КСД) дроблення випускають у двох виконаннях: ГР – для грубого дроблення; Т – для тонкого дроблення. Конусні дробарки дрібного (КМД) дроблення виготовлюються у трьох виконаннях: ГР – для грубого дроблення; Т – для тонкого дроблення; СТ – для надтонкого дроблення. Розрізняють дробарки КСД і КМД з механічним і гідравлічним регулюванням розвантажувального отвору. Дробарки КСД і КМД призначені для дроблення руд, нерудних та інших матеріалів середньої твердості і твердих.

Конструкції дробарок КСД і КМД подібні, тому нижче розглянуто тільки дробарки КМД-2200Т (рис. 2.20).

Верхня частина дробарки обладнана завантажувальним пристроєм **1** для рівномірного розподілу руди за допомогою тарілки **16**. Зменшення крупності матеріалу здійснюється роздавлюванням у результаті коливального руху дробильного конуса **17** напруженого на головний вал. Маса валу, а також вертикальна і горизонтальна складові зусиль дроблення сприймаються сферичним підп'ятником-опирачем **7**. Нижня поверхня конуса **17** має форму сфери з тонкою бронзовою прокладкою. Опорна чаша **8**, яка служить опорою для сферичної поверхні, насаджена на стінку картера, що складає одне ціле зі станиною **11**. Для запобігання проникнення пилу і дрібних частинок матеріалу у сферичний підп'ятник **7** передбачений гідравлічний затвор **20**.

У масивну циліндричну втулку **13** запресована тонкостінна конусна бронзова втулка **12**. Усередині втулки **12** обертається ексцентриковий стакан **14**, який спирається на диски **15** плоского підп'ятника. Нижня частина головного вала входить у виїмку стакана **14**, який отримує обертальний момент від електродвигуна через зубчасту пару **22** і **23**, привідний вал **25** і еластичну муфту **24**.

Нерухомий конус **6** (з футеровкою) кріпиться до регульовального кільця **4**, яке, у свою чергу, з'єднується з трапецеїдальною різьбою з опор-

ним кільцем 5, що лежить на верхньому фланці станини 11. Ширина розвантажувального отвору регулюється переміщенням кільця 4 (за допомогою пристроїв 2 і 3) по висоті.

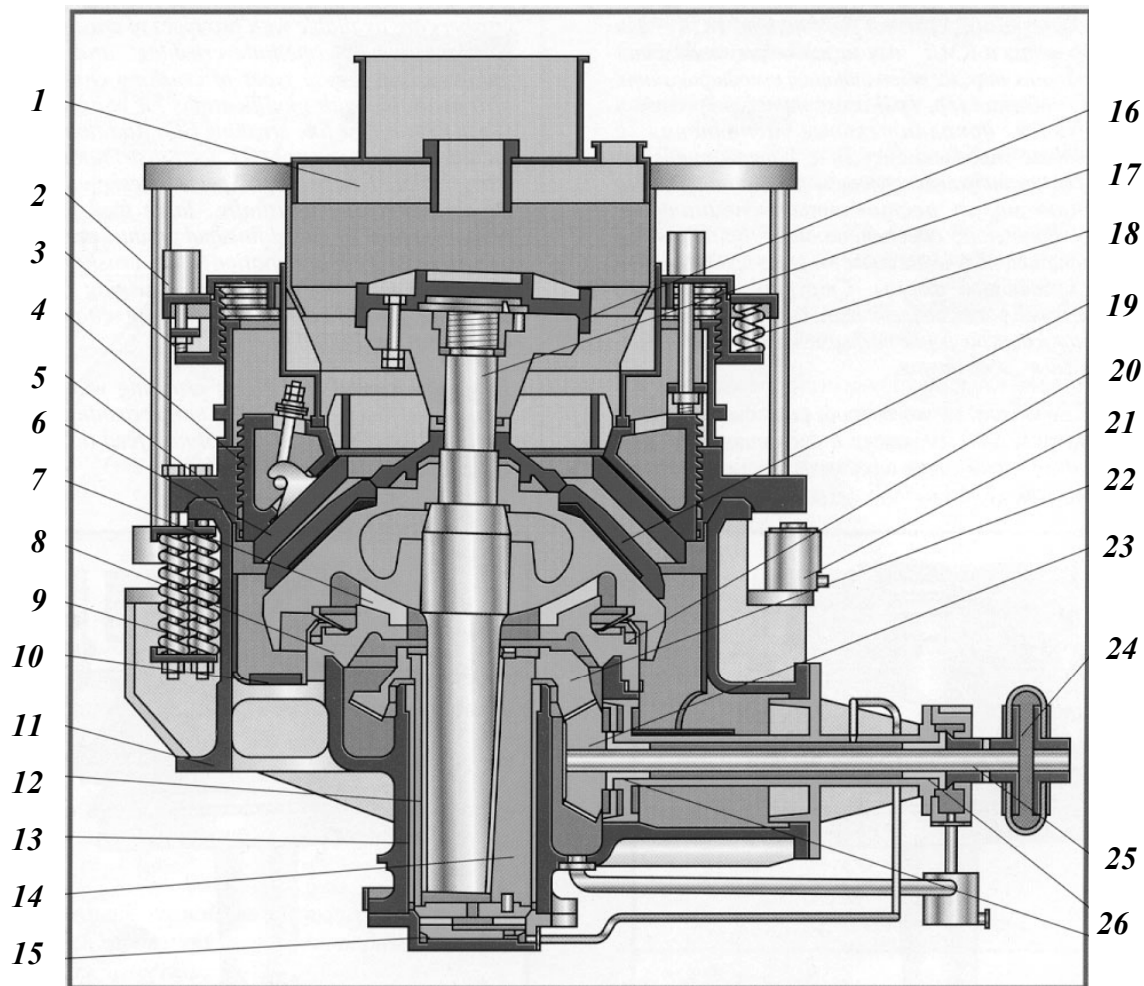


Рис. 2.20 – Конусна дробарка типу КМД-2200Т.

1 – завантажувальний пристрій; 2, 3 – пристрої фіксації і розфіксації регулювального кільця; 4 – регулювальне кільце; 5 – опорне кільце; 6 – нерухомий конус (з футеровкою); 7 – сферичний підп'ятник; 8 – опорна чаша; 9 – пружинна система; 10 – броня ребра жорсткості; 11 – станина; 12 – конусна втулка ексцентрика; 13 – циліндрична втулка; 14 – ексцентриковий стакан; 15 – диски підп'ятника; 16 – розподільна тарілка; 17 – дробильний конус; 18 – пружини фіксації; 19 – футеровка конуса; 20 – гідрозатвор; 21 – гідросистема розвантаження тіл, що не дробляться; 22, 23 – конічні зубчаті шестерні приводу; 24 – еластична муфта; 25 – привідний вал; 26 – втулки приводного вала.

Для запобігання дробарки від поломки при попаданні тіл, що не дробляться, конструкція обладнана системою пружин 9, яка розташована по периметру. При попаданні у робочу зону металевого тіла нерухомий конус

разом з опорним і регулювальним кільцями піднімається за допомогою гідравлічної системи **21** і недробиме тіло вивалюється крізь розвантажувальний отвір, якщо його розмір не перевищує ширину отвору при розмиканні. Після цього пружини повертають конус **6** у первісне положення.

При експлуатації конусних дробарок необхідно забезпечити рівномірне надходження в неї вихідного матеріалу по всьому колу завантажувального отвору. Нерівномірне завантаження робочого простору дробарки матеріалом приводить до однобічного зносу футеровки, після чого дробарка починає видавати нерівномірний за крупністю продукт.

Мінімальна крупність дробленого продукту, яка може бути отримана при роботі дробарок КМД у відкритому циклі, складає 20 – 25 мм. Для отримання більш дрібних продуктів при роботі КМД необхідно застосовувати замкнені цикли дроблення. Однак, при цьому продуктивність дробарок знижується через обмежену ефективність грохочення та повернення на дроблення частини готового по крупності продукту, але у результаті надходження у цикл подрібнення більш дрібного матеріалу продуктивність млинів збільшується.

Для дрібного дроблення фірма «Норенберг» (США) створила *дробарки типу «Жиродиск»*. Вони призначені для дроблення матеріалів крупністю до 40 мм та отримання дробленого продукту крупністю до 6 – 8 мм.

За будовою дробарка «Жиродиск» - це конусна дробарка дрібного дроблення, але дробильний конус у неї зроблений дуже пологим (диск). Конус-диск спирається на сферичний під'ятник. Захист від поломок при попаданні металу здійснюється притискними пружинами настановного кільця. Вихідна щілина регулюється вгвинчуванням та вигвинчуванням дробильної чаші або гідравлічним способом.

Головна відміна дробарки «Жиродиск» від конусних дробарок полягає у конфігурації камери дроблення: пологий конус-диск і камера, в якій дроблення відбувається в самій масі матеріалу (рис. 2.21). Конус-диск має високу частоту коливань, тому у дробарці руйнування матеріалу відбувається швидким натисканням – ударом і стиранням у багатошарової маси зерен.

При роботі дробарки велике значення має постійне заповнення матеріалом робочого простору, тому подача матеріалу у дробарку регулюється автоматично.

Дробарки «Жиродиск» застосовуються в основному для виготовлення штучного будівельного або дорожнього піску з граніту, базальту, вапняку. У цій галузі вони успішно конкурують з молотковим дробарками і стержневими млинами. Застосовують дробарки «Жиродиск» й на збагачувальних фабриках для отримання дрібного живлення для кульових млинів (до 5 і навіть до 3 мм).

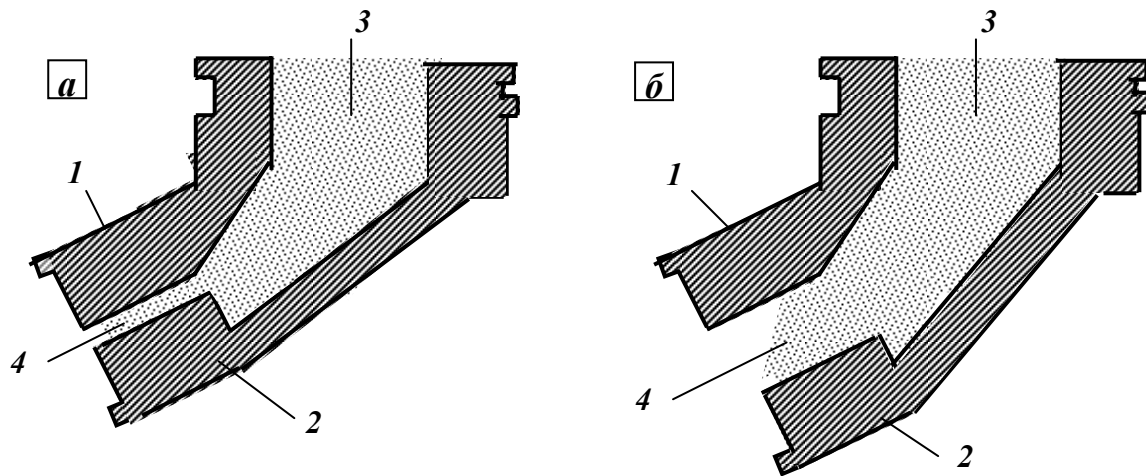


Рис. 2.21 – Схема процесу в камері дроблення дробарки «Жиродиск».
а – чаша і конус-диск зближені – матеріал дробиться;
б – вихідна щілина розкрита – матеріал розвантажується;
1 – футеровка чаші; **2** – футеровка конуса-диска; **3** – камера дроблення;
4 – паралельна зона дробарки.

У такому разі дроблений продукт конусних дробарок крупністю 20 – 25 мм додроблюється у дробарках «Жиродиск», які працюють у замкненому циклі з грохотами. Введення додаткової стадії дроблення окупається підвищенням продуктивності кульових млинів при подачі в них дрібного матеріалу.

Конусні інерційні дробарки (КІД) – новий напрямок вітчизняного гірничо-збагачувального машинобудування. Підвищення продуктивності звичайних конусних дробарок зв'язано зі збільшенням їхніх розмірів, що у свою чергу пов'язано з рядом труднощів як у технології, так й у експлуатації. Конусні інерційні дробарки дозволяють у відкритому циклі отримати ступінь дроблення 15 – 20 (у дробарок КСД і КМД ступінь дроблення до 7). Основною характерною особливістю дробарок КІД є дроблення під дією сили інерції, що виникає при швидкому обертанні невіднованого вантажу (дебалансу). Така конструктивна особливість дозволяє:

- у два рази підвісити число коливань конуса;
- суттєво збільшити дробильне зусилля;
- забезпечити високу ступінь дроблення;
- застосувати ефективну систему віброізоляції;
- виключити перевантаження приводу і поломки деталей при попаданні металу.

Конусна інерційна дробарка (рис. 2.22) складається зі станини **1**, у середині якої розташований дробильний конус **2**, що спирається на сферичний підп'ятник **4**. Інерційний круговий рух конус **2** отримує від двох віброзбуджувачів **3**, що розташовані на кінцях горизонтального коромисла **5**, вісь якого зв'язана з валом **11** конуса **2** за допомогою сферичного шарніра

6. Вібробуджувачі працюють синхронно. Обертання дебалансам передається через карданні вали 8 від двох електродвигунів 10, які встановлені на опорній рамі 9. Станина спирається на фундамент через пружинні амортизатори 7.

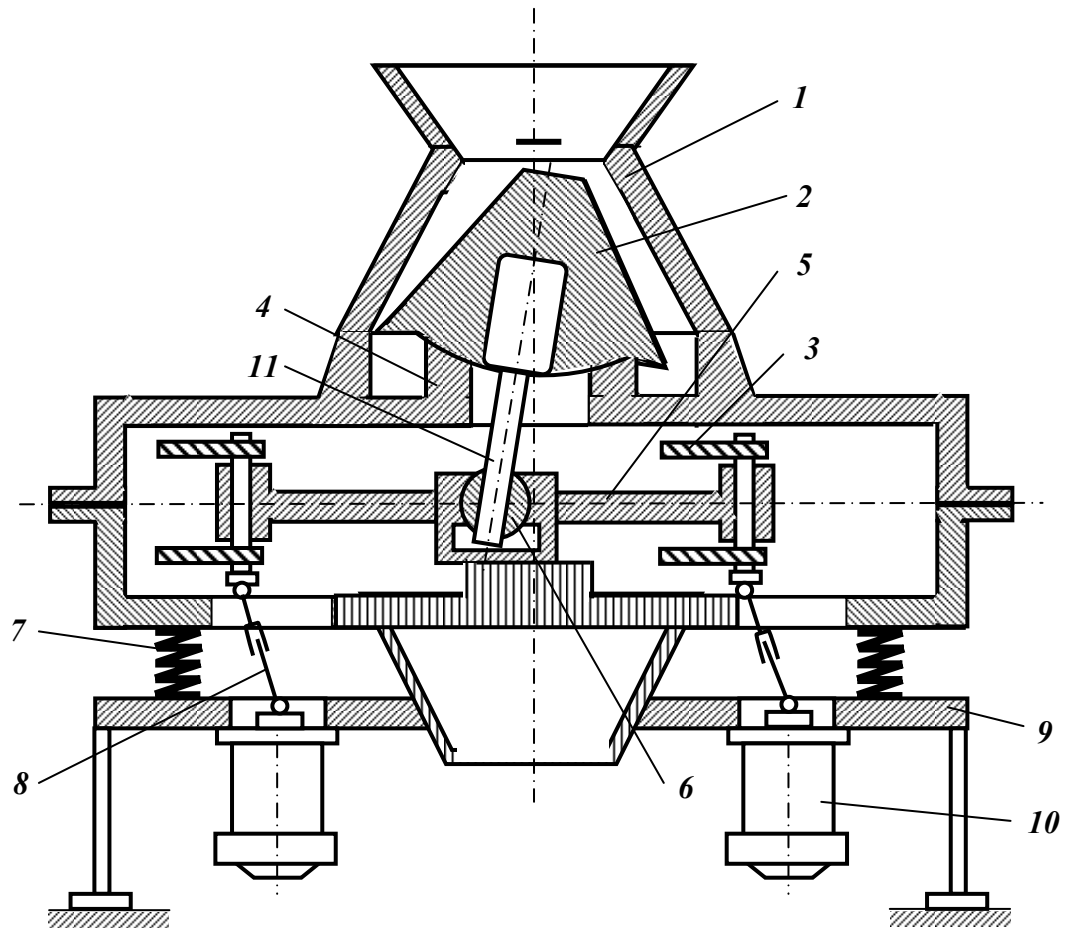


Рис. 2.22 – Схема конусної інерційної дробарки типу КІД.
 1 – станина; 2 – дробильний конус; 3 – дебалансні вібробуджувачі;
 4 – сферичний під'ятник; 5 – коромисло; 6 – сферичний шарнір;
 7 – пружинні амортизатори; 8 – карданні вали; 9 – опорна рама;
 10 – електродвигуни; 11 – вал конуса.

Під дією інерційної сили вісь дробильного конуса описує конічну поверхню з вершиною у центрі сфери, по якій оброблений сферичний під'ятник 4. При переміщенні дробильного конуса по конічній чаші відбувається дроблення матеріалу, який знаходиться у робочому просторі дробарки.

Дробарки типу КІД у порівнянні з дробарками типу КМД дозволяють збільшити ступінь дроблення у 3 – 4 рази і одночасно підвищити продуктивність млинів завдяки більш дрібному живленню.

Дробарки типу КІД можуть застосовуватись для отримання дробленого продукту крупністю менше 4 мм при роботі у відкритому і замкненому циклах.

Технічні характеристики конусних дробарок типів КСД, КМД і КІД наведені у додатках Б.

2.7.2 Технологічні характеристики конусних дробарок середнього і дрібного дроблення

До основних технологічних характеристик конусних дробарок середнього і дрібного дроблення належать: кут захоплення α , частота обертання ексцентрикового стакана n , продуктивність Q , хід конуса e і потужність електродвигуна N .

Кутом захоплення конусних дробарок середнього і дрібного дроблення називається кут між твірними внутрішньої поверхні нерухомої конічної чаші і зовнішньої поверхні дробильного конуса у верхній частині робочого простору в момент їхнього найбільшого зближення (рис. 2.23).

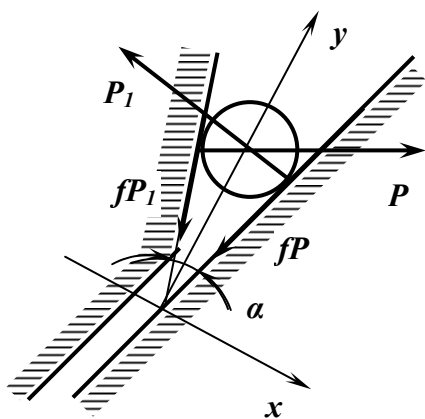


Рис. 2.23 – Кут захоплення конусних дробарок середнього і дрібного дроблення.

Умови рівноваги грудки матеріалу у камері дроблення конусної дробарки середнього і дрібного дроблення аналогічні умовам рівноваги грудки матеріалу в щоківій дробарці, що дозволяє поширити висновки, які були зроблені для щоківих дробарок, також і на конусні дробарки середнього і дрібного дроблення. Таким чином, кут захоплення конусних дробарок середнього і дрібного дроблення не повинен перевищувати подвійного кута тертя. Практично кут захоплення конусних дробарок середнього і дрібного дроблення складає у середньому 18° .

Для одержання більш однорідного за крупністю продукту конусні дробарки середнього і дрібного дроблення мають паралельну зону довжиною l і шириною s . Тривалість руху зерна матеріалу у паралельній зоні повинна бути не менше часу одного оберту дробильного конуса. Якщо ця умова виконується кожне зерно буде затиснене у паралельній зоні не менше одного разу (рис. 2.24).

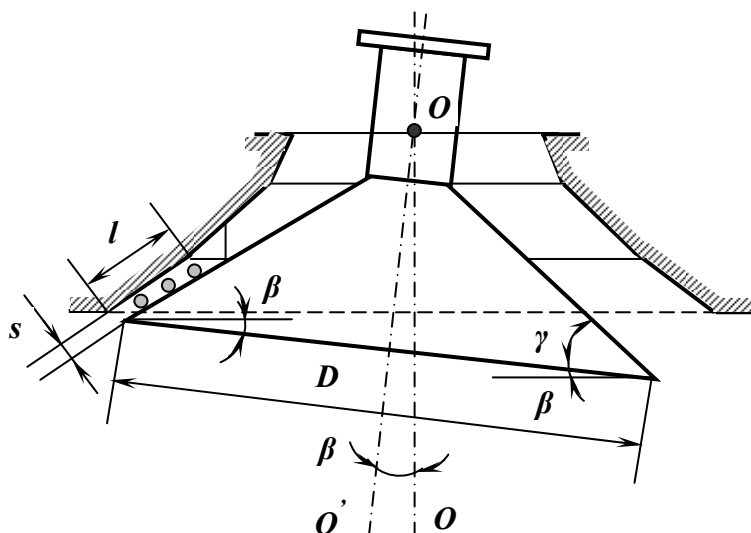


Рис. 2.24 – Розвантаження дробленого продукту у дробарках середнього і дрібного дроблення.

γ – кут нахилу бокової поверхні дробильного конуса до його основи;
 β – кут між віссю дробарки і віссю дробильного конуса.

При русі у паралельній зоні (рис. 2.25) грудки ковзають по поверхні дробильного конуса, яка нахилена до горизонту під кутом, що змінюється у межах від $\gamma - \beta$ до $\gamma + \beta$.

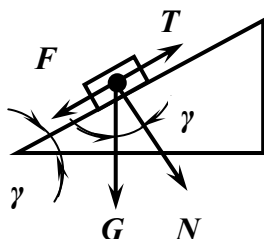


Рис. 2.25 – Сили, які діють на грудку матеріалу при ковзанні його по дробильному конусу.

Оптимальна частота обертання ексцентрикового стакану n (хв^{-1}) визначається з припущення, що грудки матеріалу під дією сили ваги ковзають по поверхні дробильного конуса, яка нахилена до горизонту під кутом γ . Впливом сил інерції, які виникають внаслідок обертання осі дробильного конуса, нехтуємо. Таким чином, основні сили, що діють на грудку матеріалу, це – сила ваги G та сила тертя T . Сила, яка рухає грудку по похилій площині, дорівнює різниці між цими силами:

$$F - T = G \sin \gamma - fG \cos \gamma = G(\sin \gamma - f \cos \gamma), \text{ Н}, \quad (2.61)$$

де F – складова сили ваги паралельна похилій площині, Н; γ – кут нахилу бокової поверхні дробильного конуса до його основи, град; f – коефіцієнт тертя ковзання.

Ця формула показує, що при заданих куті нахилу площини і коефіцієнті тертя рушійна сила за увесь час руху грудки не змінюється, а отже грудка буде рухатись рівноприскорено.

З використанням другого закону Ньютона рівняння (2.61) можна записати:

$$ma = F - T = mg(\sin \gamma - f \cos \gamma), \text{ Н},$$

звідки прискорення a грудки:

$$a = \frac{dV}{dt} = g(\sin \gamma - f \cos \gamma), \text{ м/с}^2, \quad (2.62)$$

де m – маса грудки, кг; V – швидкість руху грудки, м/с; g – прискорення вільного падіння, м/с; t – час, с.

Інтегрування рівняння (2.62) дозволяє визначити швидкість руху і шлях, який пройшла грудка матеріалу по похилій площині (поверхні дробильного конусу):

$$V = gt(\sin \gamma - f \cos \gamma), \quad (2.63)$$

$$S = 0,5gt^2(\sin \gamma - f \cos \gamma). \quad (2.64)$$

За час одного оберту ексцентрикового стакану ($t = n / 60$) грудка повинна пройти шлях рівний або дещо менший довжини l паралельної зони. Після підстановки t у рівняння (2.64) одержимо формулу для визначення мінімальної довжини паралельної зони:

$$l \geq 0,5g(60/n)^2 \cdot (\sin \gamma - f \cos \gamma), \text{ м}, \quad (2.65)$$

звідси, оптимальна частота обертання ексцентрикового стакану:

$$n \geq 60 \sqrt{\frac{g(\sin \gamma - f \cos \gamma)}{2l}}, \text{ хв}^{-1}. \quad (2.66)$$

Для дробарок типу КСД частіше за все довжина l паралельної зони складає $1/12$ діаметра основи конуса D , тому після перетворення рівняння (2.66) отримуємо:

$$n \geq 460 \sqrt{(\sin \gamma - f \cos \gamma) / D}. \quad (2.67)$$

Для дробарок типу КМД практично приймається та ж частота обертання ексцентрикового стакану, що й для дробарок КСД, але оскільки довжини паралельної зони дробарок КМД приблизно у два рази більші, ніж у КСД, то прийнята для них частота обертання ексцентрикового стакану відповідає кількаразовому затисненню грудки матеріалу в паралельній зоні.

Частоти обертання ексцентрикового стакану вітчизняних конусних дробарок середнього і дрібного дроблення наведені у табл. 2.7.

Таблиця 2.7 - Частоти обертання ексцентрикового стакану конусних дробарок типів КСД і КМД

Дробарки типу КСД		Дробарка типу КМД	
Типорозмір	$n, \text{хв}^{-1}$	Типорозмір	$n, \text{хв}^{-1}$
КСД-1200	260	КМД-1200	260
КСД-1750	245 – 260	КМД-1750	260
КСД-2200	242	КМД-2200	242
		КМД-3000	185

Продуктивність дробарки розраховують по об'єму дробленого продукту, що вивантажується за один оберт дробильного конуса:

$$V = sl\pi D, \text{м}^3, \quad (2.68)$$

де s і l – ширина і довжина паралельної зони, м; D – діаметр дробильного конуса біля розвантажувальної щілини, м.

Об'ємну продуктивність конусної дробарки середнього або дрібного дроблення отримують з використанням формули (2.68):

$$Q_o = 60\pi nslD, \text{м}^3/\text{год}. \quad (2.69)$$

Масова продуктивність конусної дробарки середнього або дрібного дроблення буде:

$$Q = 60\pi nslDk\delta, \text{т/год}, \quad (2.70)$$

де k – коефіцієнт розпушення; δ – густина вихідного матеріалу, т/м³.

Розрахункова продуктивність за паспортними даними КСД і КМД визначається за формулами:

– при роботі у відкритому циклі:

$$Q = 10^4 qsk_m k_{вл} k_{кр} k_n; \quad (2.71)$$

– при роботі у замкненому циклі:

$$Q = 10^4 qsk_m k_{вл} k_{кр} k_n k_u, \quad (2.72)$$

де q – питома продуктивність (табл. 2.8), м³/год·м; s – ширина розвантажувальної щілини, м; $k_{кр}$, $k_{вл}$, k_m – коефіцієнти, що враховують вплив крупності, вологості і твердості матеріалу, який дробиться (табл. 2.3); $k_n = \delta_n / 1,6$ – коефіцієнт, що враховує вплив насипної густини матеріалу, який дробиться; δ_n – насипна густина матеріалу, який дробиться, т/м³; k_u –

коефіцієнт, що враховує вплив циркулюючого навантаження ($k_y = 1,25 \div 1,40$).

Таблиця 2.8 – Питома продуктивність дробарок типів КСД і КМД при дробленні руд середньої міцності з насипною густиною 1,6 т/м³

Дробарки КСД	Питома продуктивність у відкритому циклі		Дробарки КМД	Питома продуктивність у циклі			
				відкритому		замкненому	
	т/год·м	м ³ /год·м		т/год·м	м ³ /год·м	т/год·м	м ³ /год·м
КСД-1200	0,55	0,35	КМД-1200	0,95	0,60	1,30	0,80
КСД-1750	0,95	0,60	КМД-1750	1,80	1,10	2,30	1,45
КСД-2200	1,80	1,10	КМД-2200	3,30	2,05	4,30	2,70
КСД-2500	2,10	1,30	КМД-2500	4,30	2,70	5,60	3,50
КСД-3000	2,80	1,75	КМД-3000	6,20	3,90	8,00	5,00

Хід конуса (подвійний ексцентриситет) дробарок типів КСД і КМД значно більше ніж у ККД. Збільшення розмаху коливань необхідно для прискорення проходження матеріалу через зону дроблення та для полегшення розвантаження і відповідно підвищення продуктивності дробарки.

Кут відхилення осі конуса від осі дробарки (кут прецесії) у дробарок КСД і КМД складає $1,5 \div 2,5^\circ$. Великий хід конуса визначає велике закрупнення дробленого продукту (відношення розміру максимальної грудки у дробленому продукті до розміру розвантажувальної щілини у фазі зближення конусів). Закрупнення дробарок типу КСД складає $2,3 \div 3,0$, для дробарок типу КМД – $3,0 \div 4,0$.

Потужність електродвигуна конусних дробарок КСД і КМД визначається за емпіричною формулою:

$$N = 0,2D^2n, \text{ кВт}, \quad (2.73)$$

де D – діаметр основи дробильного конусу, м; n – частота обертів рухомого конуса, хв^{-1} .

Конусні дробарки середнього і дрібного дроблення звичайно працюють при *ступенях дроблення* від 4 до 7.

Типові характеристики крупності продуктів дроблення конусних дробарок середнього і дрібного дроблення наведені на рис. 2.26 і 2.27. По осі абсцис відкладають відносну крупність зерен z (в частках максимальної ширини розвантажувальної щілини), а по осі ординат сумарний вихід класів по «+ d ».

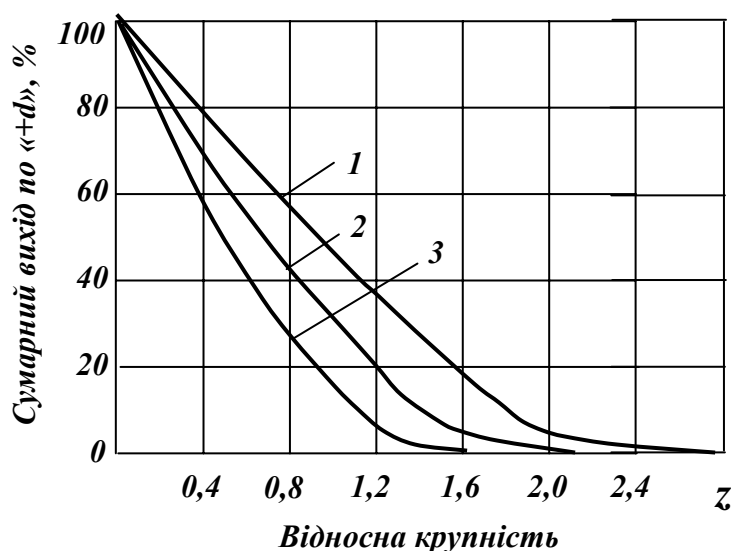


Рис. 2.26 – Типові характеристики крупності продуктів дроблення конусних дробарок середнього дроблення.

1 – руди великої міцності; 2 – руди середньої міцності;
3 – руди малої міцності.

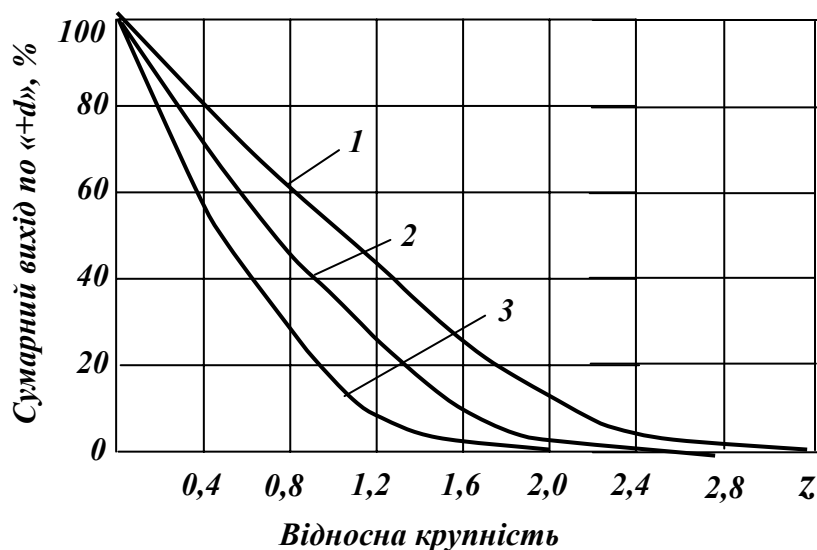


Рис. 2.27 – Типові характеристики крупності продуктів дроблення конусних дробарок дрібного дроблення.

1 – руди великої міцності; 2 – руди середньої міцності;
3 – руди малої міцності.

Формули для розрахунку гранулометричного складу дробленого продукту конусних дробарок середнього і дрібного дроблення наведені у табл. 2.9.

Таблиця 2.9 – Формули для розрахунку гранулометричного складу дробленого продукту конусних дробарок середнього і дрібного дроблення

Тип руди	Розрахункова формула	Формула вірна
Дроблений продукт конусних дробарок середнього дроблення (КСД)		
Малої міцності	$b^{+z} = (1 - 1,20z + 0,66z^2 - 0,47z^3 + 0,20z^4) \cdot 10^2$ (2.74)	при $z \leq 1,6$
Середньої міцності	$b^{+z} = (1 - 0,82z + 0,17z^2) \cdot 10^2$ (2.75)	при $z \leq 2,2$
Великої міцності	$b^{+z} = (1 - 0,57z + 0,15z^2 - 0,08z^3 + 0,02z^4) \cdot 10^2$ (2.76)	при $z \leq 2,8$
Дроблений продукт конусних дробарок дрібного дроблення (КМД)		
Малої міцності	$b^{+z} = (1 - 0,70z - 0,28z^2 + 0,33z^3 - 0,07z^4) \cdot 10^2$ (2.77)	при $z \leq 2,0$
Середньої міцності	$b^{+z} = (1 + 0,12z - 1,13z^2 + 0,62z^3 - 0,10z^4) \cdot 10^2$ (2.78)	при $z \leq 2,4$
Великої міцності	$b^{+z} = (1 - 0,48z - 0,01z^2 + 0,04z^3 - 0,006z^4) \cdot 10^2$ (2.79)	при $z \leq 3,2$

Конусні дробарки середнього і дрібного дроблення використовують для дроблення міцних і в'язких порід. Дробарки вибирають по ширині завантажувального отвору при заданій ширині вихідної щілини.

2.8 Валкові дробарки

2.8.1 Конструкція і принцип дії валкових дробарок

Валкові дробарки виготовляються з гладкими – ДГ, рифленими ДР і ДГР і зубчатими валками – ДДЗ (рис. 2.28).

Принцип дії дробарок однаковий: вихідний матеріал подається зверху, затягується валками 2 (3), що обертаються назустріч один одному, і при проходженні між ними дробиться. Дроблений продукт випадає з дробарки під дією сили ваги.

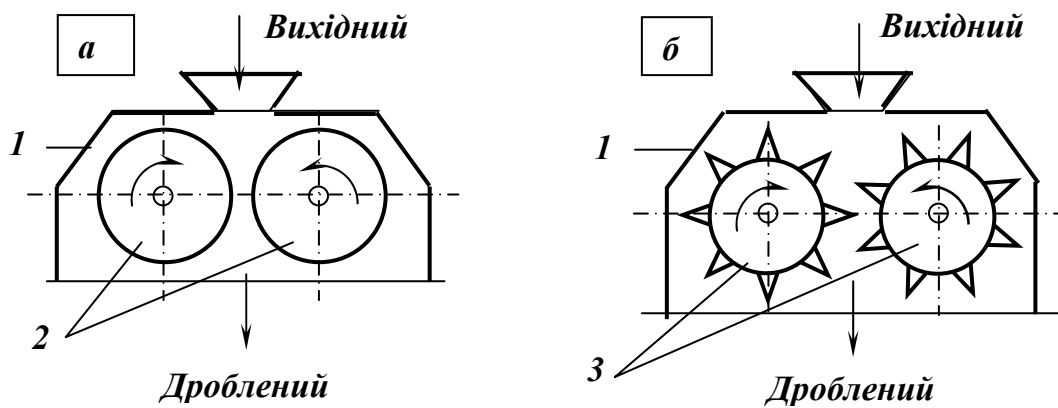


Рис. 2.28 – Валкові дробарки:

а – з гладкими валками; *б* – з зубчатими валками.

1 – корпус; 2 – гладкі валки; 3 – зубчаті валки.

Валкові дробарки з гладкими валками (рис. 2.28 *а*) працюють за принципом роздавлювання вихідного матеріалу при затягуванні його в щілину між валками. Матеріал на валки дробарки подають або потоком товщиною в одну грудку, або валки працюють під завалом. При першому способі завантаження продуктивність дробарки менше ніж при другому, але менше й переподрібнення матеріалу. Однократність стиснення грудок матеріалу при проходженні між валками обумовлює малий вихід дріб'язку у дробленому продукті. Валкові дробарки з гладкими валками застосовуються для середнього і дрібного дроблення твердих порід, коли недопустиме переподрібнення цінного крихкого мінералу (марганцеві, каситеритові, вольфрамітові руди, калійні солі), іноді їх застосовують для середнього дроблення вугілля й коксу.

Валкові дробарки з зубчатими валками (рис. 2.28 *б*) працюють за принципом розколювання вихідного матеріалу при затягуванні його між валками. При завантаженні матеріалу у дробарку необхідно забезпечити рівномірне його поступлення по всій довжині валків (для того, щоб працювала уся поверхня валків). Дробарки призначені для крупного і середнього дроблення м'яких і крихких порід (вугілля, антрацитів і сланців) при необхідності одержати грудковий дроблений продукт із невеликим вмістом дріб'язку.

Процес дроблення в дробарках із зубчатими валками здійснюється при меншому переподрібненні та витраті енергії, ніж у щоккових і конусних дробарках.

Валкові дробарки з гладкими валками (ДГ) частіше за все випускаються двовалковими (рис. 2.29). Станина 1 дробарки являє собою чотирикутну раму конструкцію зварну або литу. Дробильний валок 2 насаджений на вал 3, обертається у підшипниках 4 нерухомо закріплених на станині. Другий дробильний валок 5 насаджений на вал 6, обертається у підшипниках 7, які можуть переміщатись позовж станині по напрямним 8.

Вали **3** і **6** з дробильними валками **2** і **5** обертаються назустріч один одному і отримують обертання від електродвигуна через редуктор і карданні вали (на рис. не показані). Дробильні валки виготовлюються з чавуну і футеруються по зовнішній поверхні бандажами з високомарганцевистої або вуглецевої сталі.

Положення рухомих підшипників фіксується за допомогою тяг **11**, прокладок **12**, пружин **13** і затяжних гайок **9**. Прокладки **12**, розташовані між нерухомими підшипниками **4** і упором на нижніх тягах **11**, обмежують переміщення рухомих підшипників **7**, а також фіксують відстань між дробильними валками. Затяжні гайки **9** деформують пружини **13**, які при цьому притискають рухомі підшипники **7** до прокладок **12**.

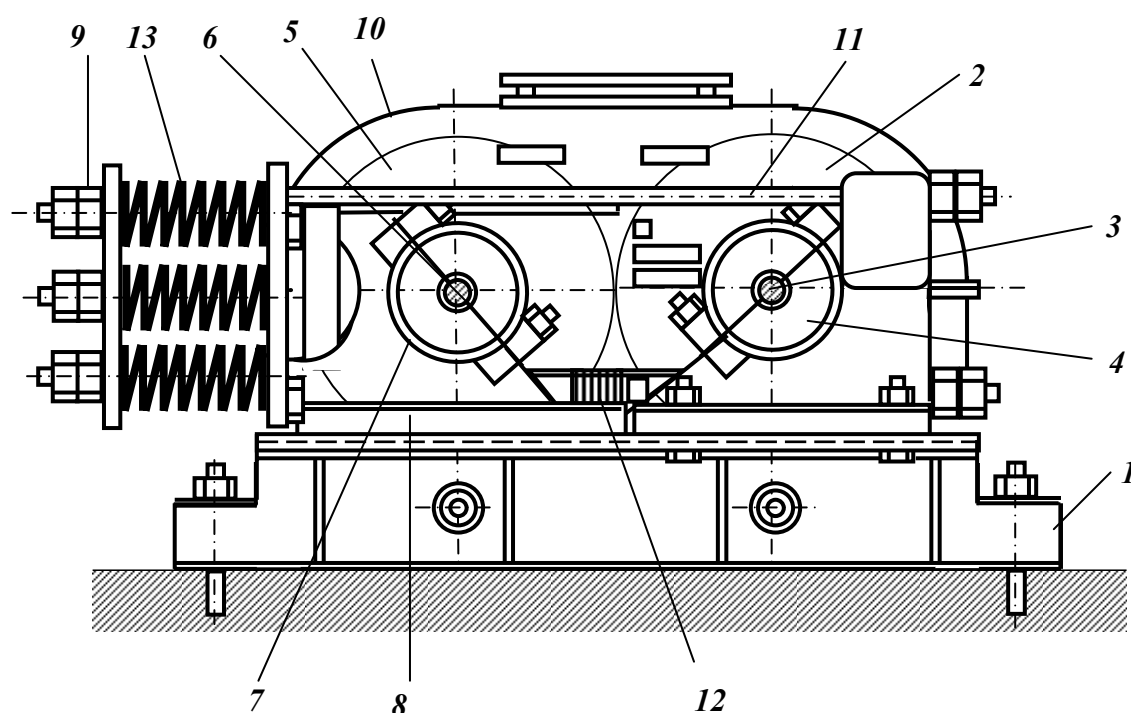


Рис. 2.29 – Валкова дробарка з гладкими валками.

1 – станина; **2, 5** – дробильні валки; **3, 6** – вали; **4, 7** – підшипники;
8 – напрямні; **9** – затяжні гайки; **10** – корпус; **11** – тяги; **12** – прокладки;
13 – пружини.

Попередньо стиснуті пружини компенсують нормальні зусилля, які виникають при дробленні руди. При потраплянні у зазор між валками предметів, що не дробляться, пружини **13** стискаються і рухомі підшипники **7** з дробильним валком **5** відсуваються. При цьому розмір щілини між валками збільшується і предмет, що не дробиться, провалюється униз. З метою герметизації і безпеки експлуатації дробильні валки обертаються у литому корпусі **10**.

Розміри валкових дробарок визначаються діаметром і довжиною валків. Окружна швидкість на поверхні валків складає 4 – 6 м/с. Валкові дробарки з гладкими валками працюють при ступені дроблення 3 – 4.

Різновидом дробарок з гладкими валками є двовалкові дробарки з рифленими валками. Виготовляються дробарки з обома рифленими валками (ДР) і дробарки з одним гладким і одним рифленим (ДГР). Дробарки з рифленими валками застосовуються для дроблення матеріалів твердих і середньої твердості. Окружна швидкість рифлених валків на 10 – 20 % менше швидкості гладких.

Технічні характеристики валкових дробарок з гладкими і рифленими валками наведені у додатку Б.

Двовалкова зубчата дробарка – ДДЗ (рис. 2.30) складається з рами 1, на якій встановлені у підшипниках 3 і 13 вали зубчатих валків 11.

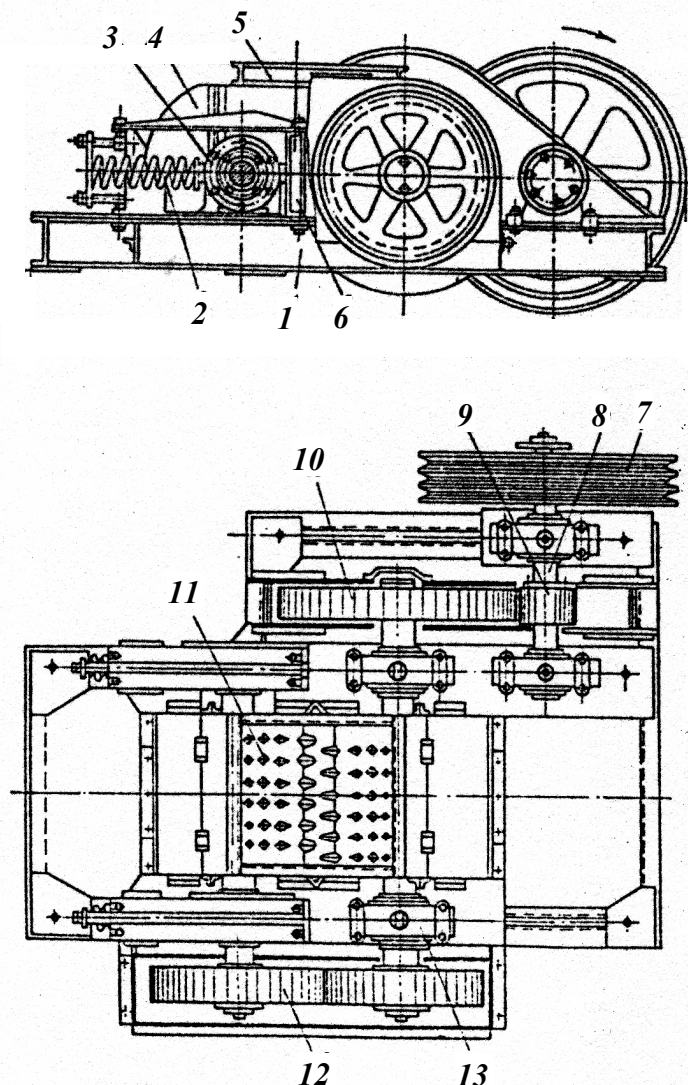


Рис. 2.30 – Двовалкова зубчата дробарка.

1 – рама; 2 – пружинні амортизатори; 3, 13 – підшипники; 4 – корпус; 5 – завантажувальна лійка; 6 – упор; 7 – шків; 8 – привідний вал; 9, 10, 12 – шестерні; 11 – зубчаті валки.

Корпуси підшипників **3** можуть переміщуватись по спеціальних напрямних у горизонтальному напрямку. Зусилля дроблення регулюють за допомогою пружинних амортизаторів **2**. Валки обертаються від електродвигуна через клинопасову передачу за допомогою шківів **7**, вала **8** і шестерень **9**, **10** і **12**. На рамі монтується металічний корпус **4**, якій закриває дробильні валки. Переміщення підшипника **3** обмежується упором **6**. Валки обертаються назустріч один одному. Ряди зубів одного валка розташовані між рядами зубів другого валка, що забезпечує отримання однорідного по крупності продукту. Вихідний матеріал надходить у дробарку через завантажувальну лійку **5**, захоплюється зубами валків і дробиться. При потраплянні у дробарку предметів, що не дробляться пружини **2** стискаються, рухомий валок відходить і пропускає цей предмет. Після проходження предмету, що не дробиться, пружини повертають валок у попередню позицію. Пружини дозволяють також регулювати відстань між валками для одержання необхідної крупності дробленого продукту.

Валок має форму багатогранника, який жорстко насаджений на вал. До граней валка за допомогою болтів кріпляться зубчаті сегменти виготовлені з марганцевистої сталі. Набір сегментів створює зубчатий валок циліндричної форми.

При крупному дробленні форма зубів дзьобоподібна з висотою зубів від 70 до 110 мм, при дрібному дробленні – списоподібна з висотою зубів близько 30 мм.

Двовалкові зубчаті дробарки працюють при ступені дроблення 4 – 6.

До основних переваг двовалкових зубчатих дробарок слід віднести: простоту конструкції, зручність ремонту і обслуговування, мале переподібнення матеріалу, низька витрата електроенергії.

В зубчаті дробарки не допускається потрапляння випадкових металічних предметів. Для захисту дробарок від них на тракті живлення встановлюють електромагнітні залізovidдільники.

Технічні характеристики валкових дробарок із зубчатими валками наведені у додатку Б.

2.8.2 Технологічні характеристики валкових дробарок

До основних технологічних характеристик валкових дробарок належать: кут захоплення α , окружна швидкість валків V , продуктивність Q і потужність електродвигуна N .

Кутом захоплення валкових дробарок називається кут між твірними до поверхні валків у точках зіткнення з грудкою матеріалу, що дробиться (рис. 2.31).

Для спрощення висновків приймаємо форму грудок матеріалу, що дробиться, сферичною або циліндричною.

На грудку від обох валків діють сили тиску P і сили тертя F , які зтягують грудку у робочий простір дробарки. Грудка буде зтягуватись у робочий простір між валками тільки у тому випадку, якщо буде дотримуватись умова:

$$2P \sin \frac{\alpha}{2} \leq 2F \cos \frac{\alpha}{2}.$$

У протилежному випадку грудка буде ковзати по поверхні валків і залишиться на них.

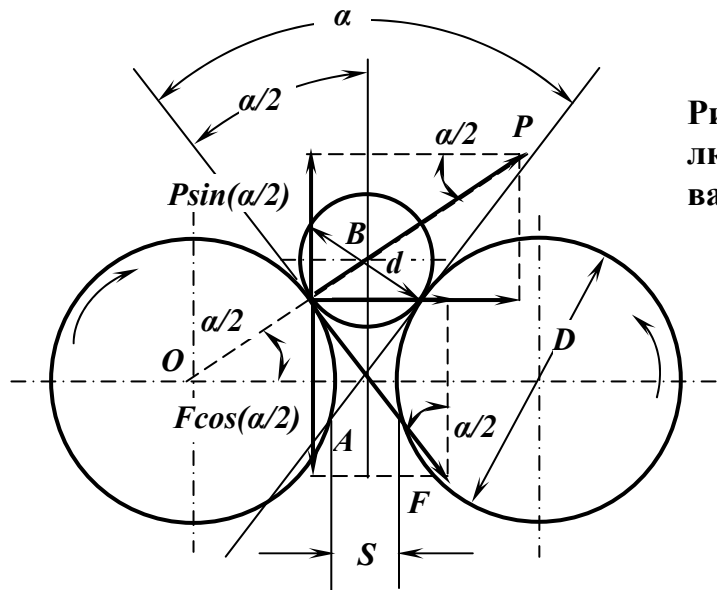


Рис. 2.31 – Кут захоплення валкових дробарок з гладкими валками.

Записавши сили тертя через нормальний тиск і коефіцієнт тертя ковзання f , який є рівним тангенсу куту тертя φ , одержимо:

$$\operatorname{tg} \frac{\alpha}{2} \leq f \quad \text{або} \quad \alpha \leq 2\varphi. \quad (2.80)$$

Даний висновок стосується тільки дробарок з гладкими валками.

При постійній ширині щілини s між валками кут захоплення залежить від співвідношення між діаметром валків D і розміром грудок матеріалу, що дробиться d . Співвідношення між діаметром валків і розміром грудок, при якому захоплення грудки ще можливе, визначаємо з трикутника OAB :

$$\frac{0,5D + 0,5s}{0,5D + 0,5d} = \frac{D + s}{D + d} = \cos \frac{\alpha}{2},$$

звідки визначається діаметр валка D необхідний для захоплення грудки діаметром d , при розмірі щілини s :

$$D = \frac{d \left(\cos \frac{\alpha}{2} - \frac{s}{d} \right)}{1 - \cos \frac{\alpha}{2}}. \quad (2.81)$$

Таким чином, кут захоплення змінюється у залежності від діаметра валка, ширини вихідної щілини і розміру грудки матеріалу, що дробиться.

Так як коефіцієнт тертя гірської породи по сталі дорівнює 0,3, тобто $\operatorname{tg} \varphi = 0,3$ і $\varphi = 16^{\circ}42'$, то кут захоплення $\alpha = 33^{\circ}20'$ ($\cos \alpha = 0,958$).

На збагачувальних фабриках дробарки з гладкими валками звичайно використовують при ступені дроблення 3 – 4, тобто $d : s = 4$.

З використанням формули (2.81) і дотриманням вище зазначених умов, отримуємо $D : d \approx 17$.

При виборі валкових дробарок з гладкими валками вважають, що діаметр валка повинен бути у 20 разів більше діаметра максимальної грудки матеріалу, що дробиться, тому приймають:

$$D : d_{\max} = 15 \div 20. \quad (2.82)$$

Умови захоплення грудки у зубчатих дробарках інші в порівнянні з умовами захоплення у дробарках з гладкими валками, тому для них співвідношення між діаметром валків і розміром грудок приймається:

$$D : d_{\max} = 1,5 \div 3,5. \quad (2.83)$$

Для дробарок з рифленими валками співвідношення між діаметром валків і розміром грудок приймається:

$$D : d_{\max} \geq 10. \quad (2.84)$$

Окружна швидкість гладких валків впливає на умови захоплення грудки. При великих окружних швидкостях валків коефіцієнт тертя ковзання зменшується і умови захоплення погіршуються. Окружну швидкість приймають з урахуванням властивостей матеріалу, які впливають на значення коефіцієнта тертя (вологість, абразивність та ін.), діаметра валків, ступеня дроблення, крупності вихідного матеріалу і способу завантаження дробарки.

У валках великих діаметрів умови захоплення грудки кращі ніж у дробарках малого розміру, тому у дробарках великих розмірів допускаються більші швидкості. Залежно від діаметра валків для дробарок приймають такі окружні швидкості:

– при діаметрі валків $D < 1000$ мм окружна швидкість $V \leq 5$ м/с;

– при діаметрі валків $D = 1500 \div 1800$ мм окружна швидкість $V \leq 7,5$ м/с.

Машинобудівна промисловість випускає валкові дробарки усіх типорозмірів з малою (3 м/с), середньою (4,5 м/с) і великою (6 м/с) окружними швидкостями.

Продуктивність розраховують по об'єму дробленого продукту, що вивантажується з дробарки за один оберт валків:

$$V = sl\pi D, \text{ м}^3, \quad (2.85)$$

де s – ширина щілини між валками, м; D і l – діаметр і довжина валків, м.

Об'ємну продуктивність валкової дробарки отримують з використанням формули (2.85):

$$Q_o = 60\pi nslD, \text{ м}^3/\text{год.}, \quad (2.86)$$

де n – частота обертання валків, хв^{-1} .

Масова продуктивність валкової дробарки:

$$Q = 60\pi nslDk\delta, \text{ т/год.}, \quad (2.87)$$

де k – коефіцієнт розпушення дробленого продукту при виході з дробарки ($k = 0,1 - 0,3$); δ – густина вихідного матеріалу, т/м^3 .

Потужність електродвигуна валкових дробарок визначається за емпіричною формулою:

$$N = 10nlD, \text{ кВт}, \quad (2.88)$$

де D і l – діаметр і довжина валків, м; n – частота обертання валків, хв^{-1} .

Валкові дробарки з гладкими валками звичайно працюють при *ступенях дроблення* від 3 до 4, дробарки з зубчатими валками – при *ступенях дроблення* від 4 до 6.

Типова характеристика крупності продукту дроблення валкових дробарок для руд середньої міцності наведена на рис. 2.32. По осі абсцис відкладають відносну крупність зерен z (в частках максимальної ширини розвантажувальної щілини), а по осі ординат сумарний вихід класів по «+d».

Формула для розрахунку гранулометричного складу дробленого продукту валкових дробарок наведена у табл. 2.10.

Валкові дробарки з гладкими валками використовують для дрібного дроблення порід середньої міцності. Валкові дробарки з зубчатими валками використовують для крупного дроблення порід малої міцності і крихких. При виборі дробарок необхідно урахувати, що тихохідні дробарки дають менше переподрібнення матеріалу ніж швидкохідні.

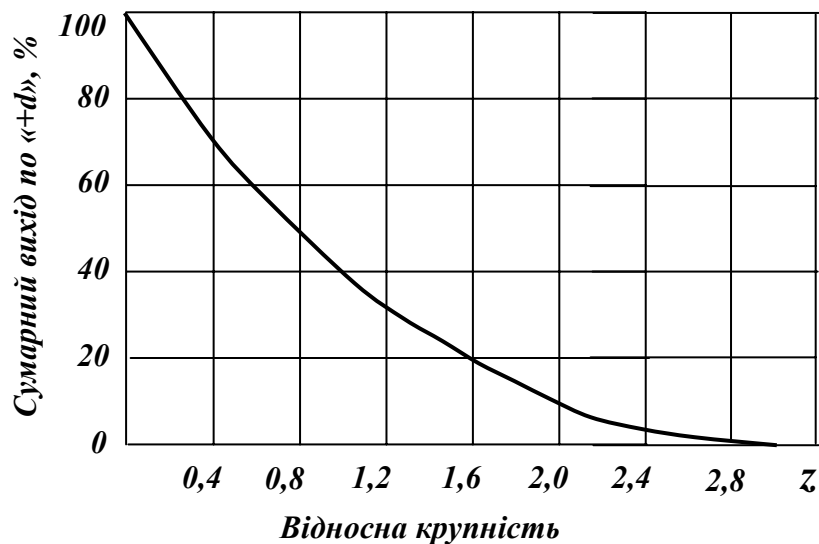


Рис. 2.32 – Типова характеристика крупності продуктів дроблення валкових дробарок (для руд середньої міцності).

Таблиця 2.10 – Формула для розрахунку гранулометричного складу дробленого продукту валкових дробарок

Тип руди	Розрахункова формула	Формула вірна
Середньої міцності	$b^{+z} = (1 - 0,55z - 0,10z^2 + 0,12z^3 - 0,02z^4) \cdot 10^2 \quad (2.89)$	при $z \leq 3$

2.9 Дробарки ударної дії

У дробарках ударної дії матеріал руйнується за рахунок кінетичної енергії рухомих тіл. За будовою основного дробильного органу дробарки ударної дії підрозділяються на молоткові і роторні.

Дробарки ударної дії використовуються для крупного, середнього і дрібного дроблення матеріалів не тільки низької і середньої, але й підвищеної міцності. До переваг дробарок ударної дії слід віднести простоту конструкції, надійність, компактність, велику продуктивність, високий ступінь дроблення (20 і більше) та порівняно невеликі питомі витрати електроенергії. Тому вони широко застосовуються для дроблення кам'яного вугілля, коксової шихти, вапняку, руд чорних, кольорових, рідкісних і благородних металів, калійних солей, баритових, флюоритових і азбестових руд, будівельних матеріалів.

2.9.1 Конструкція і принцип дії молоткових дробарок

У молоткових дробарках матеріал дробиться в основному ударом молотків, які підвішені до ротора, що обертається у робочому просторі

дробарки, обмеженому футерованим броньовими плитами корпусом. На рис. 2.33 наведені схеми основних типів молоткових дробарок.

Вихідний матеріал через завантажувальний отвір **8** надходить у робочий простір дробарки, де на горизонтальному валу **1** обертається ротор **2** з молотками **4**, закріпленими шарнірно. Молотки вдаряють по грудках і з силою відкидають їх до стінок корпуса **5** на броньові плити **6**, де грудки додроблюються. Таким чином, руйнування грудок матеріалу здійснюється ударом молотків і ударом об футеровочні плити, а також роздавлюванням і стиранням грудок молотками на колосниковій решітці **7**. Дроблений продукт розвантажується униз під дробарку.

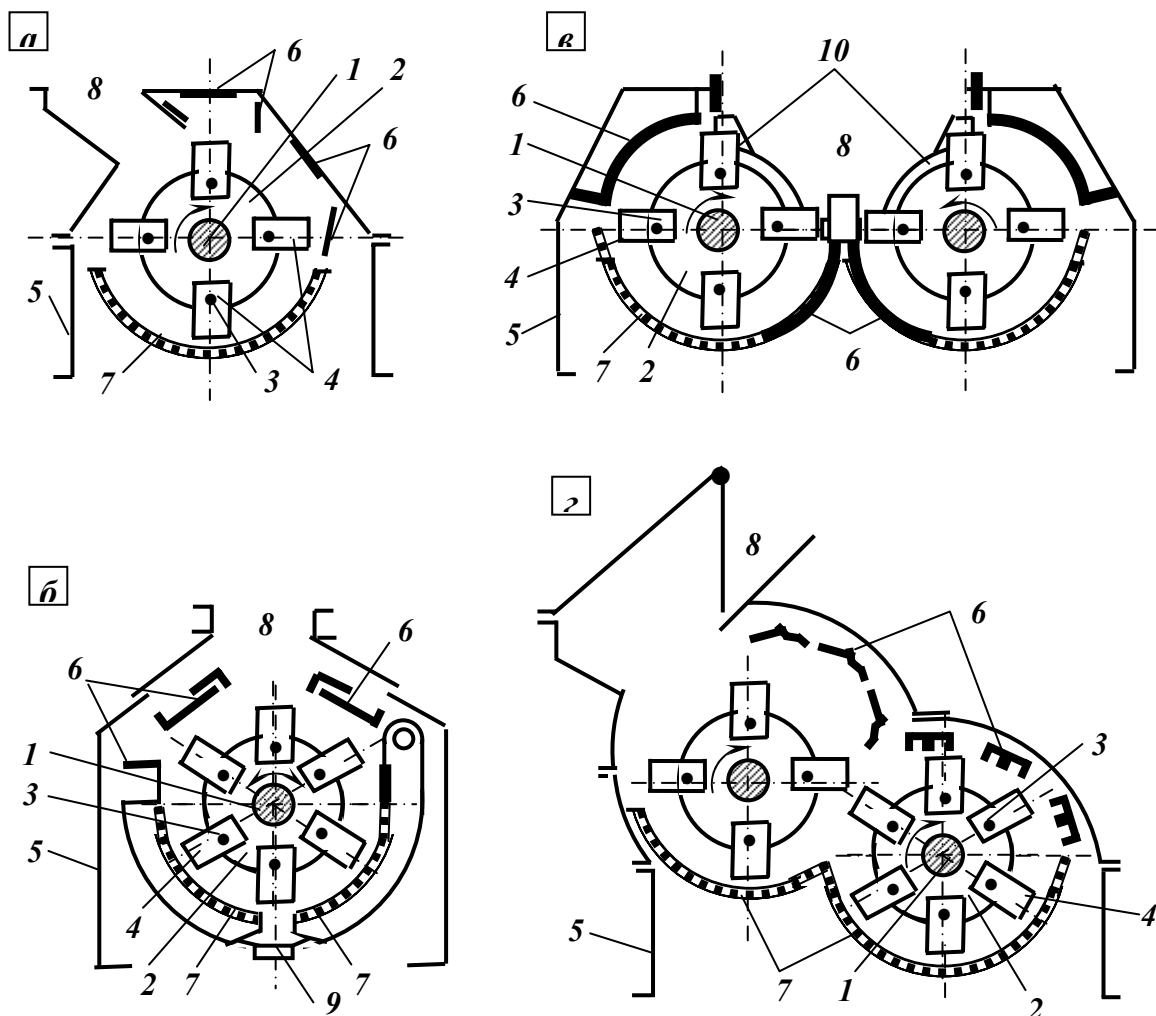


Рис. 2.33 – Схеми основних типів молоткових дробарок.

Однороторні: *а* – нереверсивна; *б* – реверсивна.

Двуроторні: *в* – паралельного дроблення; *г* – послідовного дроблення.

1 – горизонтальний вал; **2** – ротор; **3** – осі молотків; **4** – молотки;
5 – корпус дробарки; **6** – футеровочні плити; **7** – колосникова решітка;
8 – завантажувальна лійка; **9** – уловлююча камера; **10** – фігурні колосники.

Молоткові дробарки виготовляються з колосниковими решітками і без них. Дробарки з колосниковими решітками застосовуються в основному для дрібного дроблення, вони призначені для отримання дробленого продукту визначеної крупності. Молоткові дробарки без колосникових решіток видають дроблений продукт заданої крупності внаслідок підвищеної швидкості обертання ротора. Дробарки для дроблення вологих глинистих матеріалів обладнані рухомою відбійною плитою, яка являє собою вбудований у дробарку пластинчатий конвеєр важкого типу. Таким чином, завдяки конвеєрній подачі в'язкого матеріалу до ротора виключається забивання дробарки.

Молоткові дробарки бувають з обертанням ротора у одну сторону і реверсивні. Можливість зміни напрямку обертання ротора у реверсивних дробарках дозволяє двобічне використання молотків без розбирання дробарки для їхнього повороту.

За числом робочих валів молоткові дробарки розділяються на одно- і двороторні. Двороторні дробарки мають більші в порівнянні з однороторними розміри завантажувального отвору, що дозволяє дробити у них матеріал крупністю до 1200 мм.

Молоткові дробарки призначені для крупного, середнього і дрібного дроблення матеріалів низької і середньої твердості, але частіше їх застосовують для середнього і дрібного дроблення. В молоткових дробарках досягається ступінь дроблення до 30 – 40. Вони характеризуються високою продуктивністю і малою питомою витратою електроенергії.

Однороторна нереверсивна молоткова дробарка (рис. 2.34) типу М складається з таких основних вузлів: корпусу, ротора, відбійних плит і колосникової решітки.

Верхня **1** і нижня **2** частини корпусу роблять литими або зварними з прокатної чи листової сталі. Біля бокових стінок корпусу розташовані підшипники, в яких обертається вал **6** ротора **3**. Ротор являє собою збірну конструкцію: на валу **6** жорстко закріплені диски, в кожному з них є шість отворів, крізь які пропущені стержні **5**, що служать осями для шарнірно підвішених молотків **4**.

Верхня частина корпусу футерується відбійними плитами **7**. У нижній частині корпусу розташована колосникова решітка **8**, яка займає 135 – 180° кола, що описується молотками. Вихідний матеріал руйнується ударами молотків, ударами об футеровочні плити, роздавлюванням і стиранням на колосниковій решітці. Дроблений продукт розвантажується під дробарку крізь колосникову решітку. Колосники решітки виготовляються з сталі марки 60С2 або 45Х і можуть мати різну форму, але частіше за все – трапецієвидну з розширенням щілини у бік розвантаження під кутом 10 – 20°. Вони нахилені до радіуса ротора під кутом 40 – 50° у бік руху матеріалу, що зменшує залипання решітки при дробленні матеріалів з підвищеною вологістю.

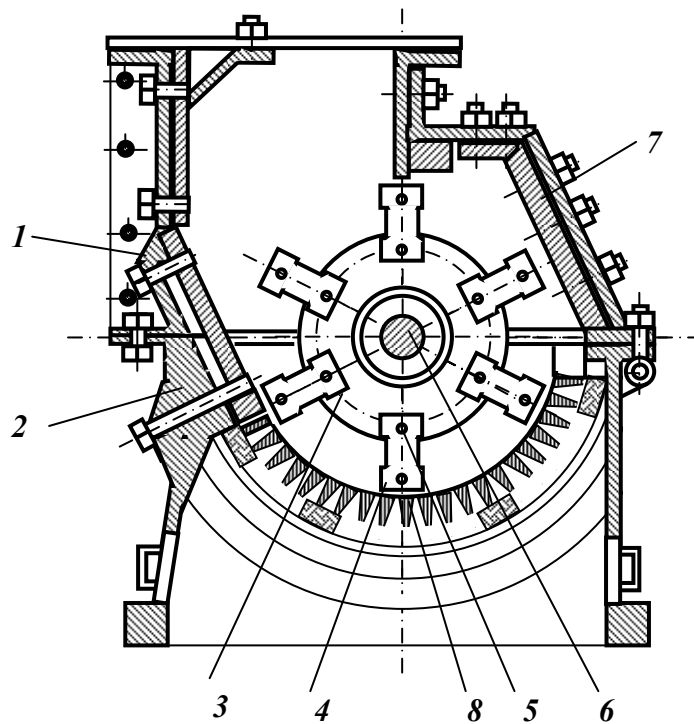


Рис. 2.34 – Однороторна нереверсивна молоткова дробарка.

**1 – верхня частина корпусу; 2 – нижня частина корпусу; 3 – ротор;
4 – молотки; 5 – осьові стержні; 6 – вал; 7 – футеровочні плити;
8 – колосникова решітка.**

Залежно від властивостей матеріалу, що дробиться, і необхідної крупності дробленого продукту застосовують молотки (рис. 2.35) різної форми і маси (від 1 до 135 кг). Молотки виготовляються із зносостійких сталей.

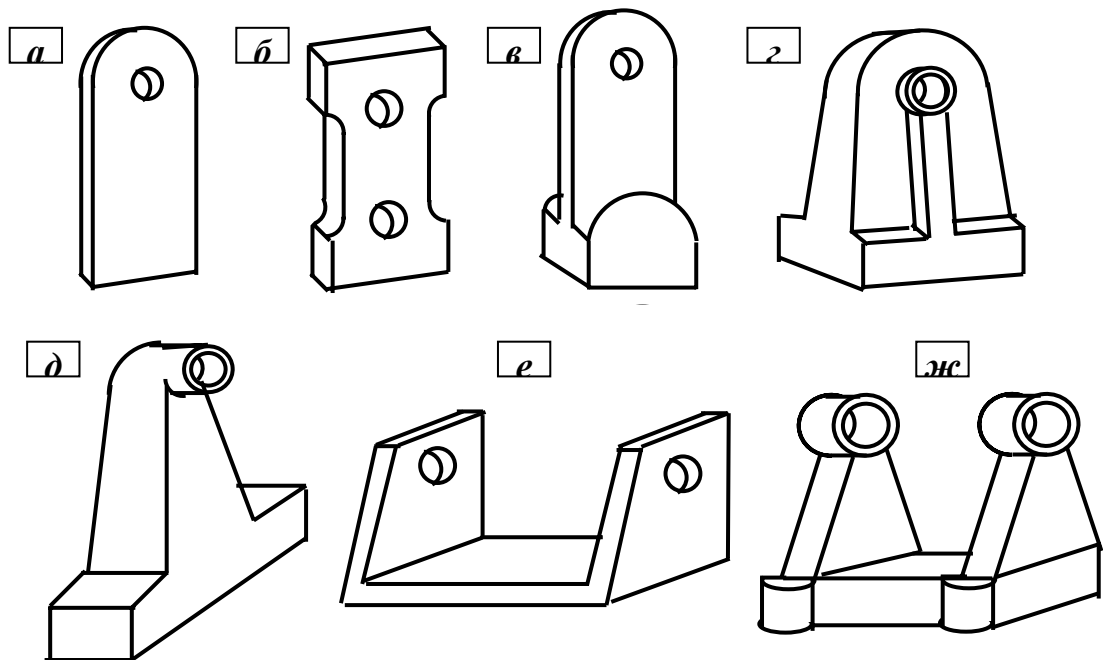


Рис. 2.35 – Форми молотків.

Молотки колосникового типу (рис. 2.35 *а, б*) застосовують при дробленні малоабразивних та м'яких порід, напр., вугілля. Деякі молотки мають два отвори, щоб можна було при зносі обох кінців молотка з одного боку перевернути його другим боком. Молотки з потовщенням на робочому кінці (рис. 2.35 *в, г, д*) застосовують при дробленні міцних матеріалів середньої абразивності. Скобоподібні молотки (рис. 2.35 *е*) використовують при тих же умовах роботи, що й молотки колосникового типу. Посилена скобоподібна конструкція (рис. 2.35 *ж*) застосовується при дробленні міцних матеріалів. Молотки скобоподібної форми працюють більш ефективно ніж колосникові, але експлуатація дробарок у цьому випадку є складнішою, тому що при їхньому нерівномірному зносі порушується зрівноваженість дробарки.

Шарнірне кріплення молотків дозволяє уникати поломок при потраплянні у робочий простір дробарки предметів, що не дробляться, тому що у цьому випадку молотки відхиляються на деяких кут.

Однороторна реверсивна молоткова дробарка (рис. 2.33 *б*) типу ДМРЕ складається зі зварного корпусу **5**, ротора **2** і колосникової решітки **7**. Передбачена можливість регулювання положення колосникової решітки за допомогою спеціального механізму.

Вал ротора **1** опирається на підшипники закріплені на станині дробарки. Обертання вал ротора отримує від електродвигуна, з яким він з'єднується муфтою. На валу **1** нерухомо закріплені диски ротора **2**, крізь отвори **2** яких пропущені стержні із вільно надітими на них молотками **4**.

Вихідний матеріал через завантажувальний отвір **8** надходить у робочий простір дробарки, де у результаті багаторазових ударів молотків **4** і ударів об футеровочні броньовані плити **6** відбувається дроблення матеріалу. Остаточне дроблення матеріалу роздавлюванням і стиранням здійснюється у кільцевому зазорі між колосниковою решіткою **8** і кінцями молотків **4**.

Колосникова решітка складається з двох однакових секцій, які зверху підвішені на осях, а знизу опираються на ексцентрики регулювального механізму. Поворот ексцентриків змінює положення колосникової решітки залежно від напрямку обертання ротора.

Для уловлювання металевих та інших предметів, що потрапили у дробарку випадково, передбачена уловлююча камера **9**, яка розвантажується періодично.

Центральне розташування завантажувального отвору **8** дозволяє змінювати напрямок обертання ротора, що є перевагою дробарок цього типу, тому що в них можливе двобічне використання молотків без розбирання дробарки для їхнього повороту. Тобто знос молотків у дробарках цього типу рівномірний з двох сторін.

Дробарка призначена для дроблення матеріалів середньої міцності і вологості до крупності 3 – 5 мм.

Молоткова двороторна дробарка з паралельним розташуванням роторів (рис. 2.33 в) та обертанням роторів назустріч один одному. Вихідний матеріал подається у завантажувальну лійку **8**, яка створена торцевими стінками корпусу **5** дробарки і фігурними колосниками **10**. При обертанні роторів **2** вільно підвішені молотки **4** проходять у зазори між фігурними колосниками **10** і дроблять грудки матеріалу. Дроблений продукт падає на решітки під роторами, де він дробиться остаточно і розвантажується під дробарку. Вал **1** кожного ротора обертається через клинопасову передачу від окремого електродвигуна. Привідні шківни обважені і служать також, як маховики. Додатково на вільних кінцях валів роторів також насаджені маховики для вирівнювання ходу дробарки.

Найбільша з дробарок цього типу може приймати грудки довжиною до 2000 мм і масою до 4 т при дробленні до 30 – 35 мм при продуктивності 1000 т/год.

Молоткова двороторна дробарка з послідовним розташуванням роторів (рис. 2.33 г) складається із зварного корпусу **5**, роторів **2** і колосникових решіток **7**, що розташовані під роторами. Верхній і нижній ротори з молотками **4** обертаються в одному напрямку. Над кожним ротором розміщені відбійні плити **6**, які переміщують при регулюванні дробарки. Привод обох роторів здійснюється через клинопасову передачу від одного електродвигуна. При роботі дробарки по грудках матеріалу, що надходить рівномірно і безперервно із завантажувальної лійки **8**, наносяться удари молотками верхнього ротора. Грудки частково розколюються, відкидаються на відбійні плити, відбиваються від них і знов потрапляють під удари молотків верхнього або нижнього ротора. Нижній ротор ударяє по грудках, відкидає їх на свої відбійні плити і проштовхує матеріал на нижню колосникову решітку. Зона між двома роторами є місцем найбільш інтенсивного дроблення. Дроблений продукт розвантажується крізь щілини колосникових решіток. Крупність дробленого продукту регулюється зміною зазорів між молотками і відбійними плитами, а також між молотками і колосниковими решітками.

Технічні характеристики молоткових дробарок типів М і ДМРЕ наведені у додатку Б.

Однороторна нереверсивна молоткова дробарка (рис. 2.36) типу СМД-135 складається з таких основних вузлів: корпусу **1** з кришкою, ротора **2** з шарнірно підвішеними кільцевими молотками **3**, приймальної камери, заслінки **4**, пастки **5** для предметів, що не дробляться, і колосникової решітки **6**.

Вихідний матеріал завантажується через люк приймальної камери і захоплюється ротором до колосникової решітки. Руйнування матеріалу здійснюється ударами молотків, а також при ударі об броньові плити або зрізуванням між елементами колосникової решітки і молотками. При потраплянні предметів, що не дробляться, вони викидаються у приймальну

камеру, відбиваються від її верхньої частини, відхиляють заслінку і надходять у пастку.

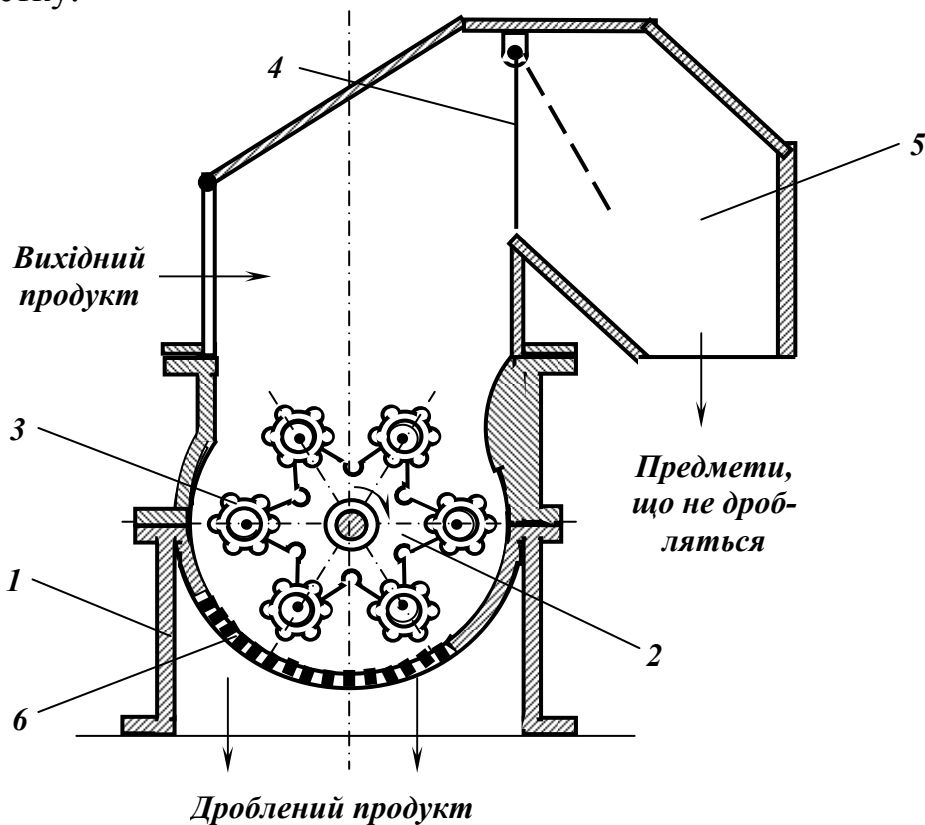


Рис. 2.36 – Схема молоткової дробарки СМД-135.

1 – корпус; 2 – ротор; 3 – молотки-фрези; 4 – заслінка; 5 – пастка; 6 – колосникова решітка .

Молоткові дробарки цього типу застосовуються при дробленні шлаків, металічної стружки, грудкових відходів сплавів кольорових металів, вузлів електричних машин, кабельної продукції, елементів радіоапаратури і ін.

2.9.2 Конструкція і принцип дії роторних дробарок

У роторних дробарках матеріал дробиться ударом бил, які жорстко закріплені на роторі, що обертається у робочому просторі дробарки, обмеженому футерованим броньовими плитами корпусом. На рис. 2.37 наведені схеми основних типів роторних дробарок.

Принцип дії роторних дробарок аналогічний принципу дії молоткових дробарок. У роторних дробарках дроблення здійснюється жорстко закріпленими на роторі 2 билами 3. Матеріал завантажується в зону ротора, що обертається з великою швидкістю. Ударами бил грудки руйнуються, і їх уламки відкидаються на відбійні броньові плити 5 або колосники, що утворюють камеру дроблення. Ударяючись об футеровку, грудки руйнуються і

знову потрапляють на ротор. Це повторюється доти, поки грудки, досягши визначеної крупності, не вийдуть із дробарки через вихідну щілину або отвори колосникових решіток.

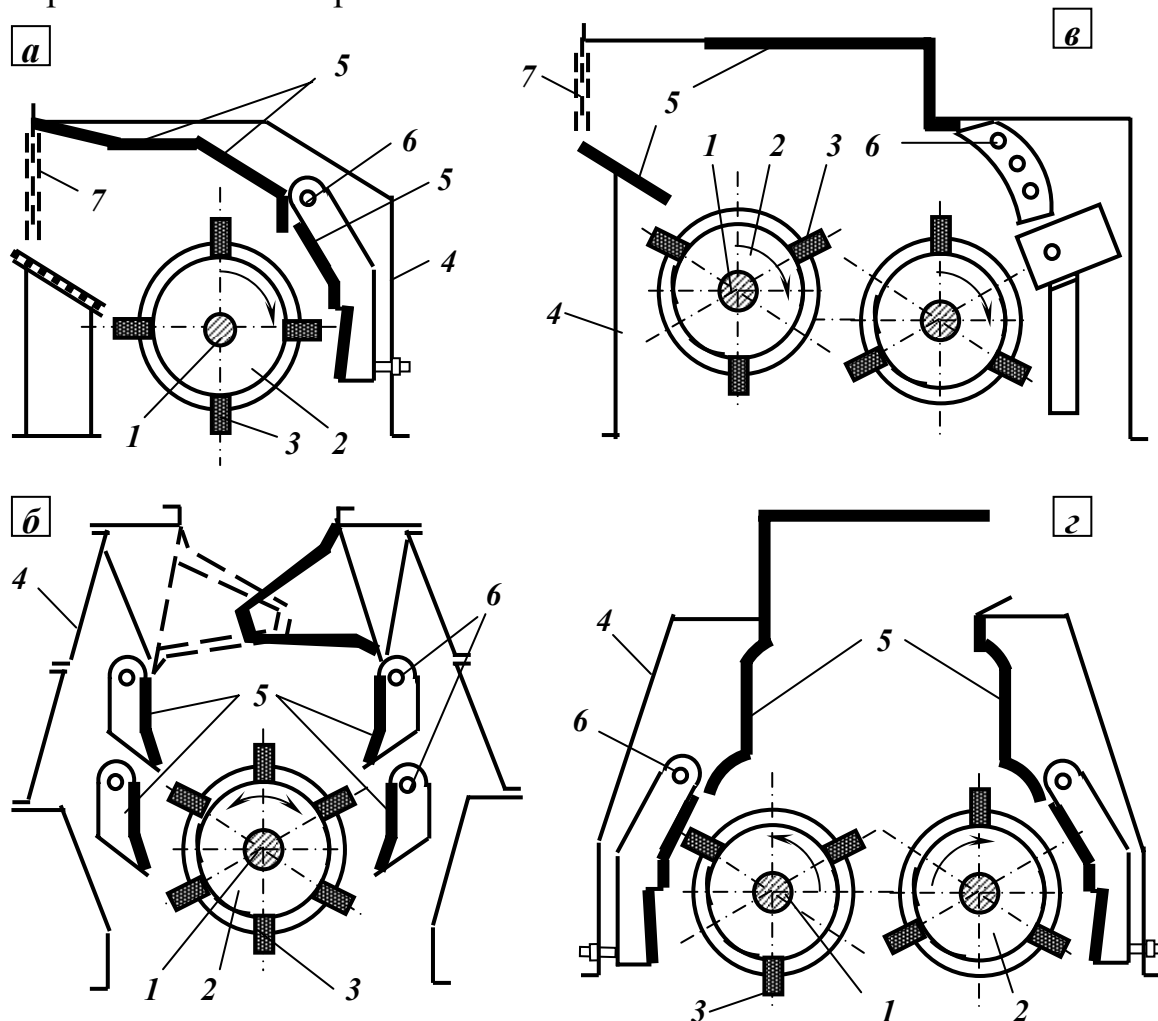


Рис. 2.37 – Схеми основних типів роторних дробарок.

Однороторні: а – нереверсивна; б – реверсивна.

Двуроторні: в – послідовного дроблення; г – паралельного дроблення.

1 – горизонтальний вал; 2 – масивний ротор; 3 – біла; 4 – корпус дробарки; 5 – відбійні плити 6 – осі підвісу відбійних плит; 7 – ланцюгові штори.

Роторні дробарки бувають одно- і двуроторні з послідовним дробленням матеріалу кожним ротором або з одночасним дробленням двома роторами, з колосниковою решіткою і без неї. Однороторні дробарки розрізняють на реверсивні і нереверсивні. Характерною особливістю роторних дробарок є те, що в ударі по грудках вихідного матеріалу бере участь масивний ротор, тому удари значно міцніші ніж у молоткових дробарках. Це дозволяє застосовувати роторні дробарки у першій стадії дроблення (дробарки типу ДРК) для руйнування порівняно твердих гірських порід. Роторні дробарки застосовують також для середнього та дрібного дроблення (дробарки типу ДРС). Конструкції дробарок ДРК і ДРС аналогічні.

У однороторну нереверсивну дробарку (рис. 2.37 а, 2.38) типу ДРК матеріал подається на обертовий масивний ротор 4 і дробиться ударами бил 5 і об відбійні плити 7. Відбійні плити 7 на верхній частині корпусу 2 закріплені нежорстко, тому при потраплянні предметів, що не дробляться, вони відхиляються на осях і пропускають їх. У первісне положення відбійні плити повертаються під дією пружин регулювального пристрою 8. Дробарки типу ДРК мають дві відбійні плити, а дробарки типу ДРС – три відбійні плити, які ділять робочу зону дробарки відповідно на дві або три камери дроблення. Відбійні плити мають криволінійний профіль і повністю або тільки у нижній частині закриті футерувальними плитами 7. Зазори між обертальним ротором і нижньою кромкою відбійних плит є розвантажувальним отвором камери дроблення. Положення відбійних плит фіксується тягами і пружинами регулювального пристрою 8. Регулювання ширини розвантажувальної щілини камери дроблення здійснюється також за допомогою регулювального пристрою 8.

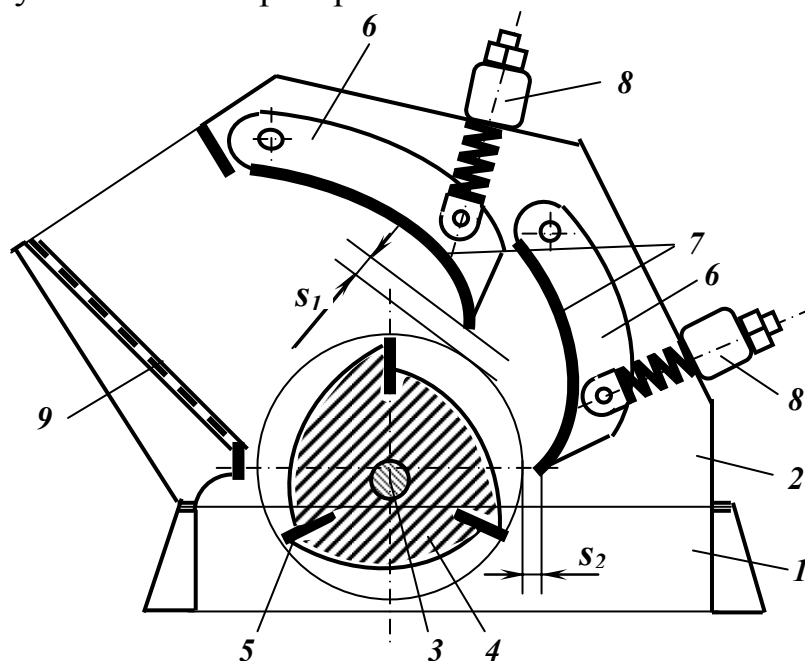


Рис. 2.38 – Однороторна дробарка крупного дроблення.

1 – основа корпусу; 2 – верхня частина корпусу; 3 – вал; 4 – ротор; 5 – била; 6 – відбійні плити; 7 – футеровочні плити; 8 – регулювальний пристрій; 9 – решітка.

Вихідний матеріал надходить на нахилену решітку 9, де відділяється дріб'язок, що не потребує дроблення. У завантажувальній лійці встановлені ланцюгові штори, які запобігають викиданню матеріалу з робочого простору дробарки. Розвантаження дробленого продукту здійснюється через розвантажувальний пристрій дробарки. Ротор до обертається електродвигуном через клинопасову передачу. Окружна швидкість ротора регулюється зміною приводних шківів.

Однороторна реверсивна дробарка (рис. 2.37 б) завдяки центральному розташуванню завантажувального отвору дозволяє змінювати напрямок обертання ротора, що є перевагою дробарок цього типу, тому що в них можливе двобічне використання бил, що забезпечує їх рівномірний знос.

Двоторна дробарка з послідовним розташуванням роторів (рис. 2.37 в) складається із зварного корпусу 4, усередині якого розташовані два ротори 2, що обертаються в одному напрямку. Привод роторів здійснюється через клиноремінну передачу від двох електродвигунів. При роботі дробарки по грудках матеріалу, що надходить рівномірно і безперервно, наносяться удари билами верхнього ротора. Грудки частково розколюються, відкидаються на відбійні плити, відбиваються від них і знов попадають під удари бил верхнього або нижнього ротора. Зазор між двома роторами є областю найбільш інтенсивного дроблення. Дроблений продукт розвантажується крізь вихідні щілини дробарки. Крупність дробленого продукту регулюється зміною зазорів між билами і відбійними плитами.

Двоторна дробарка з паралельним розташуванням роторів (рис. 2.37 г) складається із зварного корпусу 4, усередині якого розташовані два ротора 2, що обертаються у протилежних напрямках. Над кожним ротором розміщені відбійні плити 5, які переміщають при регулюванні дробарки. Привод обох роторів здійснюється через клинопасову передачу від двох електродвигунів. При роботі дробарки по грудках матеріалу, що надходить рівномірно і безперервно наносяться удари билами роторів. Грудки частково розколюються, відкидаються кожним ротором на відбійні плити, відбиваються від них і знов попадають під удари бил. Дроблений продукт розвантажується крізь вихідні щілини дробарки. Крупність дробленого продукту регулюється зміною зазорів між билами і відбійними плитами.

Двоторні дробарки в порівнянні з однороторними менш піддані забиванню і звичайно застосовуються для дроблення більш вологих матеріалів і матеріалів, що злипаються, вони також дозволяють завантажувати матеріал більшої крупності. Ширину щілини колосникових решіток і відстань між ними та кінцем бил (молотків) вибирають залежно від необхідної крупності дробленого продукту і вологості матеріалу, що дробиться. При дробленні глинистих вологих руд, щоб уникнути забивання колосникових решіток, відстань між колосниками збільшують. У важких випадках дробарки працюють без колосникових решіток.

Без колосникових решіток продуктивність дробарки підвищується, але при цьому в дробленому продукті з'являються зерна крупніші допустимих розмірів.

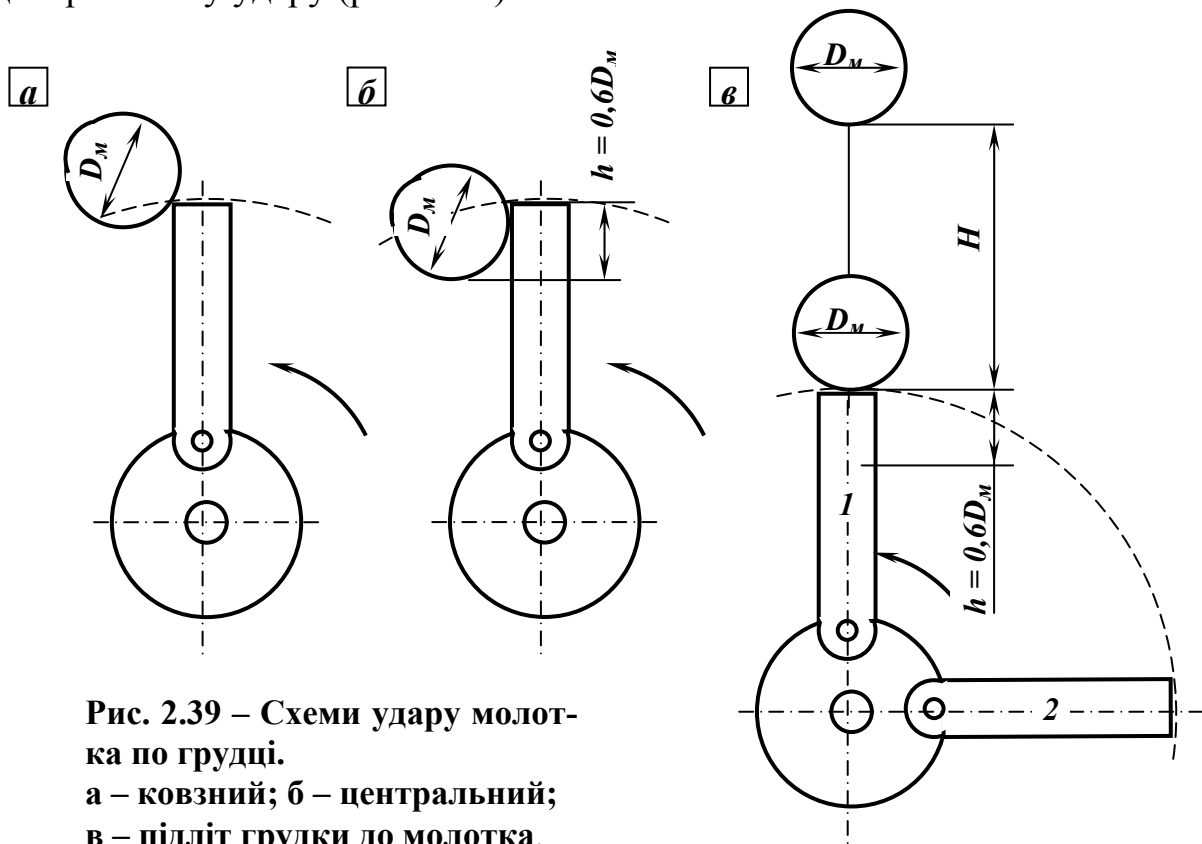
Технічні характеристики роторних дробарок типів ДРК і ДРС наведені у додатку Б.

2.9.3 Технологічні характеристики дробарок ударної дії

До основних технологічних характеристик молоткових і роторних дробарок належать: глибина проникнення грудки матеріалу, що дробиться, у зону обертання ротора h , розміри ротора (довжина L і діаметр D), продуктивність Q і потужність електродвигуна N .

Глибина проникнення грудки матеріалу, що дробиться, у зону обертання ротора h впливає на гранулометричний склад дробленого продукту, продуктивність дробарки, витрату електроенергії при дробленні і знос молотків та бил.

Залежно від глибини проникнення грудка піддається ковзному або центральному удару (рис. 2.39).



При ковзних ударах відбувається обколювання і стирання грудок по місцю удару. У цьому випадку дроблений продукт містить велику кількість дріб'язку, ударні деталі (молотки або биля) швидко зношуються, продуктивність дробарки знижується. Проникнення грудки у зону обертового ротора на глибину не менше 0,6 максимального розміру грудки при дробленні у молоткових дробарках або на глибину рівну висоті биля при дробленні у роторних дробарках забезпечують руйнування грудки центральним ударом. Дроблення здійснюється в усьому об'ємі грудки при мінімальному стиранні матеріалу, що дробиться, а також зносі ударних деталей. Вміст тонких класів у дробленому продукті менше, а продуктивність дробарки вища ніж при дробленні ковзними ударами.

Необхідна глибина проникнення грудки у зону обертання ротора забезпечується швидкістю падіння матеріалу при завантаженні його у дробарку. Для того щоб проникнути у зону обертання ротора (рис. 2.35 в) на глибину $h = 0,6D_{\max}$, грудка максимального розміру $D_{\max}$, яка підлетіла до молотка **1**, що обертається, повинна за час t (час приближення до грудки молотка **2**, що набігає) при падінні з висоти H набути швидкості $V_{\text{зр}}$:

$$V_{\text{зр}} = h/t = 0,6D_{\max}/t. \quad (2.90)$$

Час t переміщення молотка з положення **2** у положення **1** дорівнює:

$$t = 60/(nz), \quad (2.91)$$

де n – частота обертання ротора, хв^{-1} ; z – число подовжніх рядів молотків на роторі, тоді

$$V_{\text{зр}} = 0,6D_{\max}nz/60 = 0,01D_{\max}nz. \quad (2.92)$$

Для грудки, що рухається з швидкістю $V_{\text{зр}}$, висоту H падіння визначають з формули:

$$V_{\text{зр}} = \sqrt{2gH}. \quad (2.93)$$

З використанням формул (2.92) і (2.93) отримуємо рівняння для визначення висоти H необхідної для потрапляння грудки під центральний удар:

$$H = V_{\text{зр}}^2/2g = (Dnz)^2 \cdot 10^{-4}/2g \approx 0,5 \cdot 10^{-5}(Dnz)^2, \text{ м}. \quad (2.94)$$

У роторних дробарках висота була звичайно менше $0,6D_{\max}$, тому усі грудки, що досягли тіла ротора потрапляють під центральний удар. Однак, особливості форми тіла ротора приводять до того, що не усі грудки можуть потрапити під ефективні центральні удари. Для підвищення частоти ударів і, відповідно, ефективності ударного дроблення, встановлюють відбивальні плити або решітки, які втримують ці грудки у дробарці до тих пір, поки вони не потраплять під центральний удар.

Розміри ротора (діаметр D_p , довжина L) визначаються розміром максимальної грудки вихідного матеріалу і продуктивністю дробарки.

Діаметр ротора відповідно до прийнятих стандартів визначається у залежності від максимального розміру грудки вихідного матеріалу:

– для молоткових дробарок:

$$D_p = (3,2 \div 4)D_{\max}. \quad (2.94)$$

Найбільша величина ($D_p = 4D_{\max}$) відповідає малим дробаркам з діаметром ротора до 600 мм;

– для роторних дробарок крупного дроблення:

$$D_p = (1,7 \div 2)D_{\max}. \quad (2.96)$$

Менша величина ($D_p = 1,7D_{\max}$) відноситься до дробарок найбільших розмірів;

- для роторних дробарок середнього і дрібного дроблення:

$$D_p = 3,3D_{\max} . \quad (2.97)$$

З умов продуктивності і завантаження дробарки довжина ротора відповідно до прийнятих стандартів визначається пропорційно до його діаметра:

- для молоткових дробарок:

$$L = (0,7 \div 1,5)D_p ; \quad (2.98)$$

- для роторних дробарок крупного дроблення:

$$L = 0,8D_p ; \quad (2.82)$$

- для роторних дробарок середнього і дрібного дроблення:

$$L = D_p . \quad (2.99)$$

Продуктивність молоткових і роторних дробарок залежить від їхніх конструктивних і механічних параметрів (діаметра, довжини і частоти обертання ротора; кількості, маси і числа молотків; розташування і форми відбійних плит; способу завантаження і глибини проникнення грудок у зону ротора). Продуктивність також залежить від фізичних властивостей матеріалу, що дробиться (міцності, вмісту глинистих речовин, вологи, крупності вихідного і дробленого продуктів). Між продуктивністю дробарки, подрібнюваністю вихідного матеріалу, ступенем дроблення і потужністю електродвигуна існує взаємозв'язок. При постійних умовах дроблення з підвищенням продуктивності знижується ступінь дроблення і навпаки. Теоретична формула для розрахунку продуктивності молоткових і роторних дробарок відсутня. Для орієнтованого розрахунку продуктивності молоткових і роторних дробарок застосовують різні емпіричні формули.

Об'ємна продуктивність молоткових і роторних дробарок може бути розрахована з використанням таких формул:

- молоткових дробарок:

$$\text{при } D_p > L \quad Q_o = 0,1D_p^2Ln, \text{ м}^3/\text{год}; \quad (2.100)$$

$$\text{при } D_p < L \quad Q_o = 0,1D_pL^2n, \text{ м}^3/\text{год}; \quad (2.101)$$

- роторних дробарок:

$$Q_o^{\max} = 47k(D_pL)^{1,6}, \text{ м}^3/\text{год}; \quad (2.102)$$

$$Q_o^{\min} = 22k(D_p L)^{1,3}, \text{ м}^3/\text{год}, \quad (2.103)$$

де n – частота обертання ротора, хв^{-1} ; $Q_o^{\max}$ і $Q_o^{\min}$ – граничні значення продуктивності, $\text{м}^3/\text{год}$; k – коефіцієнт, що залежить від конструктивних особливостей дробарки ($k = 0,6 \div 1,4$); D_p і L – розміри ротора, м.

При підвищенні міцності, в'язкості і вологості матеріалу, що дробиться, і зменшенні крупності дробленого продукту продуктивність молоткової дробарки знижується. При рівномірному живленні забезпечується більш висока продуктивність дробарки.

Потужність електродвигуна молоткових і роторних дробарок визначається за емпіричними формулами:

– молоткових дробарок:

$$N = 0,125 D_p L n, \text{ кВт}; \quad (2.104)$$

$$N = 0,15 D_p^2 L n, \text{ кВт}; \quad (2.105)$$

– роторних дробарок:

$$\text{крупного дроблення} \quad N = 80 D_p L, \text{ кВт}; \quad (2.106)$$

$$\text{середнього і дрібного дроблення} \quad N = 120 D_p L, \text{ кВт}. \quad (2.107)$$

Типові характеристики крупності продуктів дроблення молоткових і роторних дробарок для руд середньої міцності наведені на рис. 2.40. По осі абсцис відкладають відносну крупність зерен z (в частках максимальної ширини розвантажувальної щілини), а по осі ординат сумарний вихід класів по «+d».

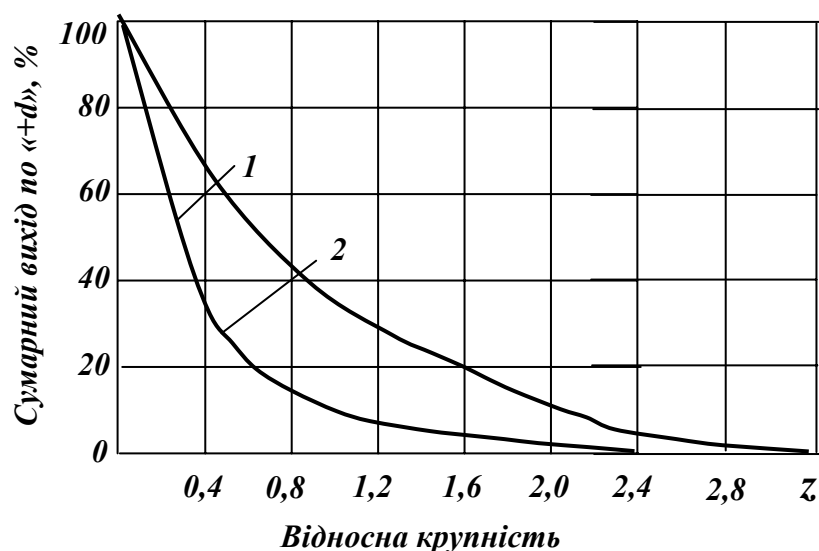


Рис. 2.40 – Типові характеристики крупності продуктів дроблення молоткових і роторних дробарок (для руд середньої міцності).

1 – дроблений продукт роторної дробарки;

2 – дроблений продукт молоткової дробарки.

Формули для розрахунку гранулометричного складу дробленого продукту молоткових і роторних дробарок наведені у табл. 2.11.

Таблиця 2.11 – Формули для розрахунку гранулометричного складу дробленого продукту молоткових і роторних дробарок

Тип руди	Розрахункова формула	Формула вірна
Дроблений продукт молоткових дробарок		
Середньої міцності	$b^{+z} = (1 - 1,93z + 1,88z^2 - 0,88z^3 + 0,15z^4) \cdot 10^2$ (2.108)	при $z \leq 2,4$
Дроблений продукт роторних дробарок		
Середньої міцності	$b^{+z} = (1 - 1,02z + 0,44z^2 - 0,10z^3 + 0,01z^4) \cdot 10^2$ (2.109)	при $z \leq 3,0$

Молоткові і роторні дробарки вимагають ретельного балансування ротора. Швидкість завантаження вихідного матеріалу повинна вибиратись у залежності від швидкості обертання ротора.

Ширину щілини між колосниками і відстань між решіткою і кінцями молотків вибирають у залежності від необхідної крупності дробленого продукту і вологості вихідного матеріалу. Ширина щілини між колосниками повинна бути у 5 – 6 разів більше розміру зерен дробленого продукту при дробленні до 6 мм і у 1,5 – 2 рази при дробленні до 50 мм. При дробленні вологих матеріалів з глинистими домішками відстань між колосниками збільшують або працюють без них.

До переваг дробарок ударної дії слід віднести високу продуктивність, меншу масу і менші питомі витрати електроенергії в порівнянні з дробарками інших типів. Недоліки цих дробарок полягають у великому зносі молотків і необхідності використання живильників для рівномірного завантаження.

3 ПОДРІБНЕННЯ

3.1 Процес подрібнення

3.1.1 Властивості гірських порід, що впливають на процес подрібнення

Дроблення тільки у окремих рідких випадках буває достатнім для розділення корисної копалини на остаточні продукти. При тонкому вкрапленні корисних мінералів руду необхідно подрібнювати до розмірів зерен корисного компонента. Мінералогічний склад руди і її фізичні властивості вирішально впливають на продуктивність і ефективність процесу подрібнення. Найбільш суттєвими з фізичних властивостей гірських порід у процесі подрібнення є подрібнюваність і абразивність.

Найбільше поширений показник розкриття вкрапленої сировини – *крупність подрібнення*. Крупність подрібнення характеризується вмістом заданого класу крупності або питомою поверхнею подрібненого матеріалу. Ступінь розкриття за цими параметрами для кожного способу визначають за допомогою експериментальних графічних залежностей. Властивості мінеральної сировини при подрібненні враховуються питомою продуктивністю дробильно-подрібнювального обладнання.

Подрібнюваність – параметр, що характеризує здатність мінеральної сировини до руйнування у стержневих, кульових, струминних млинах, млинах самоподрібнення, дезінтеграторах тощо. Цей параметр призначений для визначення продуктивності млинів промислових типів. Подрібнюваність визначають при технологічній оцінці сировини, а також при розробці і проектуванні технології для нових промислових об'єктів.

Сутність методу визначення подрібнюваності полягає у порівнянні питомої продуктивності лабораторного млина при подрібненні досліджуваної та еталонної сировини до заданої крупності з наступним переходом до показників роботи промислових млинів. Як аналогову застосовують однотипну з досліджуваною сировину, що перероблюється діючою фабрикою за схемою подрібнення близькою до прийнятої для дослідження.

Визначення подрібнюваності та розрахунок необхідних об'ємів подрібнювального обладнання проводять по трьох найбільш поширених у промисловості схемах подрібнення (рис. 3.1).

Дослідження подрібнюваності проводять на пробах крупністю – 3 (5) мм. Відібрані наважки досліджуваного та еталонного матеріалу подрібнюють у млині в умовах відкритого циклу протягом 5, 15, 30, 45, 60, 90, 120, 180 хв. Після подрібнення кожної наважки протягом одного із вказаних проміжків часу млин зупиняють та розвантажують. Подрібнений матеріал після повного відстоювання та відсифонення проясненого зливу (у

випадку мокрого подрібнення) сушать при температурі $105 \pm 5^{\circ}\text{C}$ до постійної маси.

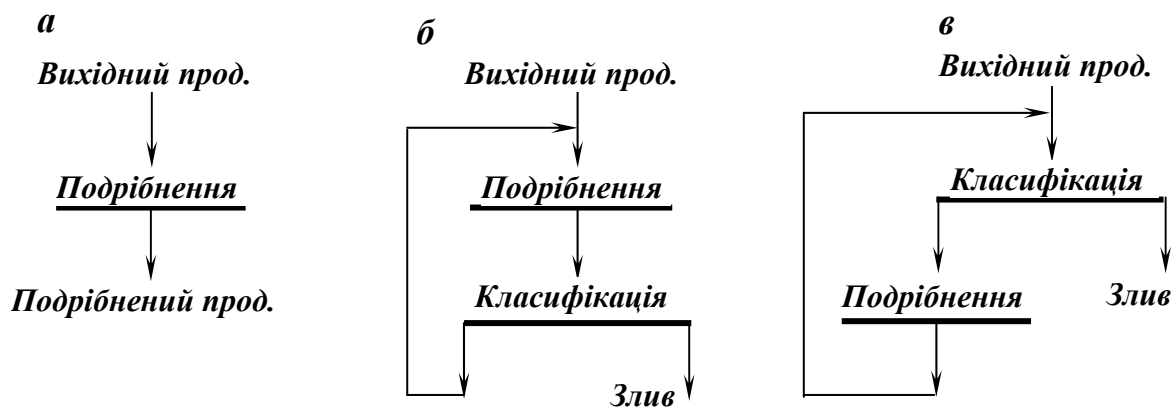


Рис. 3.1 – Схеми подрібнення.
***a* – відкрита; *б, в* – замкнені.**

Від висушеного матеріалу методом квадратування або жолобчатими дільниками відбирають пробу для ситового аналізу. Маса наважки залежить від максимального розміру частинок (табл. 3.1).

Таблиця 3.1 – Мінімальна маса наважки

Максимальний розмір частинок, мм	3	0,5	< 0,3
Мінімальна маса наважки, кг	0,3	0,1	0,05

Для просіювання проб використовують ситовий аналізатор з набором контрольних сит з розмірами чарунок 3; 0,5; 0,074 (0,071); 0,044 (0,05) мм. Дослідження обмежують проміжком часу, при якому вміст класу – 0,044 (0,05) мм у подрібненому матеріалі досягає 95 % . Дані ситового аналізу досліджуваного та еталонного матеріалу використовують для побудови графічної залежності виходу класу крупності, що контролюється, від тривалості подрібнення. Результати подрібнення проб досліджуваного і еталонного матеріалу є основою для визначення питомої продуктивності млинів та подрібнюваності досліджуваного матеріалу.

Для характеристики подрібнюваності використовують загальну g та q дійсну питому продуктивність млинів, що одержана на досліджуваному і еталонному матеріалі і являє собою масу новоутвореного класу крупності в одиниці об'єму млина за одиницю часу при звичайному подрібненні і при умові виводу готового класу з млина по мірі його утворення.

Загальна питома продуктивність буде:

$$g = [Q(b - a)] / V, \text{ т/(год} \cdot \text{м}^3\text{)}; \quad (3.1)$$

$$g = [M(b - a)] / Vt, \text{ т/(год} \cdot \text{м}^3), \quad (3.2)$$

де Q – продуктивність млина, т/год; b і a – масова частина розрахункового класу крупності відповідно у подрібненому і вихідному матеріалі, частки од.; V – об’єм млина, м³; M – маса подрібненого матеріалу, т; t – тривалість подрібнення, год.

Дійсна питома продуктивність є параметром рівняння кінетики подрібнення:

$$R = R_0 \exp[qVt / M], \quad (3.3)$$

де R – масова частка надрешітного класу крупності у продукті, що у даний момент знаходиться у млині ($R = 1 - b$), частки од.; R_0 – масова частка надрешітного класу крупності у вихідному матеріалі ($R_0 = 1 - a$), частки од.; q – дійсна питома продуктивність, т/(год·м³).

Між загальною та дійсною питомою продуктивністю існує така залежність:

$$g = qR. \quad (3.4)$$

Значення R при проходженні матеріалу від завантаження до розвантаження змінюються від 1 до 0. Залежно від схеми подрібнення дійсна питома продуктивність визначається за формулами:

– відкритий цикл (рис. 3.1 а):

$$q = \frac{Q}{V} \cdot \ln \frac{R_0}{R}; \quad (3.5)$$

– замкнений цикл (рис. 3.1 б):

$$q = \frac{Q(1+C)}{V} \cdot \ln \left[1 + \frac{\varepsilon(R_0 - R)}{\varepsilon(1+C) - b} \right]; \quad (3.6)$$

– замкнений цикл (рис. 3.1 в):

$$q = \frac{CQ}{V} \cdot \ln \left[\frac{\varepsilon C - b(1 - \varepsilon)}{\varepsilon C - b(1 - \varepsilon a)} \right], \quad (3.7)$$

де C – циркуляційне навантаження, частки од.; ε – вилучення готового класу у злив класифікатору, частки од.:

$$\varepsilon = \frac{[1 + E(1 + C)] \pm \sqrt{[1 + E(1 + C)]^2 - 4(1 + C)Eb}}{2(1 + C)}, \quad (3.8)$$

де E – ефективність класифікації, частки од.

На основі значень загальної та дійсної питомої продуктивності лабораторного млина визначають коефіцієнти подрібненості.

Коефіцієнт відносної подрібненості являє собою співвідношення загальної (або дійсної) питомої продуктивності лабораторного млина по новому утвореному класу крупності при подрібненні досліджуваного і еталонного матеріалу:

$$K_g^{\text{досл}} = g_{\text{лаб}}^{\text{досл}} / g_{\text{лаб}}^{\text{ет}} \quad \text{або} \quad K_q^{\text{досл}} = q_{\text{лаб}}^{\text{досл}} / q_{\text{лаб}}^{\text{ет}}, \quad (3.9)$$

де $g_{\text{лаб}}^{\text{досл}}$, $g_{\text{лаб}}^{\text{ет}}$ – загальна питома продуктивність лабораторного млина по новоутвореному класу крупності при подрібненні досліджуваного і еталонного матеріалу, відповідно; $q_{\text{лаб}}^{\text{досл}}$, $q_{\text{лаб}}^{\text{ет}}$ – дійсна питома продуктивність лабораторного млина по знов утвореному класу крупності при подрібненні досліджуваного і еталонного матеріалу, відповідно.

При цьому вміст розрахункового класу крупності у подрібненому матеріалі повинен бути однаковим для досліджуваного та еталонного матеріалу. Коефіцієнт подрібнюваності для однієї стадії подрібнення приймається постійним. Для визначення подрібненості необхідні такі дані про роботу млинів на еталонному матеріалі: продуктивність млинів; крупність вихідного та подрібненого матеріалу; об'єм млинів; величина циркуляційного навантаження; ефективність класифікації; тип схеми подрібнення.

При наявності експериментальної залежності загальної питомої продуктивності промислового млина на еталонному матеріалі, що характеризує крупність подрібненого продукту в усьому інтервалі вмісту (0 – 100 %) розрахункового класу, визначення питомої продуктивності промислового млина на досліджуваному матеріалі зводиться до простого перерахунку лабораторних та промислових даних за формулою:

$$g_{\text{пром}}^{\text{досл}} = K_g^{\text{досл}} g_{\text{пром}}^{\text{ет}}, \quad (3.10)$$

де $g_{\text{пром}}^{\text{досл}}$, $g_{\text{пром}}^{\text{ет}}$ – загальна питома продуктивність промислового млина при подрібненні досліджуваного і еталонного матеріалу до однакової масової частки заданого класу крупності, т/(год·м³).

Дійсну питому продуктивність промислового млина при подрібненні досліджуваного матеріалу визначають відповідно з формулами (3.5) – (3.7) та з урахуванням:

$$q_{\text{пром}}^{\text{досл}} = K_q^{\text{досл}} q_{\text{пром}}^{\text{ет}}, \quad (3.11)$$

де $q_{\text{пром}}^{\text{досл}}$, $q_{\text{пром}}^{\text{ет}}$ – дійсна питома продуктивність промислового млина при подрібненні досліджуваного і еталонного матеріалу до однакової масової частки заданого класу крупності, т/(год·м³).

Необхідний об'єм промислових млинів для подрібнення за схемами, що наведені на рис 3.1, розраховують за формулами:

– відкритий цикл (рис. 3.1 а):

$$V = [Q_{\text{пром}}^{\text{досл}} (b - a)] / g_{\text{пром}}^{\text{досл}}, \text{ м}^3; \quad (3.12)$$

$$V = \left[Q_{\text{пром}}^{\text{досл}} \cdot \ln \frac{(1 - a)}{(1 - b)} \right] / q_{\text{пром}}^{\text{досл}}, \text{ м}^3; \quad (3.13)$$

– замкнений цикл (рис. 3.1 б):

$$V = \frac{Q_{\text{пром}}^{\text{досл}} \cdot (1 + C)}{q_{\text{пром}}^{\text{досл}}} \cdot \ln \left[1 + \frac{\varepsilon(b - a)}{\varepsilon(1 + C) - b} \right], \text{ м}^3; \quad (3.14)$$

– замкнений цикл (рис. 3.1 в):

$$V = \frac{C Q_{\text{пром}}^{\text{досл}}}{q_{\text{пром}}^{\text{досл}}} \cdot \ln \left[\frac{\varepsilon C - b(1 - \varepsilon)}{\varepsilon C - (b - \varepsilon a)} \right], \text{ м}^3. \quad (3.15)$$

Таким чином, основою для визначення параметрів млинів є результати подрібнення досліджуваного та еталонного матеріалів, які оформлюють у вигляді таблиць і графіків. Графічну залежність нормують нанесенням кривих за допомогою лекал по експериментальних точках. Одержані результати вважаються достовірними, якщо абсолютні відхилення кривих від експериментальних точок складають по масовій частці готового класу у подрібненому матеріалі не більше 2 % в інтервалі 0 – 90 % та 1 % в інтервалі 90 – 100 %. При більших відхиленнях експериментальні дослідження повторюють.

Усі гірські породи абразивні і в процесі переробки зношують метал. Зношуються футеровки дробильних поверхонь дробарок, молотки і біла ударних дробарок, кулі, стержні і футеровка барабанних млинів, транспо-

ртних жолобів, робочі поверхні грохотів та ін. Зношування металу гірською породою визначається її фізико-механічною властивістю – абразивністю.

Абразивність – здатність гірських порід зношувати тверді тіла, які контактують з ними (деталі машин, інструменти і т.п.). Абразивність в основному визначається міцністю, розмірами і формою мінеральних зерен, що складають гірську породу.

Абразивність оцінюють за ступенем зносу штифтів, стержнів, металевих кілець, які труться об поверхню порід при свердленні або різанні, а також за ступенем стирання порід абразивними матеріалами. Абразивність звичайно оцінюють за зносом матеріалів, що контактують з мінеральною сировиною при відносному русі. Знос характеризує зміну геометричної форми при стиранні робочих поверхонь. Особливо суттєво на знос впливає швидкість відносного руху контактуючої поверхні та сипкого матеріалу. Знос у значній мірі залежить від напрямку вектора швидкості руху сипкого матеріалу відносно поверхні. Абразивність гірських порід обумовлюється в основному двома їх властивостями – границею міцності на стиснення окремих мінеральних зерен (σ_{cm}) та коефіцієнтом крихкості ($k_{кр}$). Тому коефіцієнт абразивності визначають за формулою:

$$k_a = \sigma_{cm} \cdot k_{кр}. \quad (3.16)$$

Крім того, застосовують емпіричні методи оцінки абразивності. За методикою Л.І.Барона і А.В.Кузнецова, показник абразивності гірських порід визначають як сумарну втрату маси (в мг) стандартного стержня, що обертається (з частотою 400 хв⁻¹), притиснутого до породи, при осьовому навантаженні 150 Н за час випробування 10 хв. Абразивність гірських порід поділяють на вісім класів. Показник абразивності складає для мармуру 400-500 мг, для вапняку – 800-900 мг, для граніту – 1000-2000 мг, для кварциту – 2100-2500 мг. Для малоабразивних порід, напр., вугілля (абразивність до 5 мг) показник абразивності визначають шляхом стирання стандартного еталона (при постійному тиску на контакт) об роздроблену пробу матеріалу. Відповідно до методу визначення розрізняють абразивність тертя і ударну абразивність гірських порід. Найбільш абразивними є породи, що містять корунд, порфірит, діорит, граніт.

Для експериментального визначення відносної оцінки абразивності мінеральної сировини застосовують машину зносу (рис. 3.2). Цей метод у найкраще моделює знос металу і дозволяє зробити конкретні розрахунки по масі сировини, що пройшла через одиницю поверхні за одиницю часу та, як результат, визначити знос одиниці площі поверхні металу.

Проби для визначення абразивності відбирають і приготівляють з урахуванням того, що крупність максимальної грудки повинна бути не більше 5 мм. Підготовлена до випробувань проба 2 завантажується у кіль-

цевий жолоб *1* машини зносу. Зразок досліджуваного на знос матеріалу *3* (напр., футеровки) у вигляді тригранної піраміди закріплюють на ободі тихохідного шківів *4* машини.

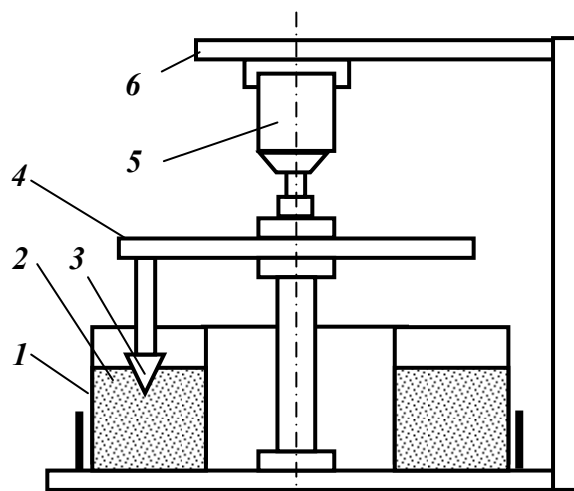


Рис. 3.2 – Схема лоткової машини для оцінки зносу.

- 1 – кільцевий жолоб;**
- 2 – підібнена проба;**
- 3 – зразок досліджуваного матеріалу;**
- 4 – шків;**
- 5 – електропривод з редуктором;**
- 6 – станина.**

При роботі машини зразок досліджуваного матеріалу переміщається по колу з швидкістю 0,48 м/с. Тривалість випробовувань складає 8 годин. Після закінчення цього терміну зразок досліджуваного матеріалу знімають і визначають площу поверхні піраміди за її геометричними розмірами. Розраховують знос 1 м² площі поверхні матеріалу зразка за 8 годин роботи машини. Одержаний результат служить оцінкою абразивності мінеральної сировини. Відносна зносостійкість зразка матеріалу визначається за формулою:

$$Ab = t/m, \text{ год/г}, \quad (3.17)$$

де *t* – постійна часу стирання зразка досліджуваного матеріалу, год; *m* – знос зразка досліджуваного матеріалу, г.

Визначення абразивності виконують на двох зразках та розраховують середнє арифметичне, якщо розходження результатів двох іспитів не перевищує 1 %. При більшому розходженні роблять третє визначення і за остаточний результат приймають середнє арифметичне двох найбільш близьких результатів.

3.1.2 Кінетика процесу подрібнення

Для управління процесом подрібнення матеріалу у млині і вибору умов його оптимальної роботи необхідно знати як протікає процес з часом, тобто знати його кінетику.

Під кінетикою процесу подрібнення розуміють закономірний характер зменшення залишку на контрольному ситі від часу подрібнення. Контрольне сито вибирають з розмірами, що відповідають граничній крупності подрібнення. Підрешітний продукт цього сита є готовим, а надрешітний –

залишком, тобто матеріалом, який ще недостатньо подрібнений. Для дослідження кінетики подрібнення з млина періодичної дії через визначені проміжки часу відбирають проби і аналізують їх на контрольному ситі. Результати досліджень зображають у вигляді графіка (рис. 3.3). Вигляд кривих залежить від подрібнюваності матеріалу і режиму подрібнення. Можна підібрати велике число формул, які задовільно описують криві подрібнюваності.

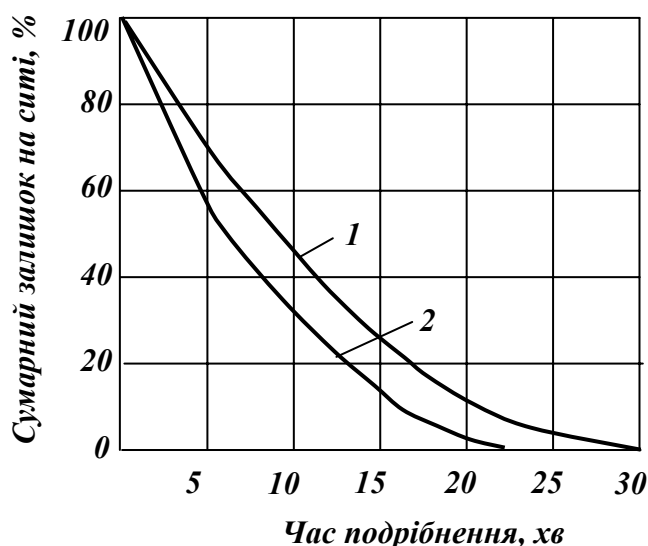


Рис. 3.3 – Залежність виходу залишку на контрольному ситі від часу подрібнення.
1 – клас + 0,5 мм;
2 – клас 0,074 мм.

Виходячи з того, що швидкість зменшення залишку на контрольному ситі dR/dt пропорційна масі R цього залишку, рядом авторів запропоновано рівняння:

$$dR / dt = -kR, \quad (3.18)$$

де k – коефіцієнт пропорційності (параметр подрібнення); t – тривалість подрібнення.

Після інтегрування рівняння (3.18) отримуємо:

$$\ln R = -kt + C. \quad (3.19)$$

У початковий момент при $t = 0$ маса залишку на ситі $R = R_0$ і $C = \ln R_0$, тоді $\ln R = -kt + \ln R_0$, а отже

$$R = R_0 e^{-kt}, \quad (3.20)$$

де R_0 – маса залишку у матеріалі, що надходить на подрібнення.

Дослідження показують, що при подрібненні вузьких класів крупності абсолютна швидкість зменшення залишків пропорційна їхній масі у млині у кожен даний момент часу, а відносна швидкість – постійна за ча-

сом. Тому при описі процесу подрібнення рівняння (3.20), яке є простим і зручним, часто приймається за основу.

Інші автори висунули положення про те, що відносна швидкість зменшення маси залишку на контрольному ситі змінюється за часом. Так, К.А. Разумовим запропоновано рівняння:

$$dR / dt = -k_0[p + (1 - p)R / R_0]R.$$

Після інтегрування і рішення відносно R отримуємо:

$$R = pR_0 / (e^{pk_0t} - 1 + p), \quad (3.21)$$

де k_0 – відносна швидкість подрібнення у початковий момент часу при залишку на ситі R_0 ; pk_0 – відносна швидкість подрібнення у момент, коли $R = 0$; t – тривалість подрібнення.

Рівняння (3.21) задовільно описує дослідні дані; параметри p і k_0 знаходять експериментально.

Для підвищення точності опису кінетики подрібнення матеріалу з широким спектром класів крупності В.В.Товаров запропонував експоненціально-показникове рівняння:

$$R = R_0 \exp(-kt^m), \quad (3.22)$$

де R_0 і R – маса крупного класу у вихідному матеріалі і подрібненому продукті у будь-який момент часу; t – тривалість подрібнення m і k – експериментальні коефіцієнти.

Кутовий коефіцієнт m , як правило, не залишається постійним протягом $R = f(t)$, тому що у більшості випадків криві подрібнюваності складаються з двох, а іноді з трьох прямолінійних ділянок. Таким чином, для точного опису кінетики подрібнення необхідно кожний раз визначати межі, де можна вважати $m = \text{const}$.

Після подвійного логарифмування рівняння (3.22) одержимо:

$$\ln \ln(R_0 / R) = m \ln t + \ln k. \quad (3.23)$$

В системі координат $\ln t$ і $\ln \ln(R_0 / R)$ це рівняння є прямою лінією.

Для визначення параметрів m і k , на експериментальній прямій, виділяють дві точки і визначають їх координати. Значення m і k розраховують за формулами:

$$m = [\ln \ln(R_0 / R_2) - \ln \ln(R_0 / R_1)] / (\ln t_2 - \ln t_1); \quad (3.24)$$

$$k = \ln(R_0 / R) / t^m. \quad (3.25)$$

Рівняння (3.22) застосовне тільки у тих випадках, якщо залишок на контрольному ситі складає від 5 до 100 %; при малому R_t (великому t) воно не забезпечує достатньої точності.

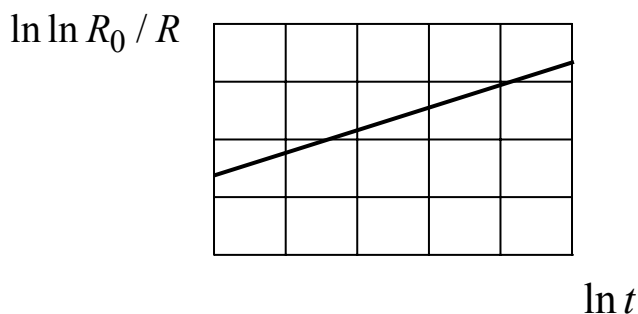


Рис. 3.4 – Залежність маси крупного класу у зливі млина від тривалості подрібнення у системі координат $\ln \ln R_0 / R, \ln t$.

Для опису кінетики подрібнення Л.П.Шупов запропонував рівняння виду:

$$R_t = (1 - R_0^*) \exp \left\{ - \left[k_1^{1/n_1} t + \ln \frac{1 - R_0^*}{R_0 - R_0^*} \right]^{n_1} + R_0^* \right\}, \quad (3.26)$$

де R_0^* – вміст плюсового класу у неподрібненому залишку; k_1 і n_1 – коефіцієнти кінетики подрібнення.

Це рівняння враховує вплив залишку R_0^* , який не подрібнюється, і вміст крупного класу у вихідному матеріалі R_0 . При визначених умовах рівняння лінеаризується відносно коефіцієнтів.

Знання кінетики подрібнення дозволяє теоретично визначити подрібнюваність корисної копалини, розрахувати масу циркуляційного продукту, визначити продуктивність млина та ін.

3.2 Млини

3.2.1 Класифікація млинів

Подрібнення корисних копалин та інших матеріалів здійснюється у млинах різних конструкцій.

Розрізняють такі млини:

- барабанні або гравітаційні (кульові, стержневі, роликові, самоподрібнення),
- відцентрові, вібраційні (інерційні, гіраційні);

- маятникові (вихрові, аеробильні, молоткові, пальцеві);
- струменеві, колоїдні та ін.

Окрему групу млинів становлять стирачі лабораторні (напр., бігуни), у яких подрібнення здійснюється між двома стираючими поверхнями (дисками, циліндрами), в той час як в інших млинах процес протікає в об'ємі подрібнюваного матеріалу.

За іншою класифікацією млини поділяють на барабанні (кульові, стержневі), трубні, конусні, самоподрібнення, роликові (ролико-кільцеві, кульово-кільцеві, котково-чашкові, котково-дискові), ударно-відцентрові (молоткові, дезінтегратори, дисмембратори), жорнові, вібраційні, струменеві тощо.

Як бачимо, молоткові дробарки іноді зараховують до млинів, що цілком зрозуміло виходячи з міркувань крупності одержуваного продукту, яка визначається розміром отворів решета апарата, що може бути 13,0; 6,0; 1,0 мм та ін.

Подрібнення мінеральної сировини на вугле- і рудозбагачувальних фабриках і в рудопідготовчих відділеннях металургійних підприємств найчастіше здійснюється в барабанних млинах (стержневих, кульових, рудногалькових, самоподрібнення), схеми яких наведені на рис. 3.5. Млини іншої конструкції застосовують у спеціальних випадках (наприклад, дезінтегратори – для тонкого помелу вугілля при приготуванні висококонцентрованих водовугільних суспензій, струминні млини – для надтонкого помелу рідкіснометалічних руд тощо).

3.2.2 Конструктивні типи і принцип дії барабанних млинів

Конструктивні типи барабанних млинів розрізняються за родом подрібнювальних (молоткових) тіл, формою барабана, способом подрібнення і способом розвантаження подрібненого продукту (рис. 3.5).

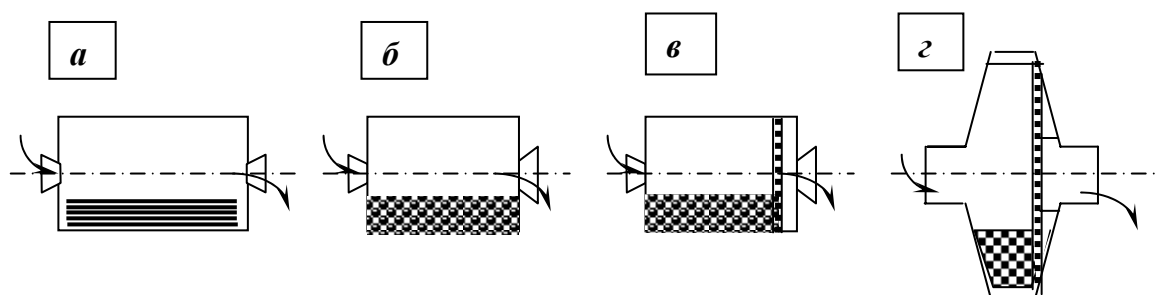


Рис. 3.5 – Схеми барабанних млинів:

а – стержневий млин МСЦ; **б** – кульовий млин МШЦ;
в – кульовий МШР або рудногальковий МРГ млини;
г – млин мокрого самоподрібнення.

Якщо подрібнення *мокре*, то матеріал захоплюється зливним потоком води, а якщо *сухе* – повітряним потоком, що виникає при відсмоктуванні повітря з барабана.

У залежності від форми барабана розрізняють млини циліндро-конічні і циліндричні. Останні, в свою чергу, бувають трьох типів: короткі, довгі і трубні. Короткі – $l < D$; довгі – $l = (2 \div 3) D$; трубні – $l > 3D$.

У залежності від виду подрібнюючого середовища розрізняють млини кульові, стержневі, галькові, рудногалькові і самоподрібнення. У кульових млинів подрібнююче середовище – сталеві або чавунні кулі діаметром $d = 15 - 125$ мм, у стержневих – сталеві стержні ($d = 50 - 120$ мм); у галькових – обкатана кремнієва галька або руда; у млинів самоподрібнення – крупні грудки руди, яка подрібнюється.

У залежності від способу розвантаження подрібненого продукту розрізняють млини з центральним розвантаженням і розвантаженням через периферійні решітки. У перших млинів подрібнений продукт видаляється вільним зливом через порожнисту розвантажувальну цапфу, у інших – через периферійні решітки в розвантажувальному кінці млина.

На збагачувальних фабриках застосовуються стержневі млини з центральним розвантаженням – МСЦ (рис. 3.5 а), кульові млини з центральним розвантаженням – МШЦ (рис. 3.5 б), кульові і рудногалькові млини з розвантаженням через решітки – МШР і МРГ (рис. 3.5 в), рудні млини мокрого самоподрібнення – ММС (рис. 3.5 г).

Барабанний млин (рис. 3.6) являє собою циліндричний барабан **1** з торцевими кришками **2** і пустотілими цапфами **3**, які опираються на підшипники **4**. Вихідний матеріал завантажується через одну цапфу, а подрібнений продукт розвантажується через протилежну.

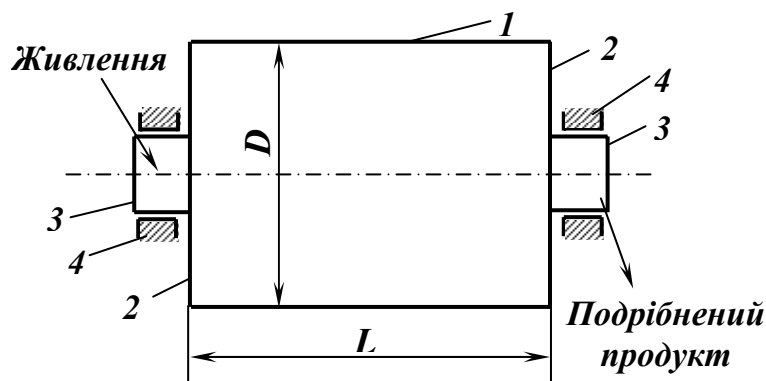


Рис. 3.6 – Схема барабанного млина.

1 – циліндричний барабан; **2** – торцеві кришки; **3** – цапфи; **4** – підшипники.

При обертанні барабана подрібнююче середовище (стержні, кулі, грудки руди або рудна галька) і матеріал, що подрібнюється, завдяки тертю піднімаються на певну висоту, а потім сповзають, скочуються або падають униз. Подрібнення у млині відбувається за рахунок удару падаючого подрібнюючого середовища, роздавлювання і тертя між шарами.

3.2.3 Конструкції кульових і стержневих барабанних млинів

Стержневі млини з центральним розвантаженням (МСЦ) встановлюють у першій стадії подрібнення. Вони застосовуються для дрібного дроблення перед кульовими млинами, а також для підготовки дрібновкраплених руд перед гравітаційним або магнітним збагаченням (для подрібнення матеріалу до 0,5 – 3 мм).

Стержневий млин з центральним розвантаженням (рис. 3.7) складається з циліндричного барабана *1* із торцевими кришками *2* і *14*. Барабан і кришки футерують з середини стальними плитами *8* і *10*. Торцеві кришки мають пустотілі цапфи *3* і *13*, за допомогою яких барабан опирається на корінні підшипники *6* і *11*. Обертання барабана передається від електродвигуна через вінцеву шестерню *9*, закріплену на барабані.

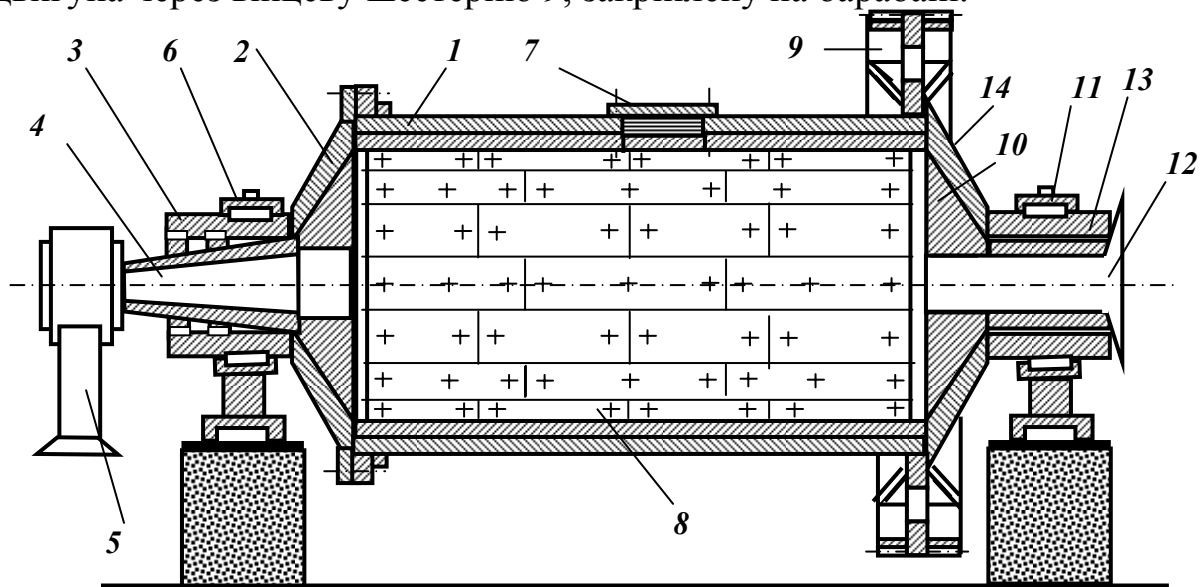


Рис. 3.7 – Стержневий млин з центральним розвантаженням.

1 – циліндричний барабан; *2, 14* – торцеві кришки; *3, 13* – пустотілі цапфи; *4* – завантажувальна лійка; *5* – живильник; *6, 11* – підшипники; *7* – люк; *8, 10* – футеровочні плити; *9* – вінцева шестерня; *12* – розвантажувальна лійка.

Живильник *5* равликового або комбінованого типу закріплений на завантажувальній цапфі. Пустотілі цапфи обладнані змінними завантажувальною і розвантажувальною лійками *4* і *12*.

Розвантажувальна цапфа має більший діаметр ніж завантажувальна, що створює нахил пульпи у бік розвантаження у млині і прискорює рух пульпи через млин.

У барабан завантажуються стержні з високовуглецевої сталі діаметром від 45 до 100 мм. Об'єм стержнів складає 35 – 45 % об'єму млина. При обертанні барабана стержні сповзають або скочуються і подрібнюють зерна корисної копалини. Руйнування матеріалу здійснюється роздавлюванням і стиранням.

Для завантаження млинів застосовуються равликові, барабанні і комбіновані живильники.

Равликовий живильник (рис. 3.8) являє собою черпак спіральної форми з круглим отвором у боковій стінці для завантаження зачерпнутого матеріалу у млин. Фланець 3 живильника болтами кріпиться до цапфи барабана млина таким чином, щоб отвори цапфи і живильника збігалися.

Корпус 1 живильника виготовляється з листової сталі або відливається з легованого чавуну. На кінці черпака живильника кріпиться змінний козирок 2 з марганцевистої сталі або з легованого чавуну.

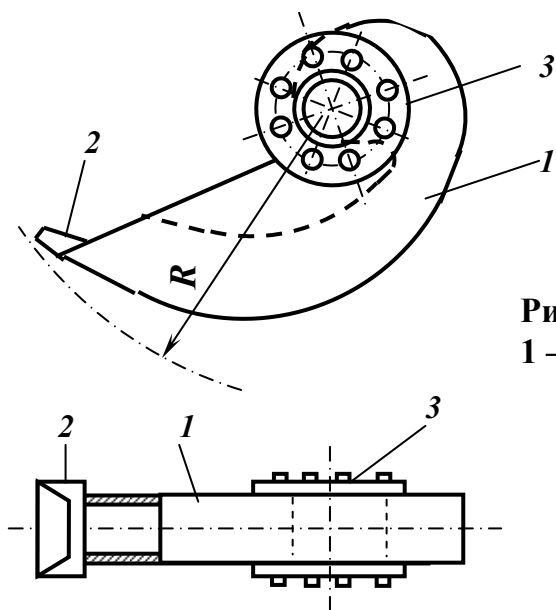


Рис. 3.8 – Равликовий живильник.
1 – корпус; 2 – козирок; 3 – фланець.

Внутрішня поверхня живильника футерується стальними листами. Равликові живильники виготовляються одно-, дво- і тричерпаковими. Поперечний перетин між спіралями живильника – прямокутний і має достатній розмір для проходження куль максимального діаметра.

Равликові живильники дозволяють завантажувати матеріал, що надходить на подрібнення, з більш низького рівня, що дає можливість встановлювати млини у замкненому циклі з класифікаторами.

Барабанний живильник (рис. 3.9) являє собою циліндроконічну камеру відкриту з обох сторін і обладнану внутрішньою перегородкою для подачі подрібнюваного матеріалу у млин.

Корпус 1 живильника відливається з чавуну або зварюється із сталевих листів. Збоку завантаження матеріалу до корпусу болтами кріпиться кришка 2 у формі усіченого конуса з круглим отвором при меншій основі для прийому матеріалу.

Між корпусом і кришкою встановлюється діафрагма 3 з листової сталі з секторним отвором для пропуску матеріалу на спіраль корпусу. Живильник кріпиться фланцем 4 до завантажувальної цапфи барабана млина. Барабанні живильники застосовуються для завантаження матеріалу крупністю до 70 мм на рівні осі млина.

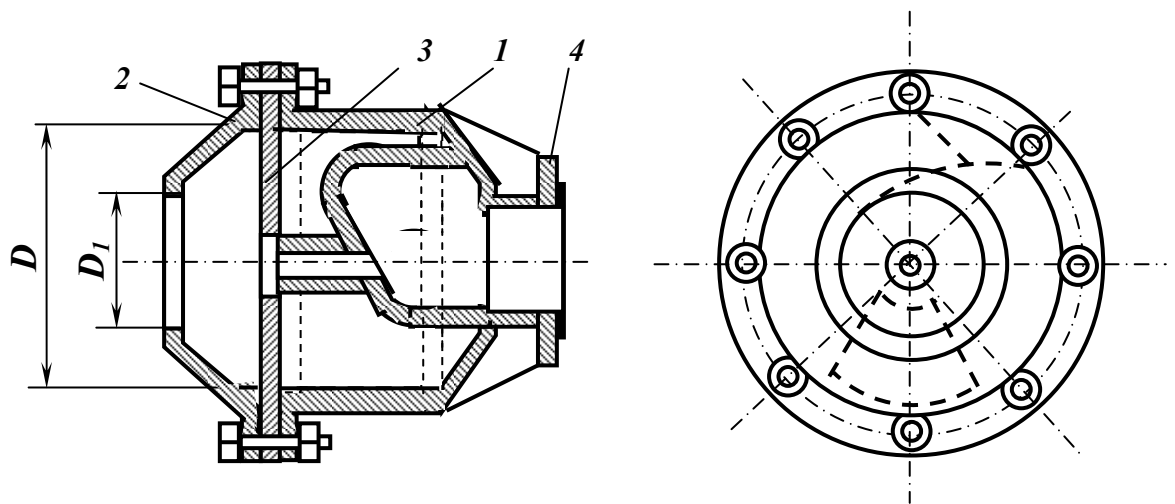


Рис. 3.9 – Барабанный живильник.

1 – корпус; 2 – кришка; 3 – діафрагма; 4 – фланець.

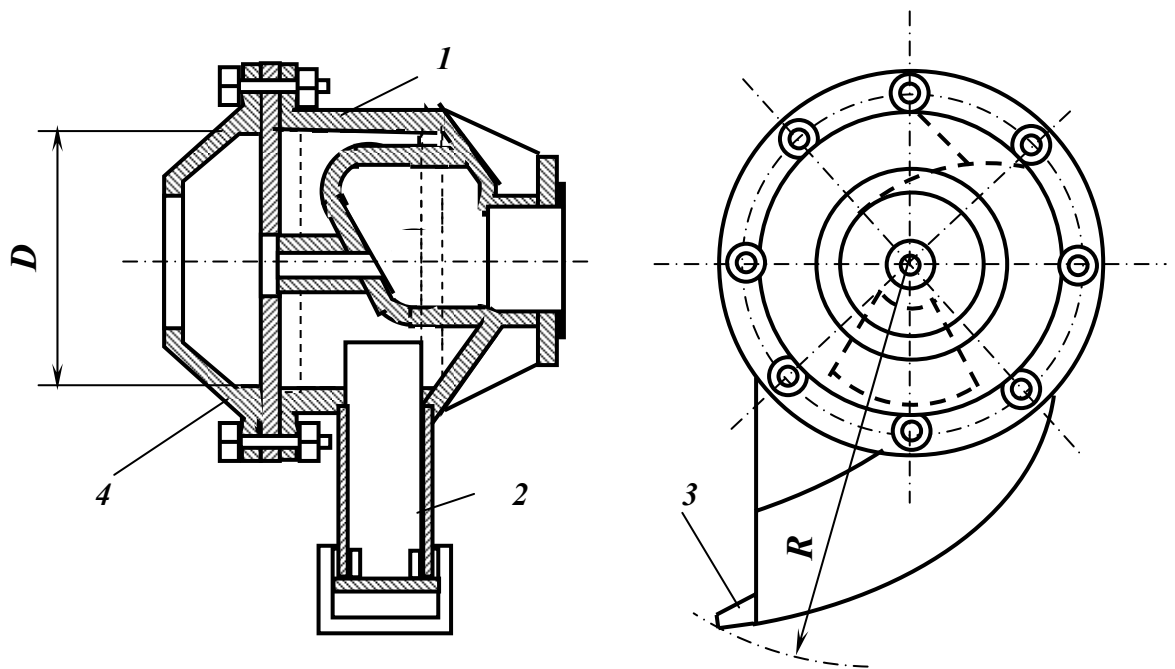


Рис. 3.10 – Комбінований живильник.

1 – корпус; 2 – черпак; 3 – козирок черпака; 4 – кришка.

Комбінований живильник (рис. 3.10) застосовується для завантаження млина одночасно грудковим матеріалом і пісками класифікатора.

Вихідний матеріал завантажується через отвір кришки 4, а піски захоплюються черпаком із завантажувальної коробки, яка розташована нижче рівня осі млина. Перевагою комбінованого живильника є те, що крупний матеріал потрапляє у млин минаючи завантажувальну коробку для черпака равлика. Таким чином запобігається заклинювання крупних грудок між черпаком і днищем коробки.

Конструкція футеровочних плит барабана (рис. 3.11) повинна допускати легку їхню установку і заміну. Змінні броньові плити виготовляються

із зносостійких матеріалів (легованого чавуну, марганцевистої і хромистої сталі). Товщина футеровочних плит приймається від 50 мм (для млинів малих розмірів) до 150 мм (для млинів великих розмірів). Від товщини і профілю футеровочних плит залежить характер руху подрібнювальних тіл, (висота підйому і коефіцієнт ковзання по футеровці), робочий об'єм барабана млина, знос футеровки, продуктивність млина, витрата електроенергії і подрібнювальних тіл.

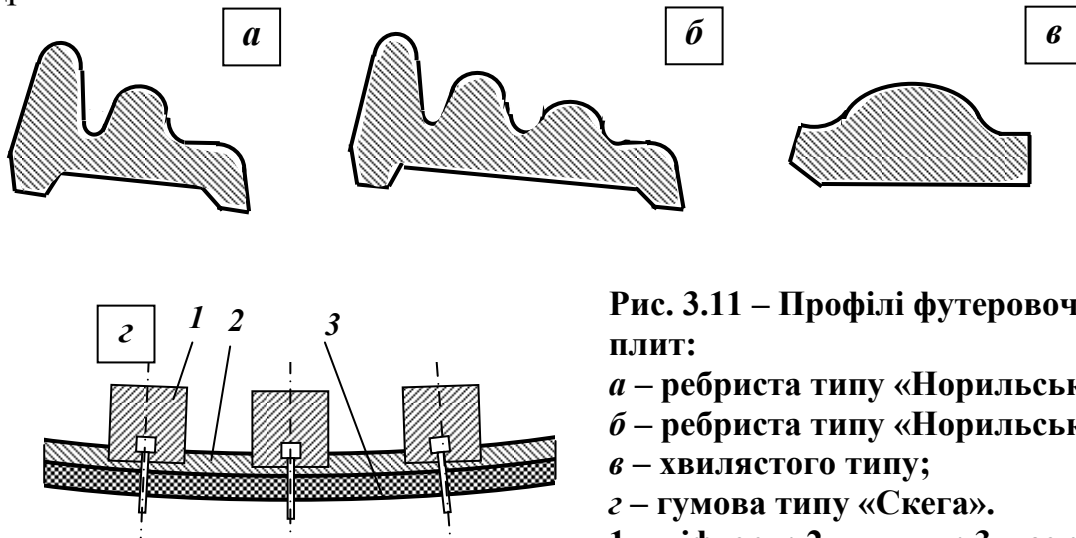


Рис. 3.11 – Профілі футеровочних плит:

***a* – ребриста типу «Норильськ-III»;**
***б* – ребриста типу «Норильськ-IV»;**
***в* – хвилястого типу;**
***з* – гумова типу «Скега».**
1 – ліфтери; 2 – плити; 3 – сектори решітки.

Для кульових млинів першої стадії подрібнення, у які завантажують кулі діаметром 100 – 125 мм, кращим є профіль ребристої футеровки типу «Норильськ-III» (рис. 3.11 *a*). Ця футеровка забезпечує надійне зчеплення з кулями і підйом їх на велику висоту, відсутність ковзання куль, рівномірний і більш повільний знос плит, зниження питомої витрати металу і електроенергії, підвищення продуктивності млина.

Для кульових млинів другої стадії подрібнення кращим є профіль ребристої футеровки типу «Норильськ-IV» (рис. 3.11 *б*).

Для стержневих млинів частіше застосовують футеровку хвилястого типу (рис. 3.11 *в*), але вона не рекомендується для кульових млинів внаслідок значного ковзання куль.

Для кульових млинів другої стадії подрібнення також використовуються гумові футеровки (рис. 3.11 *з*). Основним елементами гумової футеровки є ліфтери 1, плити 2 і сектори решітки 3. На торцеві кришки барабана млина радіально укладають плити товщиною 60 мм і затискують ліфтерами. Товщина гумової футеровки барабана складає від 50 до 80 мм, гумові сектори решітки мають товщину 54 мм. Футеровочні гумові плити укладають поздовж барабана і також затискують ліфтерами.

Оскільки гумова футеровка тонше сталевोї, робочий об'єм млина збільшується на 5 – 6 %. Термін служби гумової футеровки на 15 – 20 % більше ніж сталевої. Питома витрата куль у млині з гумовою футеровкою менша, а продуктивність вища, ніж у млинів із сталюю футеровкою. Інші

переваги млинів з гумовою футеровкою: менша трудомісткість монтажу, більша герметичність, менший рівень шуму.

Футеровка цапф гладенька або спіральна. Напря́м спіралі завантажувальної цапфи повинен сприяти просуванню вихідного матеріалу у млин, а розвантажувальної цапфи – поверненню у млин куль і крупного матеріалу.

Технічні характеристики стержневих млинів з центральним розвантаженням наведені у додатку В.

Кульові млини з центральним розвантаженням (МШЦ) встановлюють на другій і третій стадіях подрібнення (рідше на першій стадії). Вони застосовуються для додаткового подрібнення промпродуктів, а також для подрібнення тонковкраплених руд, коли переподрібнення негативно впливає на показники збагачення.

За конструкцією кульовий млин з центральним розвантаженням аналогічний стержневому млину з центральним розвантаженням.

Кульовий млин з центральним розвантаженням (рис. 3.12) складається з циліндричного барабана **1** із торцевими кришками **2** і **14**. Барабан і кришки футерують з середини стальними плитами **8** і **10**. Торцеві кришки мають пустотілі цапфи **3** і **13**, за допомогою яких барабан опирається на корінні підшипники **6** і **11**. Обертання барабану передається від електродвигуна через вінцеву шестерню **9**, закріплену на барабані.

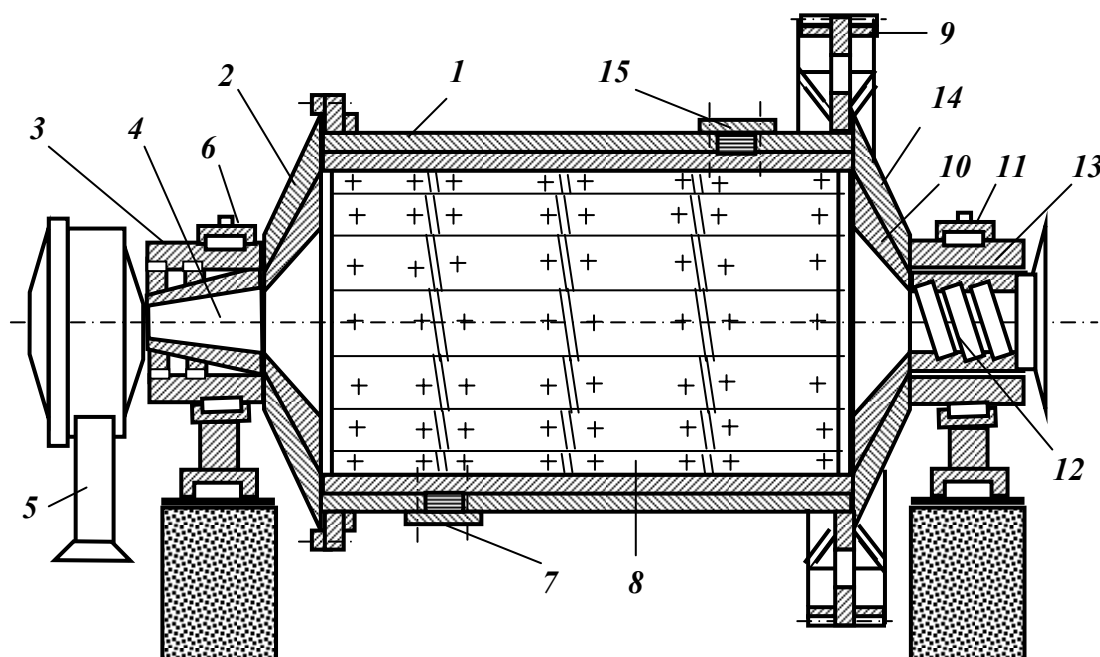


Рис. 3.12 – Кульовий млин з центральним розвантаженням.

1 – циліндричний барабан; **2, 14** – торцеві кришки; **3, 13** – пустотілі цапфи; **4** – завантажувальна лійка; **5** – живильник; **6, 11** – підшипники; **7, 15** – люки; **8, 10** – футеровочні плити; **9** – вінцева шестерня; **12** – розвантажувальна лійка.

Живильник **5** барабанного або комбінованого типу закріплений на завантажувальній цапфі. Пустотілі цапфи обладнані змінними завантажувальною і розвантажувальною лійками **4** і **12**.

Млини невеликих розмірів мають люки **7** і **15** для введення футеровки в середину барабанів. У млинах великих розмірів ця операція виконується через розвантажувальну цапфу. Розвантажувальна цапфа має дещо більший діаметр ніж завантажувальна, що обумовлює нахил дзеркала пульпи у бік розвантаження у млині.

У барабан завантажуються сталеві або чавунні кулі різного діаметра (від 40 до 150 мм). Об'єм куль складає приблизно половину об'єму млина. При обертанні барабана кулі сповзають, скочуються або падають і подрібнюють зерна корисної копалини. Подрібнення руди відбувається головним чином у результаті ударів подрібнювальних тіл і частково стиранням і роздавлюванням.

Вихідний матеріал завантажується у млин через завантажувальну цапфу, а подрібнений продукт вивантажується з млина через розвантажувальну цапфу.

Технічні характеристики кульових млинів з центральним розвантаженням наведені у додатку В.

Кульові млини з розвантаженням через решітку (МШР) звичайно встановлюють на першій стадії подрібнення. Вони видають подрібнений продукт з меншим вмістом шламів і мають більшу питому продуктивність в порівнянні з кульовими млинами з центральним розвантаженням, але більш складні за конструкцією.

Кульовий млин з розвантаженням через решітку (рис. 3.13) складається з циліндричного барабана **1** із торцевими кришками **2** і **6**. Барабан і кришки футерують з середини стальними плитами **8**, які закріплені болтами **9**. Торцеві кришки мають пустотілі цапфи: завантажувальну **4** і розвантажувальну **14**, за допомогою яких барабан опирається на корінні підшипники **3** і **15**. Усередині пустотілих цапф установлені змінні лійки. Біля розвантажувального кінця млина установлена решітка **10**. Решітка складається з секторів, які можуть бути литими з довгастими отворами або збірними з колосників трапецієподібної форми. Секторні решітки кріпляться до торцевої кришки смугами з марганцевистої сталі на болтах. Простір між решіткою і торцевою кришкою розділено перегородками – ліфтерами **12** на секторні камери, які відкриті у цапфу **14**. Наявність решітки і секторних камер дозволяє здійснити примусове розвантаження подрібненого продукту з млина і підтримувати низький рівень пульпи, що у свою чергу спричиняє зменшення об'єму матеріалу у млині і скорочення часу подрібнення. При обертанні млина ліфтери **12** діють, як елеваторне колесо: піднімають пульпу до рівня розвантажувальної цапфи **14**, через яку вона видаляється з млина.

У барабан завантажуються сталеві або чавунні кулі різного діаметра (від 40 до 150 мм). Об'єм куль складає приблизно половину об'єму млина. При обертанні барабана кулі сповзають, скочуються або падають і подрібнюють зерна корисної копалини. Подрібнення руди відбувається головним чином у результаті ударів подрібнювальних тіл і частково стиранням і роздавлюванням.

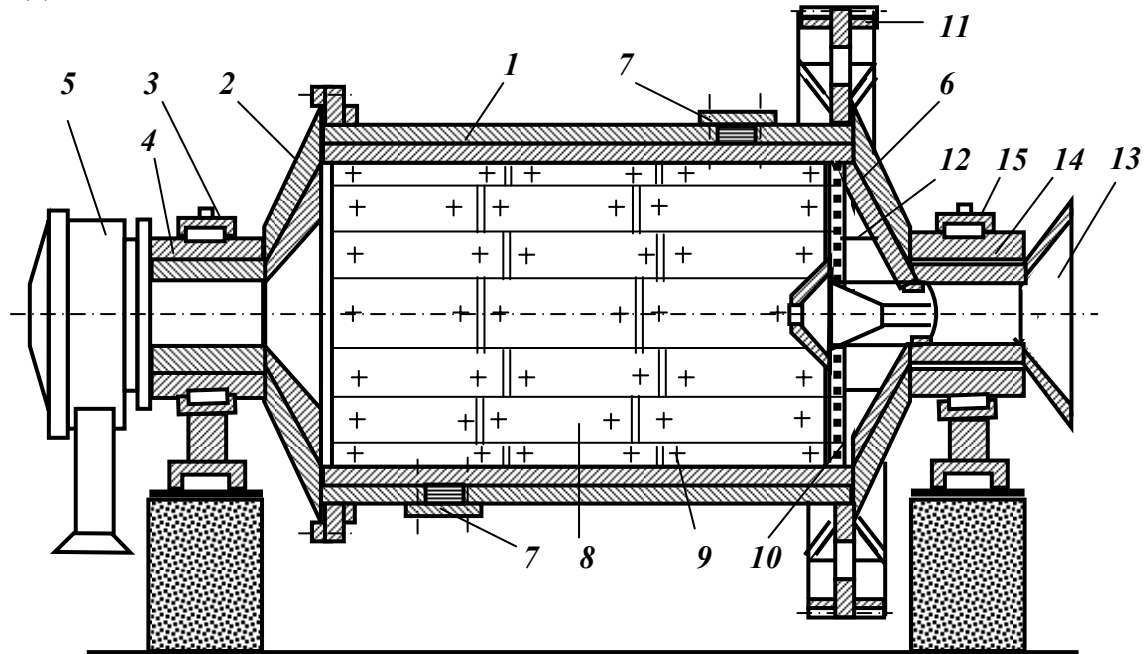


Рис. 3.13 – Кульовий млин з розвантаженням через решітку.

1 – барабан; 2, 6 – торцеві кришки; 3, 15 – підшипники; 4 – завантажувальна цапфа; 5 – живильник; 7 – люки; 8 – броньові плити; 9 – болти; 10 – решітка; 11 – вінцева шестерня; 12 – ліфтери; 13 – горловина; 14 – розвантажувальна цапфа.

Вихідний матеріал завантажується у млин живильником **5** барабанного або комбінованого типу закріпленим на завантажувальній цапфі **4**. Млини мають люки **7** для вивантаження зношених куль, введення футеровки в середину барабанів і огляду млина. Розвантажувальна цапфа має де-що більший діаметр ніж завантажувальна, що обумовлює нахил дзеркала пульпи у бік розвантаження у млині.

Обертання барабану передається від електродвигуна через вінцеву шестерню **11**, закріплену на барабані. У млинах великих розмірів тихохідний електродвигун приєднується до приводного вала за допомогою еластичної муфти (рис. 3.14 *а*), а у млинах малих розмірів через редуктор (рис. 3.14 *б*). У млинах самоподрібнення вінцева шестерня закріплена на розвантажувальній цапфі.

Технічні характеристики кульових млинів з розвантаженням через решітку наведені у додатку В.

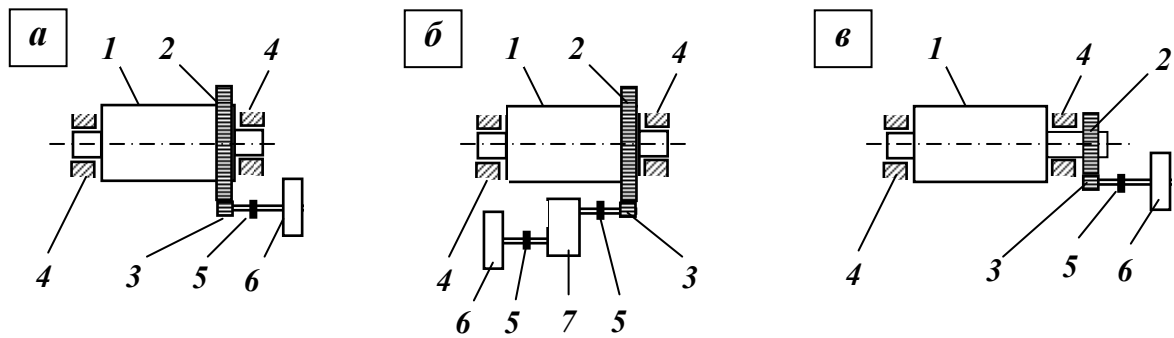


Рис. 3.14 – Схеми привода барабаних млинів:

а – привод від тихохідного електродвигуна через вінцеву шестерню, закріплену на барабані; **б** – привод від швидкохідного електродвигуна через редуктор і вінцеву шестерню, закріплену на барабані; **в** – привод від тихохідного електродвигуна через вінцеву шестерню, закріплену на розвантажувальній цапфі.

1 – млин; **2** – вінцева шестерня; **3** – приводна шестерня; **4** – опірні підшипники; **5** – муфта; **6** – електродвигун; **7** – редуктор.

3.2.4 Конструкції барабаних млинів самоподрібнення

Сутність процесу самоподрібнення полягає у тому, що великі грудки руди у млині, подрібнюючись самі, у той же час подрібнюють більш дрібні грудки. Крупні грудки при цьому виконують роль подрібнюючого середовища (куль або стержнів), а дрібні грудки – матеріалу, що подрібнюється.

Розрізняють такі процеси самоподрібнення:

– *рудне самоподрібнення*, при якому дроблена руда крупністю до 300 – 500 мм після однієї стадії дроблення (або безпосередньо з рудника) надходить у млини самоподрібнення. Млини самоподрібнення характеризуються великим діаметром ($D \leq 12$ м) і невеликою довжиною ($D : L = 3 : 1$);

– *рудне напівсамоподрібнення*, яке відрізняється від рудного самоподрібнення тим, що у млин додають 5 – 10 % куль великого діаметра (100 – 125 мм). Кулі додають при недостатці великих у дробимій руді, а також для підвищення продуктивності млина;

– *рудногалькове подрібнення*, при якому руда крупністю 6 – 0 мм або дрібніше, яка отримана у результаті рудного самоподрібнення, напівсамоподрібнення або подрібнення у стержневому млині подрібнюється у рудногалькових млинах. Рудна галька (крупністю 100 – 40 мм; 75 – 30 мм) відбирається після другої стадії дроблення або виділяється при рудному самоподрібненні і використовується як подрібнююче середовище.

У порівнянні з подрібненням у стержневих і кульових млинах самоподрібнення характеризується такими перевагами:

- виключаються стадії середнього і дрібного дроблення;
- економія подрібнювальних тіл (не застосовуються кулі і стержні);
- відсутнє забруднення подрібненого матеріалу металом;

– поліпшення технологічних показників подальшого збагачення внаслідок кращого розкриття і меншого шламоутворення;

– при переробці золотовмісних руд з наступним ціануванням виключаються втрати золота з залізним скрапом і крихтою, знижується витрата ціаніду і поліпшуються умови праці на кварцових і силікозонебезпечних рудах;

– при флотації молібденових руд використання млинів самоподрібнення покращує показники збагачення, що пов'язано з меншим «назалізненням» лусочок молібденіту. З цієї причини рудногалькові млини можуть виявитися вигіднішими в циклі розділення колективних поліметалічних концентратів.

До недоліків самоподрібнення слід віднести: меншу питому продуктивність, вищі витрати енергії (у 1,3-1,4 рази), великі витрати на футеровку.

Млини мокрого самоподрібнення типу «Каскад» (ММС) застосовуються у схемах переробки залізних, золотовмісних, мідномолібденових, алмазовмісних та інших руд замість конусних дробарок середнього і дрібного дроблення, стержневих і кульових млинів.

Млин мокрого самоподрібнення (рис. 3.15) складається з барабана *1* із торцевими кришками *3* і *8*. Торцеві кришки мають пустотілі цапфи: завантажувальну *4* і розвантажувальну *12*, за допомогою яких барабан опирається на корінні підшипники *5* і *11*. Обертання барабану передається від електродвигуна через вінцеву шестерню *10*, закріплену на розвантажувальній цапфі.

Корпус барабана складається з двох половин з'єднаних фланцями. До корпусу приєднані порожні цапфи *4* і *12*. У цапфах знаходяться завантажувальна і розвантажувальна втулки. Завантажувальна втулка має спіралі, призначені для прискорення подачі руди у млин, і спіральний пристрій для повернення у млин пульпи, що протікає скрізь ущільнення.

Вихідна руда завантажується у млин за допомогою завантажувального пристрою *6*, який являє собою патрубок, що переміщується механічним приводом по рейках.

Футеровка барабана складається з броньових плит і ліфтерів *2*, футеровка торцевих стінок складається з двох рядів плит. Кріплення плит здійснюється ліфтерами і болтами з потайними головками. Біля розвантажувального кінця млина установлена решітка *7*. Щілини решітки мають ширину 20 мм і виконані з розширенням у бік розвантаження. Кріплення решіток здійснюється боковими ліфтерами і болтами. Як і у кульових млинів з решітками, в млинах типу ММС простір між решіткою *7* і торцевою кришкою *3* розділено радіальними перегородками – розвантажувальними ліфтерами на секторні камери відкриті у цапфу *12*. Ці ліфтери відливаються разом з футеровочними плитами.

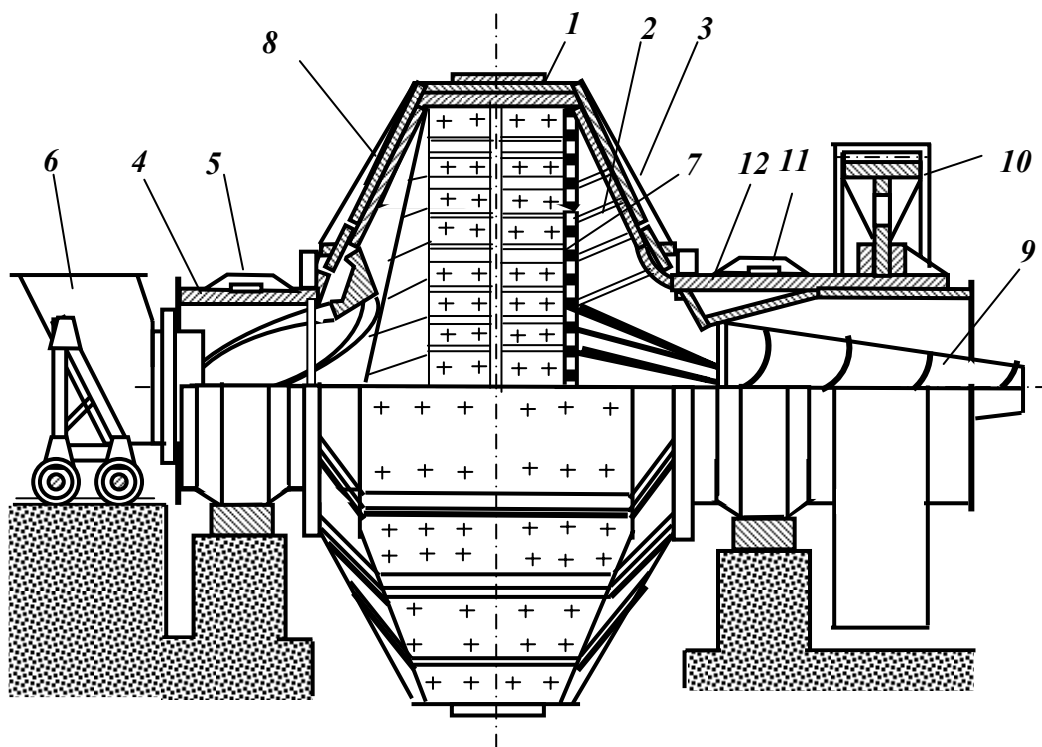


Рис. 3.15 – Млин мокрого самоподрібнення типу «Каскад».

1 – барабан; 2 – ліфтери; 3, 8 – торцеві кришки; 4 – завантажувальна цапфа; 5, 11 – підшипники; 6 – завантажувальний пристрій; 7 – решітка; 9 – бутара; 10 – вінцева шестерня; 12 – розвантажувальна цапфа.

Наявність решітки і розвантажувальних ліфтерів дозволяє здійснити примусове розвантаження подрібненого продукту з млина і підтримувати у млині низький рівень пульпи. При обертанні млина ліфтери **12** діють, як елеваторне колесо: піднімають пульпу до рівня розвантажувальної цапфи **14**, через яку вона видаляється з млина. Класифікація подрібненого матеріалу здійснюється на бутарі **9**, яка закріплена на розвантажувальній цапфі. Рудна галька виділяється з млина через вікна у розвантажувальній решітці.

Млини мокрого самоподрібнення у залежності від типорозміру приводяться в рух одним або двома електродвигунами. Вінцева шестерня **10** змонтована на розвантажувальній цапфі (див. рис. 3.14 в).

Млини самоподрібнення добре працюють тільки при низькому рівні розвантаження. При високому рівні пульпи у млині помельні тіла-грудки при падінні втрачають силу удару у більшому ступені ніж кулі, які мають більшу густину. Продуктивність млина по розвантаженню залежить не тільки від площі живого перетину решітки, але й від ємності камер, створених радіальними перегородками (ліфтерами) за решіткою. Якщо камери малі, пульпа буде повертатись у млин і його пропускна здатність буде низькою.

Технічні характеристики млинів мокрого самоподрібнення наведені у додатку В.

Млини сухого самоподрібнення типу «Аерофол» (МСС) застосовуються у схемах переробки залізних, золотовмісних, уранових, поліметалічних та інших руд, а також для виробництва цементу.

За конструкцією млин сухого самоподрібнення (рис. 3.16) аналогічний млину типу ММС.

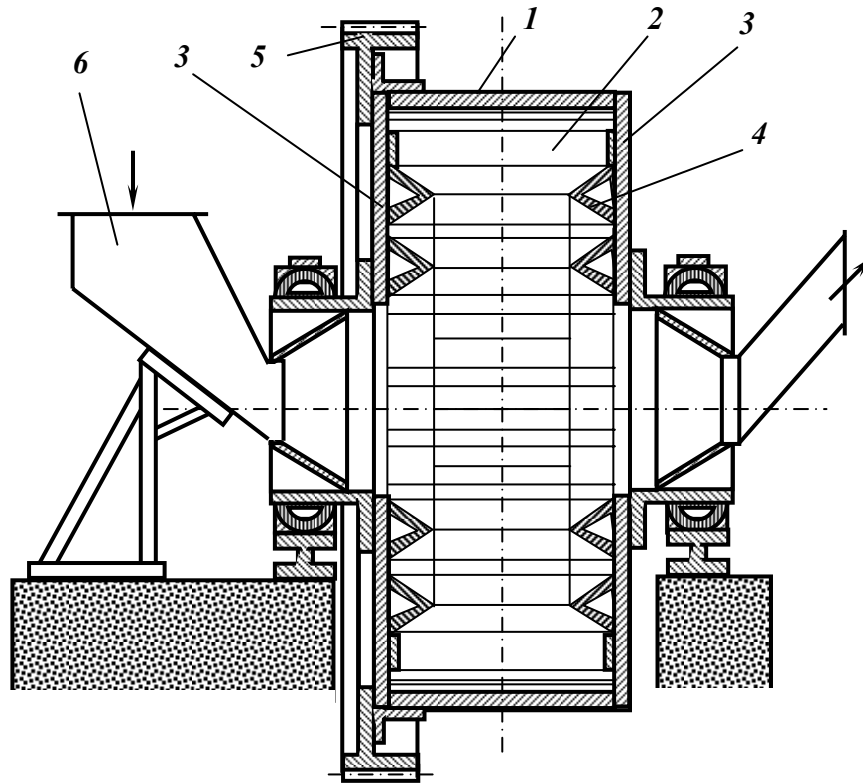


Рис. 3.16 – Млин сухого самоподрібнення типу «Аерофол».

1 – циліндричний барабан; 2 – ребра; 3 – торцеві кришки; 4 – кільця;
5 – вінцева шестерня; 6 – завантажувальний пристрій.

Млин сухого самоподрібнення являє собою короткий барабан *1* великого діаметру (5,5 – 11 м). На внутрішній поверхні вздовж твірної барабана на деякій відстані один від одного закріплені балки-ребра *2*, які при обертанні барабана піднімають грудки матеріалу. Після підйому на деяку висоту грудки матеріалу падають і розбиваються при ударі об ребра, одночасно вони подрібнюють матеріал, що знаходиться унизу. На торцевих кришках *3* барабана закріплені кільця *4* трикутного перетину. Призначення кілець – направляти грудки матеріалу у середину барабана для запобігання сегрегації матеріалу у робочому просторі млина. Кільця також сприяють подрібненню матеріалу у результаті тертя і підвищенню продуктивності млина.

Млин сухого самоподрібнення типу «Аерофол» працює у замкненому циклі з класифікаційними апаратами. Повітряний потік, що створюєть-

ся вентилятором, проходить через млин і класифікаційні апарати (сепаратор і циклони). Подрібнений матеріал виноситься повітряним потоком з барабана через розвантажувальну цапфу. Крупність продукту подрібнення регулюється зміною швидкості повітряного потоку, що проходить через млин. Дрібні частинки матеріалу визначеної крупності виносяться повітряним потоком з робочого простору млина у класифікатор, де більш крупні зерна потрапляють у збірник. Більш дрібні частинки повітряний потік транспортує у циклони, де й відбувається їхнє осадження. Потім повітряний потік, що містить найтонші зерна матеріалу засмоктується вентилятором і одна частина його нагнітається у млини, а друга після очищення у фільтрах викидається у атмосферу.

Осаджені у класифікаторі і циклонах продукти класифікуються у відцентровому сепараторі. Дрібний (готовий) продукт надходить з сепаратора на збагачення, а крупний (циркулюючий) повертається у млин на додаткове подрібнення.

Рудногалькові млини (МРГ) застосовуються на збагачувальних фабриках, які переробляють уранові, золотовмісні, поліметалічні, залізні та інші корисні копалини. Для рудногалькового подрібнення застосовують млини будь якого розміру і профілю, але перевагу віддають млинам із співвідношенням довжини барабана до його діаметра $D : L = 1,5 : 1$.

Рудногалькові млини за конструкцією аналогічні кульовим млинам з розвантаженням через решітку.

Розрізняють первинне і вторинне рудногалькове самоподрібнення.

При *первинному рудногальковому самоподрібненні* (перша стадія) подрібнюючим середовищем (галькою) служать грудки руди крупністю біля 150 мм, а матеріалом, що подрібнюється – дрібна руда крупністю 20 – 0 мм.

При *вторинному рудногальковому самоподрібненні* (друга стадія) подрібнюючим середовищем (галькою) служать грудки руди крупністю від 100 до 25 мм, а матеріалом, що подрібнюється – продукт першої стадії подрібнення крупністю 3 – 0 мм. Гальку необхідної крупності отримують або грохоченням руди в процесі її дроблення, або з рудних млинів. Подрібнений продукт млинів типу МРГ має крупність 0,5 – 0,1 мм і тоншу.

Первинне рудногалькове самоподрібнення може здійснюватись у відкритому і у замкненому циклах. При тонкому подрібненні рудногалькові млини, як правило, працюють у замкненому циклі з гідроциклонами і спіральними класифікаторами.

Первинне рудногалькове самоподрібнення не одержало такого широкого застосування, як вторинне (тонке). Основною перевагою вторинного рудногалькового самоподрібнення є те, що перехід з кульового на рудногалькове подрібнення простіше і дешевше, ніж у циклі первинного (грубого) подрібнення.

Основні переваги рудногалькового самоподрібнення: висока селективність, що підвищує кількісно-якісні показники збагачення; повне або значне скорочення витрати сталевих куль; простота і надійність експлуатації млинів; зниження собівартості подрібнення.

Технічні характеристики млинів мокрого самоподрібнення і рудногалькових наведені у додатку В.

3.2.5 Конструкції планетарних і гіроскопічних млинів

Планетарні млини (рис. 3.17) являють собою агрегат з декількох барабанних млинів 3, змонтованих на вертикальному водилі 2.

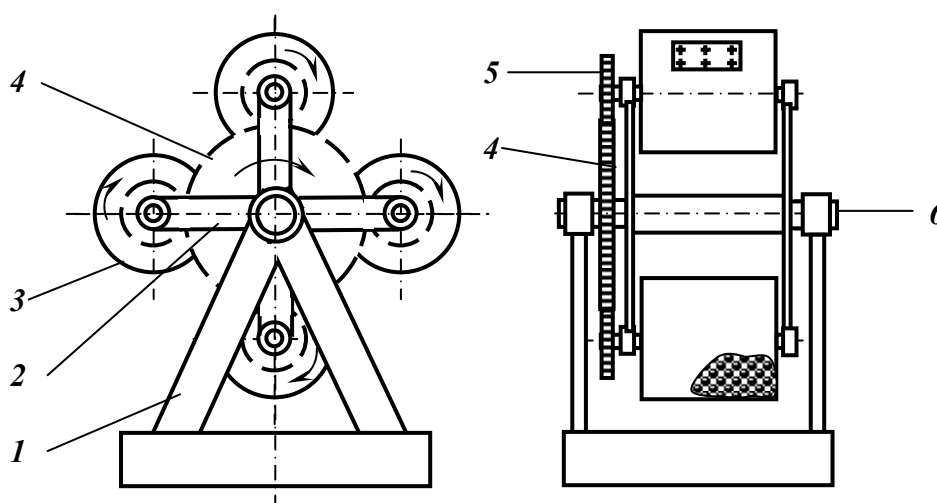


Рис. 3.17 – Схема планетарного млина.

1 – рама; 2 – водило; 3 – барабан; 4 – зубчасте колесо вала; 5 – зубчата шестерня барабана; 6 – вал.

На осі кожного млина насаджені шестерні 5, які знаходяться у зачепленні з нерухомим зубчатим колесом 4. При обертанні водила барабанні млини обертаються відносно осі водила, а також навколо власних осей. Подрібнювальні тіла у барабанах знаходяться під дією додаткових відцентрових сил, які виникають при обертанні барабана навколо осі водила.

Крупність вихідного матеріалу для планетарних млинів складає до 25 мм. У планетарних млинах подрібнення матеріалу здійснюється як металевими подрібнюючими тілами, так і у режимі самоподрібнення. Режим самоподрібнення матеріалів у планетарних млинах характеризується селективністю руйнування матеріалів різної міцності. Подрібнення матеріалу здійснюється головним чином стиранням.

Існують планетарні млини періодичної і безперервної дії. На збагачувальних фабриках планетарні млини можуть знайти застосування для

особливих випадків помелу, наприклад, для подрібнення алмазовмісних руд.

Гіроскопічний млин (рис. 3.18) складається з барабана *1*, на валу якого знаходяться привідний *2* і опорний *3* ролики.

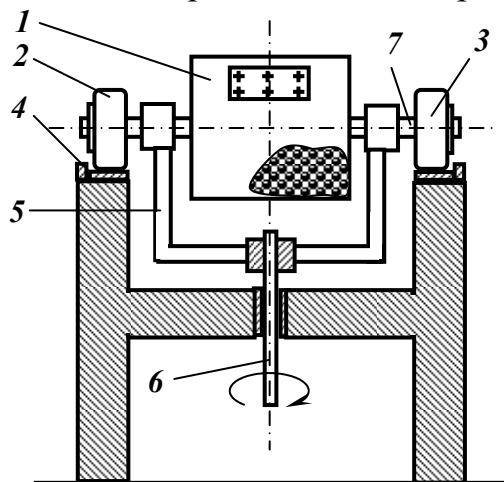


Рис. 3.18 – Схема гіроскопічного млина.

1 – барабан; 2 – привідний ролик; 3 – опорний ролик; 4 – кільцева доріжка; 5 – водило; 6 – привідний вал; 7 – вал барабана.

При обертанні навколо вертикальної осі ролики *2* і *3* переміщуються по кільцевій опорній доріжці *4*. Вал барабана *7* нерухомо зв'язаний з водилом *5*, яке обертається у вертикальній площині привідним валом *6*. У результаті руху барабана навколо власної осі і у вертикальній площині помельні тіла усередині барабана рухаються за складними траєкторіями. Основні руйнуючі зусилля – роздавлювання і стирання.

Оптимальне співвідношення частот обертання барабана навколо вертикальної і горизонтальної осей знаходиться у межах від (1:1) до (1:5).

3.2.6 Конструкції відцентрових барабанних млинів

До типу відцентрових барабанних млинів відноситься велика кількість подрібнювальних машин різних конструкцій. Розглянемо деякі з них.

Багатокамерний відцентровий млин (рис. 3.19 *а*) складається з нерухомого вертикального барабана *1* з ротором-валом *2*, що обертається в середині його. На водилах *3* ротора-вала *2* шарнірно закріплені ролики *4* або вільно розміщені кулі.

При обертанні вала відбувається роздавлювання частинок подрібнюючими тілами за рахунок дії на них відцентрових сил. Подрібнення матеріалу у таких млинах відбувається сухим або мокрим способом послідовно по мірі просування матеріалу поздовж поверхні барабана.

Млини цього типу використовуються у хімічній, фармацевтичній, керамічній та інших галузях промисловості. Спроби розробки млинів цього типу для гірничорудної промисловості виявили низьку зносостійкість роликів, підшипників та інших вузлів, необхідність періодичного калібрування поверхні барабану і роликів, складність їх ремонту.

Для дуже тонкого подрібнення застосовується *бісерний млин* (рис. 3.19 б) аналогічної конструкції, де як подрібнююче середовище використовується металічний дріб, керамічні і мінеральні зносостійкі частинки розміром від 1 до 6 мм.

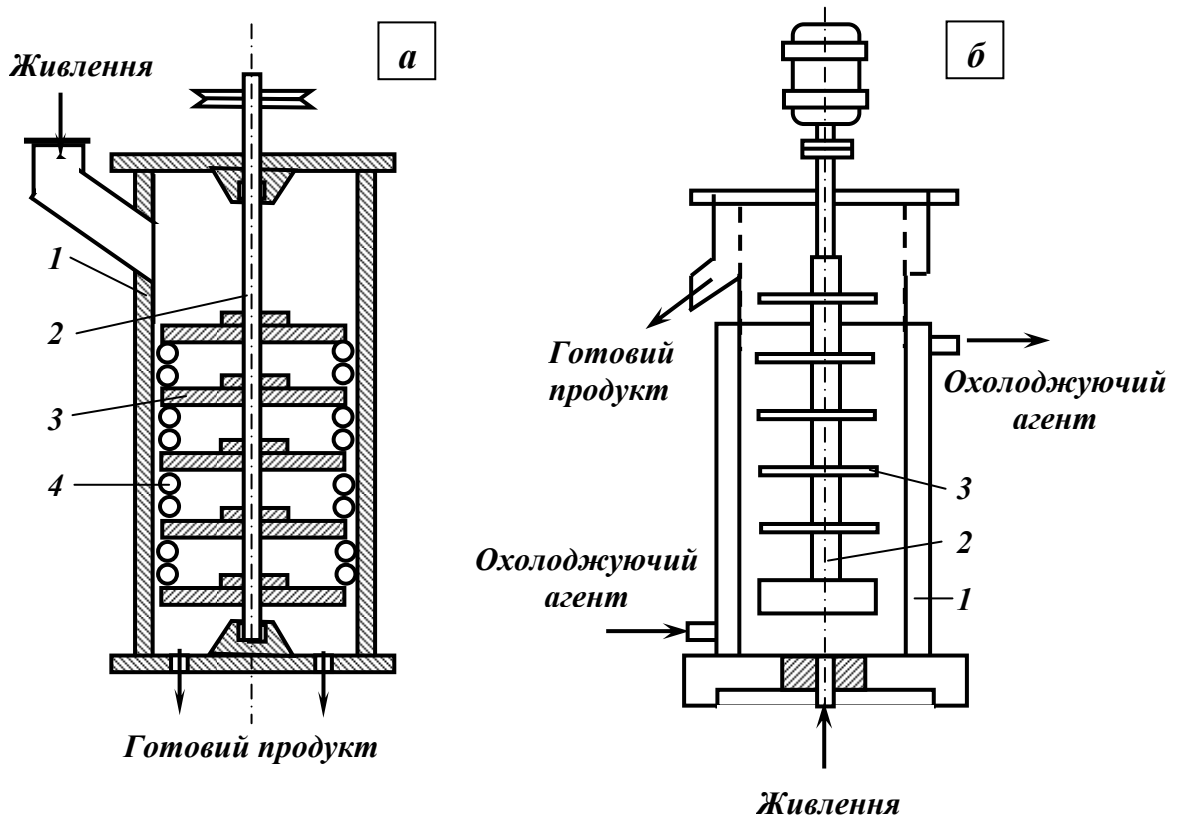


Рис. 3.19 – Схеми відцентрових млинів:
 а – багатокамерний; б – бісерний.
 1 – барабан; 2 – ротор-вал; 3 – водило; 4 – ролики.

3.2.7 Конструкції вібраційних млинів

Інерційний вібраційний млин (рис. 3.20) складається з барабана 1, який опирається на пружини 3. Барабан завантажується кулями на 80 – 90 % об'єму. У барабані на підшипниках 6 встановлений дебалансний вал 2, який приводиться у рух від електродвигуна 4. Для виключення передачі вібрацій від барабана до електродвигуна застосовується гнучка муфта 5.

При обертанні дебалансного вала з частотою від 1000 до 3000 хв^{-1} барабану з кулями і матеріалом, що подрібнюється, надається коливальний рух по еліптичній траєкторії, близькій до колової. При цьому виникає обертальний рух подрібнюючого середовища у напрямку, протилежному напрямку обертання вібратора (дебалансного вала). Розпушення, коливання й інтенсивне взаємне переміщення подрібнювальних тіл зумовлює подрібнення матеріалу у млині. Подрібнення здійснюється ударом і стиранням.

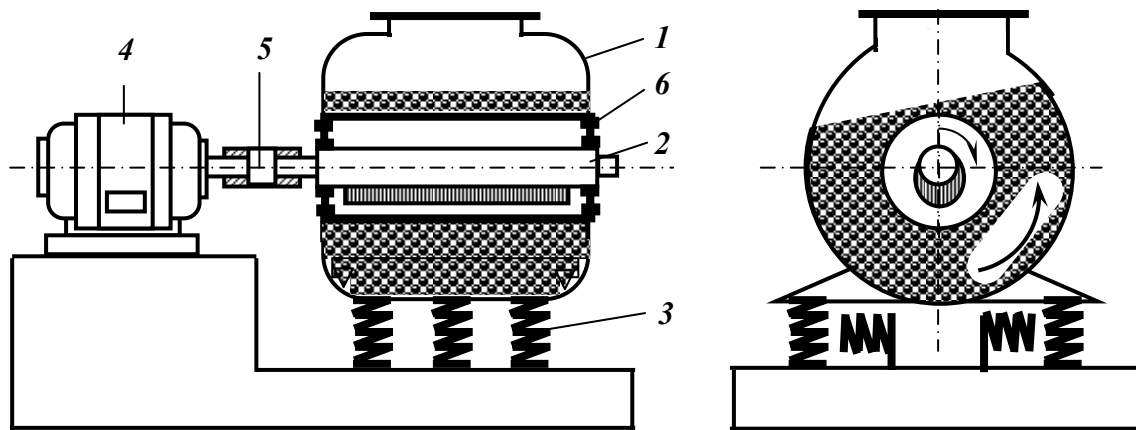


Рис. 3.20 – Схема інерційного вібраційного млина.

**1 – барабан; 2 – дебалансний вал; 3 – пружини; 4 – електродвигун;
5 – гнучка муфта; 6 – підшипники.**

У *безперервно діючий вертикальний вібраційний млин* (рис. 3.21) вихідний матеріал надходить через центральну трубу **1**, звідки потрапляє у завантажувальну камеру **2** і після розподільного пристрою **3** направляється у радіальні камери **4**. Подрібнений продукт видаляється з розвантажувальної камери **5**, розташованої у нижній частині млина.

Секція привода **6** установлена на гумових амортизаторах **7**.

Млин приводиться у коливальний рух вздовж вертикальної осі інерційним віброзбуджувачем, що складається з двох валів-дебалансів **8**, з'єднаних з синхронізаторами пружними муфтами **9**. Електродвигун **10** за допомогою клиноремісної передачі з'єднаний з валом синхронізатора обертання.

Матеріал, що подрібнюється, постійно переміщується в камері подрібнення. Інтенсивний вібраційний вплив на шар матеріалу сприяє постійній і інтенсивній переорієнтації частинок одна відносно одної в робочій зоні, що підвищує імовірність руйнування усіх слабких зон в об'ємі кожної частинки. За кожний цикл переміщення частинка мінералу змінює орієнтацію по відношенню до сусідніх частинок, тим самим створюються умови для примусового самоподрібнення: частинка з малими дефектами структури (більш міцна) руйнує сусідню з більшими дефектами структури. При цьому також прискорюється видалення дріб'язку, який накопичується між частинками, що, в свою чергу, обумовлює зменшення витрат енергії і зниження переподрібнення матеріалу.

Вібраційні млини можуть працювати у періодичному і безперервному режимі. Вони можуть застосовуватись для сухого і мокрого подрібнення. Подрібнений продукт вібраційних млинів більш однорідний за крупністю ніж барабанних млинів. Вібраційні млини можна використовувати для подрібнення таких матеріалів, які не подрібнюються у барабанних млинах (напр., слюди).

Вібраційні млини застосовуються для тонкого і надтонкого подрібнення різних матеріалів крупністю до 0,25 мм в хімічній промисловості, при виробництві будівельних матеріалів, силікатних та інших виробів. Крупність подрібненого продукту складає до 1 мкм. Однак у гірничорудній промисловості вони не використовуються з таких причин:

- залежність крупності живлення від розмірів куль і амплітуди коливань млина (розмір зерна матеріалу не повинен перевищувати 0,1 діаметра куль);
- при зміні крупності живлення змінюється крупність подрібненого продукту;
- непридатність для подрібнення в'язких матеріалів;
- мала продуктивність вібраційних млинів – до 5 т/год (при збільшенні розмірів млина його питома продуктивність різко зменшується).

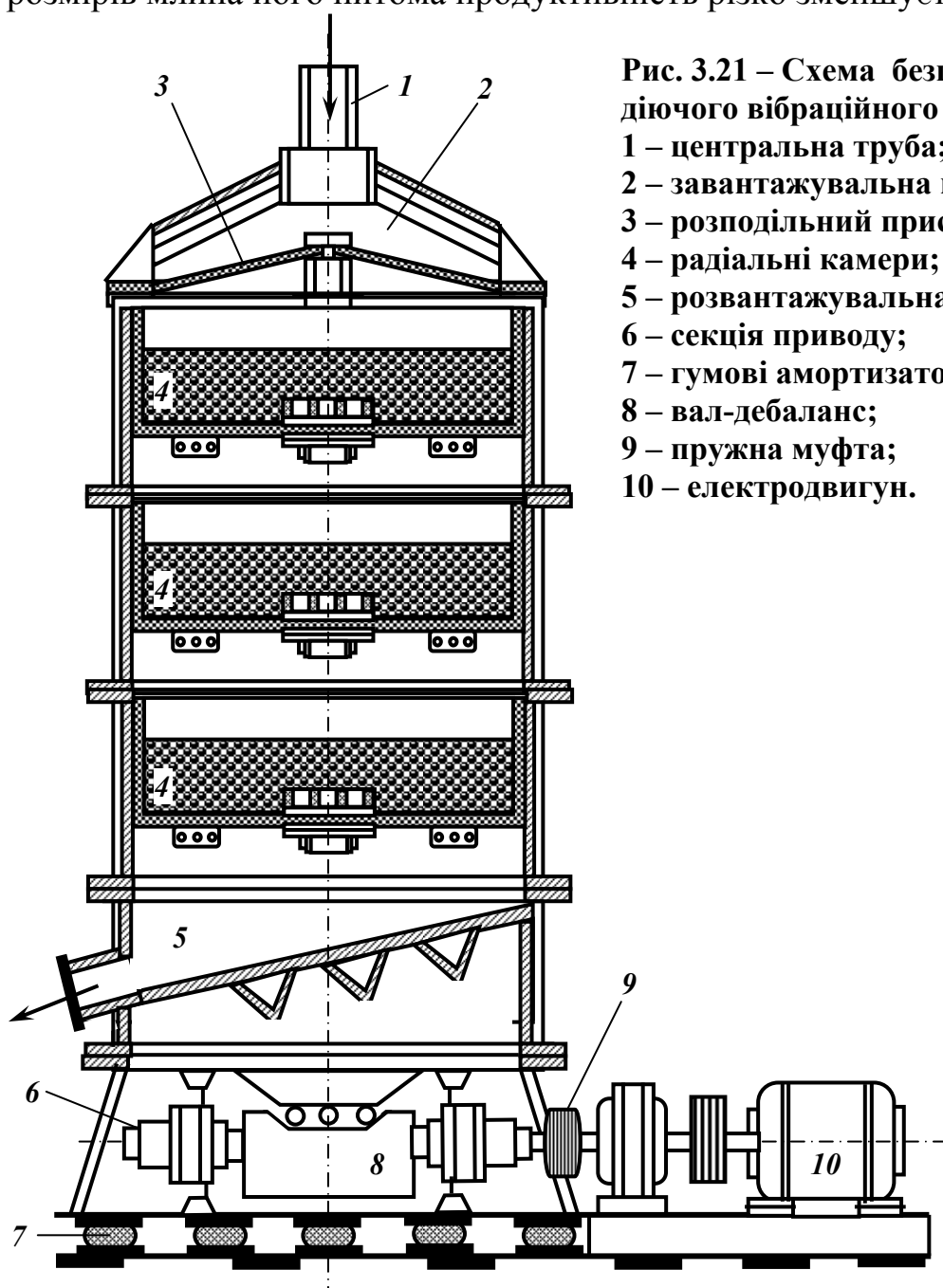


Рис. 3.21 – Схема безперервно діючого вібраційного млина.

- 1 – центральна труба;**
- 2 – завантажувальна камера;**
- 3 – розподільний пристрій;**
- 4 – радіальні камери;**
- 5 – розвантажувальна камера;**
- 6 – секція приводу;**
- 7 – гумові амортизатори;**
- 8 – вал-дебаланс;**
- 9 – пружна муфта;**
- 10 – електродвигун.**

3.2.8 Конструкції млинів ударної дії

У млинах ударної дії подрібнення відбувається внаслідок зіткнення частинок з робочими елементами ротора, які швидко обертаються у нерухомому корпусі. До цього типу млинів відносяться дезінтегратори і дисмембратори.

Дезінтегратор (рис. 3.22 *а*) складається з двох роторів, які насаджені на окремі вали і обертаються у протилежні сторони.

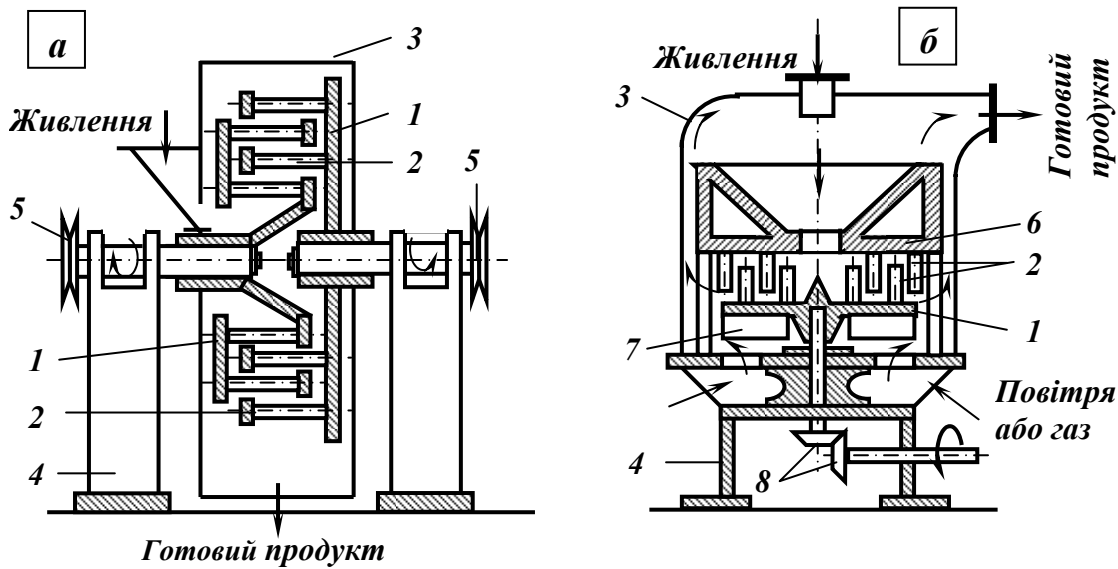


Рис. 3.22 – Схеми млинів ударної дії:

а – дезінтегратор; *б* – дисмембратор.

1 – диск ротора; 2 – пальці (бичі); 3 – корпус; 4 – станина; 5 – шків;

6 – нерухомий диск; 7 – лопатки вентилятора; 8 – конічні шестерні.

На дисках *1* роторів концентрично розташовані пальці (бичі) *2*. Кожен ротор має по два ряди концентрично розташованих пальців. Ротори входять один в один таким чином, що концентричні кола з пальцями одного ротора розташовуються усередині концентричних кіл з пальцями іншого ротора. Вільні кінці бичів для жорсткості зв'язані кільцями. На вільних кінцях роторних валів насаджені приводні шківи *5*. Обертальний рух від електродвигунів передається валам роторів через шківи і клинопасову передачу.

Вихідний матеріал через завантажувальну лійку, закріплену на корпусі *3*, подається у центральну частину ротора дезінтегратора. При просуванні униз матеріал потрапляє під удар внутрішнього ряду бичів, подрібнюється і відкидається на наступний ряд бичів, які обертаються у протилежний бік. Під ударами другого ряду бичів відбувається подальше подрібнення і відкидання зерен на третій ряд і т.д. Подрібнений продукт розвантажується униз – під дезінтегратор. У дезінтеграторах одночасно з подрібненням відбувається й перемішування компонентів вихідного матеріалу.

Ступінь подрібнення у дезінтеграторах досягає 40, але вони рідко працюють при ступенях подрібнення більших 10, тому що при великих ступенях подрібнення різко знижується продуктивність. Ступінь подрібнення дезінтеграторів регулюється зміною швидкості обертання роторів.

Дисмембратор (рис. 3.22 б) за конструкцією аналогічний дезінтегратору, але на відміну від дезінтегратора у дисмембраторі обертається тільки один диск *1*, другий диск *6* – нерухомий. Завдяки вентилятору *7* подрібнений продукт виноситься потоком повітря або газу у розвантажувальну камеру, яка розташована зверху.

Дисмембратори випускають з горизонтальним і вертикальним розташуванням ротора.

3.2.9 Конструкції аеродинамічних млинів

Аеродинамічні млини класифікуються на млини струминного, вибухово-струминного і вибухового типів.

Дія *струминних млинів* основана на використанні енергії газу або пари. Газ або пара під певним тиском подається у камеру ежектора, захоплює твердий матеріал, розганяє його до певної швидкості. Зерна матеріалу з дуже великою швидкістю рухаються у газовому струмені і руйнуються при ударі об відбійну плиту або у результаті взаємного зіткнення частинок при тангенціальній подачі потоку газу у камеру подрібнення, або при ударах зерен протилежно направлених струменів. Інколи вхідний струмінь газу підігрівають до температури при якій міцність подрібнюваного матеріалу мінімальна.

Схема установки газоструминного подрібнення наведена на рис. 3.23.

З бункера *1* вихідний матеріал крупністю до 4,5 мм вібраційним живильником *2* подається у розподільник потоку *3* для рівномірного завантаження протитечійних розгінних труб. У помельну циліндричну камеру *5* входять з протилежних сторін дві розгінних труби, у які вставлені сопла камер згоряння. Повітря у камери згоряння подається турбоповітродувкою *4* під тиском 16 МПа.

Паливо (наприклад, природний газ) спалюється у камерах і гарячі гази з температурою близько 450°C викидаються з сопла, підхоплюють матеріал і виносять його у помельну камеру млина. Подвійна швидкість зустрічі двох струменів із завислими частинками забезпечує їх ефективне подрібнення. При цьому швидкість зустрічі зерен інколи перевищує звукову.

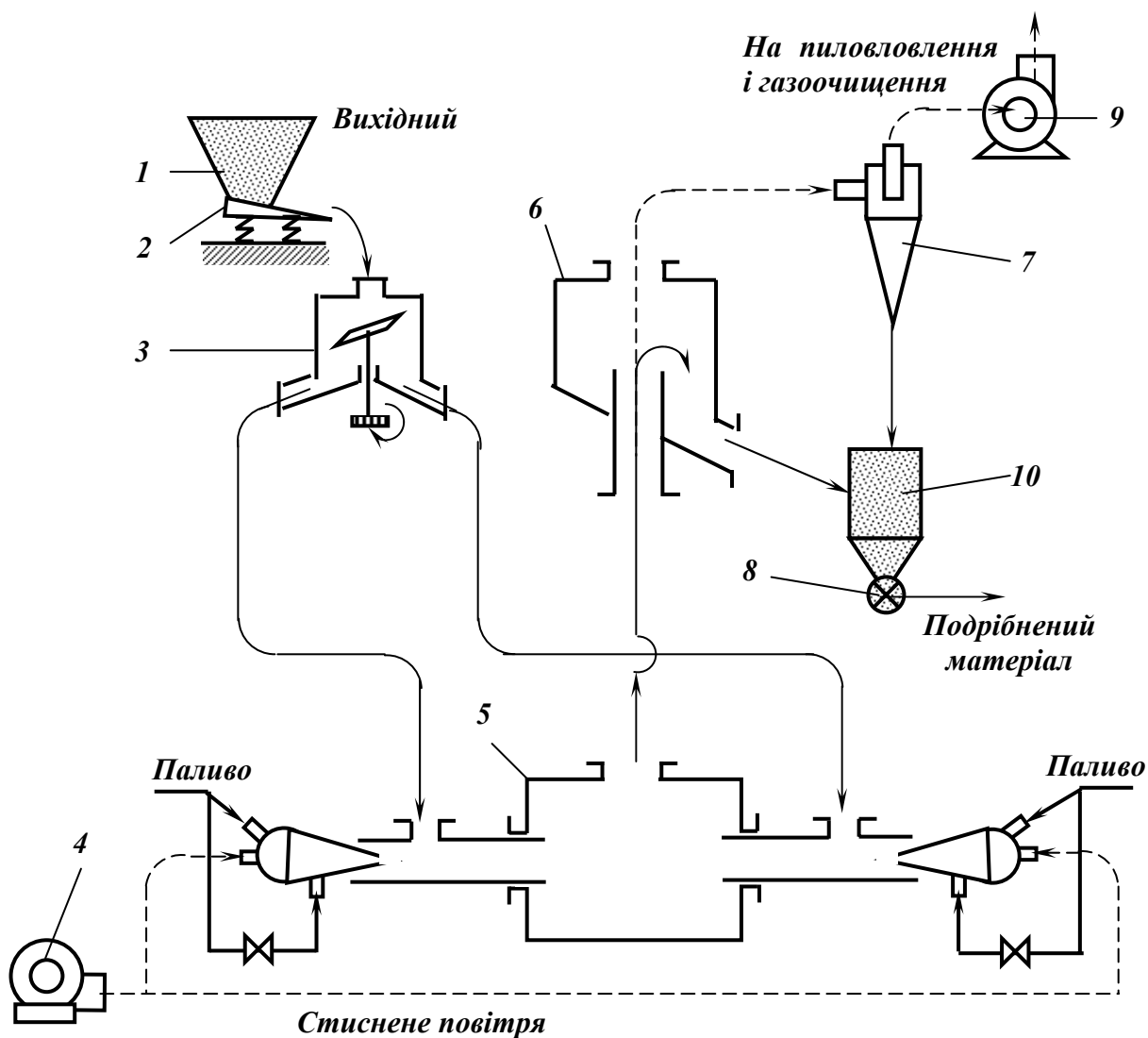


Рис. 3.23 – Схема установки газоструминного подрібнення.

1 – бункер вихідного матеріалу; 2 – живильник; 3 – розподільник потоку; 4 – турбоповітродувка; 5 – газоструминний млин; 6 – осаджувач; 7 – циклон; 8 – шлюзовий затвор; 9 – вентилятор; 10 – бункер готового продукту.

Потоком відпрацьованого газу подрібнений матеріал виноситься з помельної камери у осаджувач 7, а потім у циклон 8. Розрідження у помельній камері, осаджувачі і циклоні створюється вентилятором 9. Після циклона газ вентилятором подається на фільтри тонкого очищення.

Ступінь подрібнення матеріалу у газоструминних млинах складає 3 – 3,5. Подрібнення здійснюється переважно у результаті зіткнення частинок (удар) і частково тертям.

Струминні млини можуть бути застосовані для тонкого подрібнення руд, цементу, кварцового піску, вугілля, вапняку, цирконію та інших корисних копалин.

Головні переваги струминного подрібнення у порівнянні з подрібненням у барабанних млинах такі: низька металоємність, відсутність рухомих деталей, більша однорідність матеріалу по крупності, селективність подрібнення і більш високе розкриття зростків, мінімальна ступінь забруднення продукту, можливість поєднування подрібнення з сушкою і випалом.

Головні недоліки полягають у складності виділення готового продукту з газу і очищення газу, мала продуктивність. Тому при збагаченні корисних копалин струминні млини знаходять обмежене застосування.

Вибухово-струминний процес подрібнення оснований на використанні ефекту руйнування під дією внутрішніх сил розтягання матеріалів при миттєвому знятті з них зовнішнього тиску.

Схема установки для вибухово-струминного процесу подрібнення наведена на рис. 3.24.

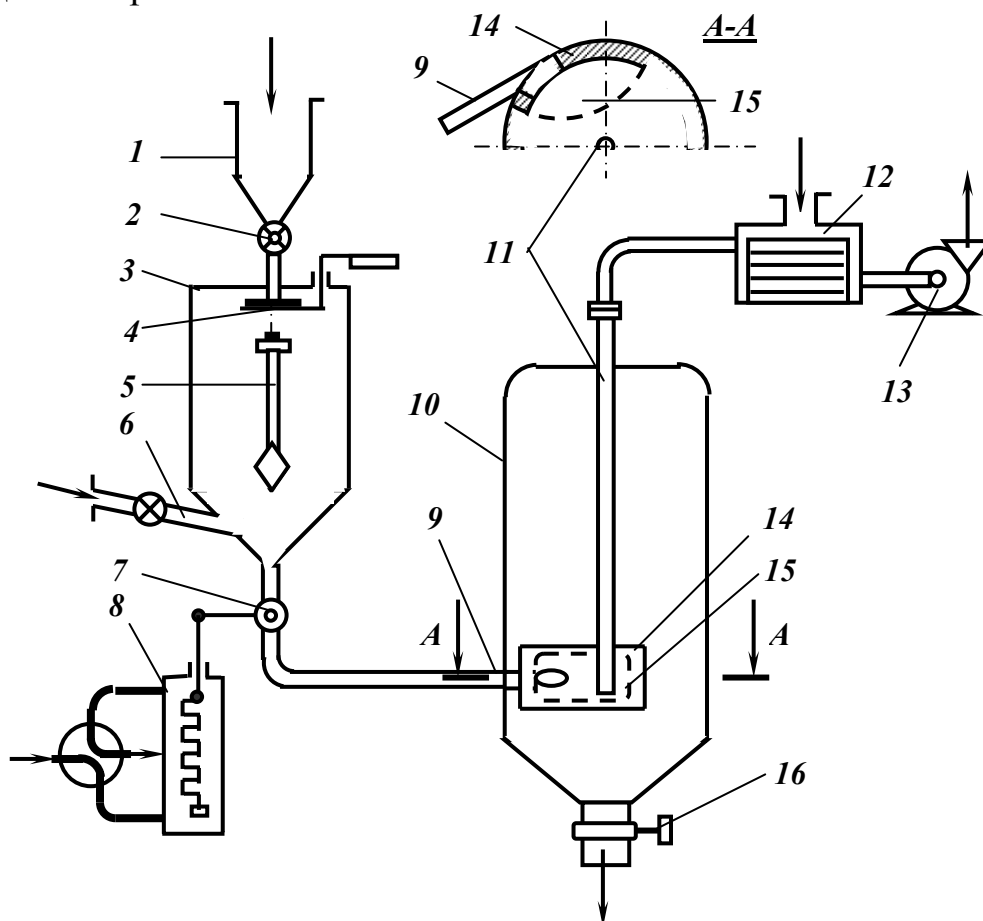


Рис. 3.24 – Схема установки вибухово-струминного подрібнення.

1 – завантажувальна лійка; 2 – клапан; 3 – камера стиску; 4 – затвор;
5 – спеціальний механізм; 6 – труба; 7 – швидкодіючий клапан;
8 – автоматичний пристрій; 9 – трубопровід-сопло; 10 – камера низького тиску; 11 – вихлопна труба; 12 – конденсатор;
13 – ексгаустер; 14 – відбивна плита; 15 – зона зниженого тиску;
16 – затвор.

Вихідний матеріал крупністю 1 – 2 мм завантажується у лійку **1** і за допомогою клапана **2** подається у камеру стиску **3**. Усередині камери **3** є затвор **4** завантажувального пристрою і механізм **5** для запобігання забивання камери матеріалом.

Після заповнення камери **3** матеріалом до визначеного рівня затвор **4** щільно закривається і по трубі **6** у камеру подається пара або газ протягом 5с – часу необхідного для створення потрібного тиску (16 МПа). Потім за допомогою автоматичного пристрою **8** відкривається швидкодіючий клапан **7** (час відкриття 0,01 – 0,02 с) і вміст камери **3** викидається по трубопроводу **9** з швидкістю, близькою до швидкості звуку, у камеру низького тиску **10**, об'єм якої приблизно у 50 разів більше, ніж у камері **3**. При виході з сопла суміш частинок і пари потрапляє у зону зниженого тиску **15**, де й відбувається вибуховий ефект. Розрідження у камері **10** підтримується ексгаустером **13**. Руйнуванню частинок також сприяють ударні хвилі, що виникають при зіткненні з відбивною плитою **14**. З камери **10** пара по вихлопній трубі **11** надходить у конденсатор **12** і відсмоктується ексгаустером. Подрібнений продукт розвантажується з камери **10** за допомогою затвору **16**.

Руйнування частинок при вибухово-струминному подрібненні відбувається в основному при русі матеріалу по трубопроводу-соплу. Завдяки різкому спрацьовуванню швидкодіючого клапана, а також великому перепаду тиску (між камерами високого і низького тиску) швидкість руху робочого газоподібного середовища миттєво досягає швидкості звуку. Це служить причиною утворення звукових ударних хвиль, що поглинаються і відбиваються міжзерновими поверхнями, які є границями розділу середовищ з різними проникностями. У результаті виникають напруження на міжзернових границях, що є однією з причин руйнування частинок. Найбільш інтенсивний етап руйнування має місце на зрізі трубопровода-сопла при вході в камеру низького тиску. Різниця внутрішнього (в об'ємі частинки) і зовнішнього (в камері) тиску приводить до розвитку тріщин. Остаточно процес руйнування завершується при ударі частинок з ослабленою міцністю об відбійну плиту або при зіткненні зустрічних потоків.

Руйнування *вибухом* у порівнянні з традиційним механічним дробленням і подрібненням характеризується значно більшою частиною енергії, що витрачається корисно. Руйнування вибухом здійснюється в основному за рахунок розвитку тріщин під дією зусиль розтягнення, які утворюються в масиві гірської породи, і розклинювання газами. Тріщини, як правило, беруть початок від макродефектів в структурі масиву, чим обумовлюється селективність вибухового руйнування.

Для руйнування вибухом має значення не тільки кількість енергії в заряді, але й спосіб її передачі оточуючому масиву. Зайва швидкість її передачі веде до великих втрат на необоротну пластичну деформацію. Таким

чином, необхідно збільшити час виділення енергії від вибуху й забезпечити багатократне навантаження масиву.

Конструкція вибухової установки (рис. 3.25) для подрібнення руд розроблена на основі принципу створення надлишкового тиску в негерметичній посудині у результаті утворення газоподібних продуктів при вибуху.

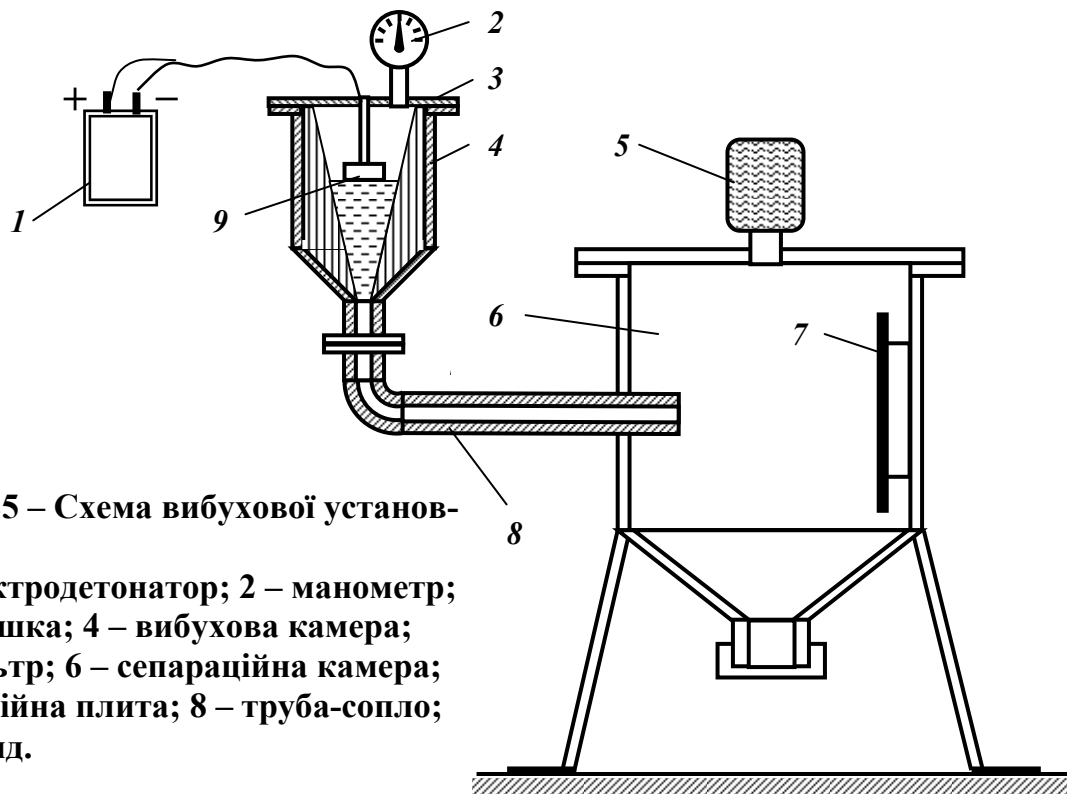


Рис. 3.25 – Схема вибухової установки.

- 1 – електродетонатор; 2 – манометр;
3 – кришка; 4 – вибухова камера;
5 – фільтр; 6 – сепараційна камера;
7 – відбійна плита; 8 – труба-сопло;
9 – заряд.**

Основний елемент установки – товстостінна стальна камера 4 зі знімною кришкою 3, на якій встановлений манометр 2. У камері 4 над матеріалом або усередині нього поміщається заряд 9 вибухової речовини, який ініціюється електродетонатором 1. До нижньої конічної частини камери приєднана труба-сопло 8. У результаті вибуху відбувається подрібнення матеріалу. Поток газів подрібнений продукт виноситься у камеру 6, де він гальмується відбійною плитою 7. Відділення газової фази від твердого продукту здійснюється за допомогою фільтра 5.

Подрібнення на вибуховій установці здійснюється за один цикл. Величина заряду підбирається експериментально такою, щоб у вибуховій камері утворився тиск газу біля 2 МПа при коефіцієнті викиду продуктів подрібнення не менше 80 %.

В порівнянні з кульовим подрібненням процес вибухового подрібнення характеризується більш високими продуктивністю і селективністю розкриття зерен корисних копалин та дещо меншими витратами енергії.

3.3 Подрібнення у барабанних млинах

3.3.1 Швидкісні режими роботи млинів

Механічний режим роботи барабанного млина характеризують два основних показники:

– відносна частота обертання барабана ψ , яка дорівнює відношенню фактичної частоти обертання n до умовної критичної частоти обертання $n_{кр}$:

$$\psi = n/n_{кр}; \quad (3.27)$$

– відносне заповнення млина подрібнюючими тілами φ , яке дорівнює відношенню об'єму подрібнювальних тіл V_n до внутрішнього об'єму барабана млина V :

$$\varphi = V_n/V, \quad (3.28)$$

де ψ і φ – вимірюються у частках одиниці; n і $n_{кр}$ – у хв^{-1} ; V_n і V – у м^3 .

Умовна критична частота обертання барабана млина відповідає такій частоті обертання, при якій сила інерції обертального руху подрібнюючого тіла з центром ваги на внутрішній поверхні барабана дорівнює силі ваги цього тіла. У цьому випадку подрібнююче тіло нескінченно малих розмірів, підняте у верхню точку барабана, знаходиться у динамічній рівновазі, тобто не відривається від поверхні барабана (футеровки) і обертається разом з нею як одне ціле (центрифугує). Умовна критична швидкість визначається за формулою:

$$n_{кр} = 30\sqrt{2g}/\pi\sqrt{D} \cong 42,3\sqrt{D}, \text{ хв}^{-1}, \quad (3.29)$$

де g – прискорення вільного падіння, $\text{м}/\text{с}^2$; D – внутрішній діаметр барабана млина, м .

Відношення об'єму подрібнювальних тіл до внутрішнього об'єму барабана млина (параметр φ) визначається за формулою:

$$\varphi = V_n/V = 4G_n/\delta_n\pi D^2 L, \quad (3.30)$$

де G_n – маса подрібнювальних тіл, т ; δ_n – насипна густина подрібнювальних тіл, $\text{т}/\text{м}^3$; L – довжина барабана, м .

Насипна густина подрібнювальних тіл залежить від їхнього фракційного складу і густини матеріалу. При приблизних розрахунках приймають насипну густину куль $\delta_k = 4,6 \text{ т}/\text{м}^3$, насипну густину стержнів $\delta_c = 6,6 \text{ т}/\text{м}^3$.

Подрібнювана маса при обертанні барабанних млинів залучається у рух силами тертя, які виникають між внутрішньою поверхнею барабана

(футеровкою) і прилеглим до неї шаром подрібнюючого середовища, а також внаслідок тертя між іншими шарами подрібнювальних тіл.

У будь-якій точці колової траєкторії (рис. 3.26) на тіло діють відцентрова сила Q :

$$Q = mv^2/R, \quad (3.31)$$

і сила ваги G , радіальна N і тангенціальна T складові якої є:

$$N = G \cos \alpha = mg \cos \alpha; \quad (3.32)$$

$$T = G \sin \alpha = mg \sin \alpha, \quad (3.33)$$

де m – маса тіла; v – лінійна швидкість тіла на коловій траєкторії; R – радіус колової траєкторії тіла; α – кут між радіусом R , на якому знаходиться тіло і вертикальним діаметром барабана.

При незмінній частоті обертання барабана і при відсутності ковзання відцентрова сила Q зберігає своє значення і радіальний напрям по відношенню до колової траєкторії. Величина і напрям радіальної складової N сили ваги G змінюються залежно від положення тіла на коловій траєкторії. При деякій швидкості руху подрібнюючого тіла будь-якого шару розташованого на коловій траєкторії, радіальна сила N у деякій точці A верхнього квадранта може стати рівною відцентровій силі Q . При швидкості v , що дорівнює коловій швидкості руху центра подрібнюючого тіла по коловій траєкторії радіуса R , це тіло від точки A буде рухатися під дією сили ваги, як тіло кинуте зі швидкістю v під деяким кутом α до горизонту, тобто по параболічній траєкторії.

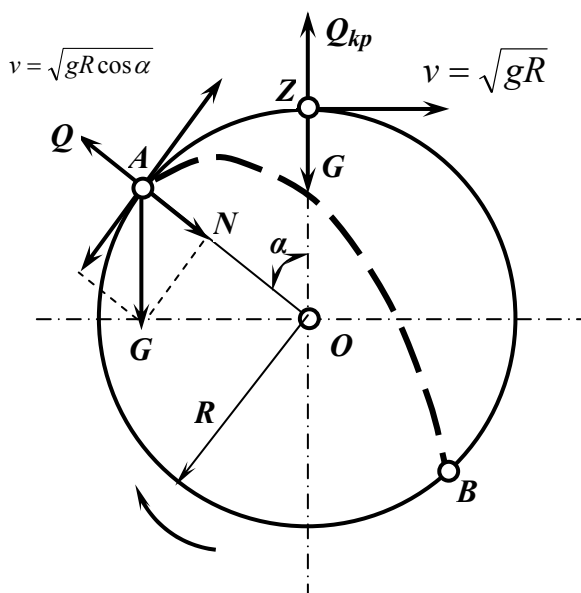


Рис. 3.26 – Сили, які діють на кулю у верхньому квадранті при її русі по коловій траєкторії.

В точці A мають місце такі співвідношення: $Q = N$, тобто $mv^2/R = G \cos \alpha = mg \cos \alpha$ або $v^2 = Rg \cos \alpha$. Оскільки $v = \pi R n / 30$, фактична частота обертання барабана n буде:

$$n = 30 \sqrt{g \cos \alpha} / \pi \sqrt{R} = n_{кр} \sqrt{\cos \alpha}, \text{ хв}^{-1}. \quad (3.34)$$

Формула (3.34) визначає частоту обертання барабана млина, необхідну для того, щоб подрібнююче тіло перейшло з колової траєкторії радіуса R на параболічну при куті відриву α . При куті відриву $\alpha = 1 \cos \alpha = 1$ і $n = n_{кр}$, тобто у цьому випадку тіло піднімається по коловій траєкторії до найвищої точки Z і залишається на коловій траєкторії. З формул (3.27) і (3.34) випливає, що

$$\psi = n / n_{кр} = \sqrt{\cos \alpha}, \quad (3.35)$$

тобто відносна частота обертання барабана характеризується кутом відриву зовнішнього шару подрібнювальних тіл при переході їх з колової на параболічну траєкторію.

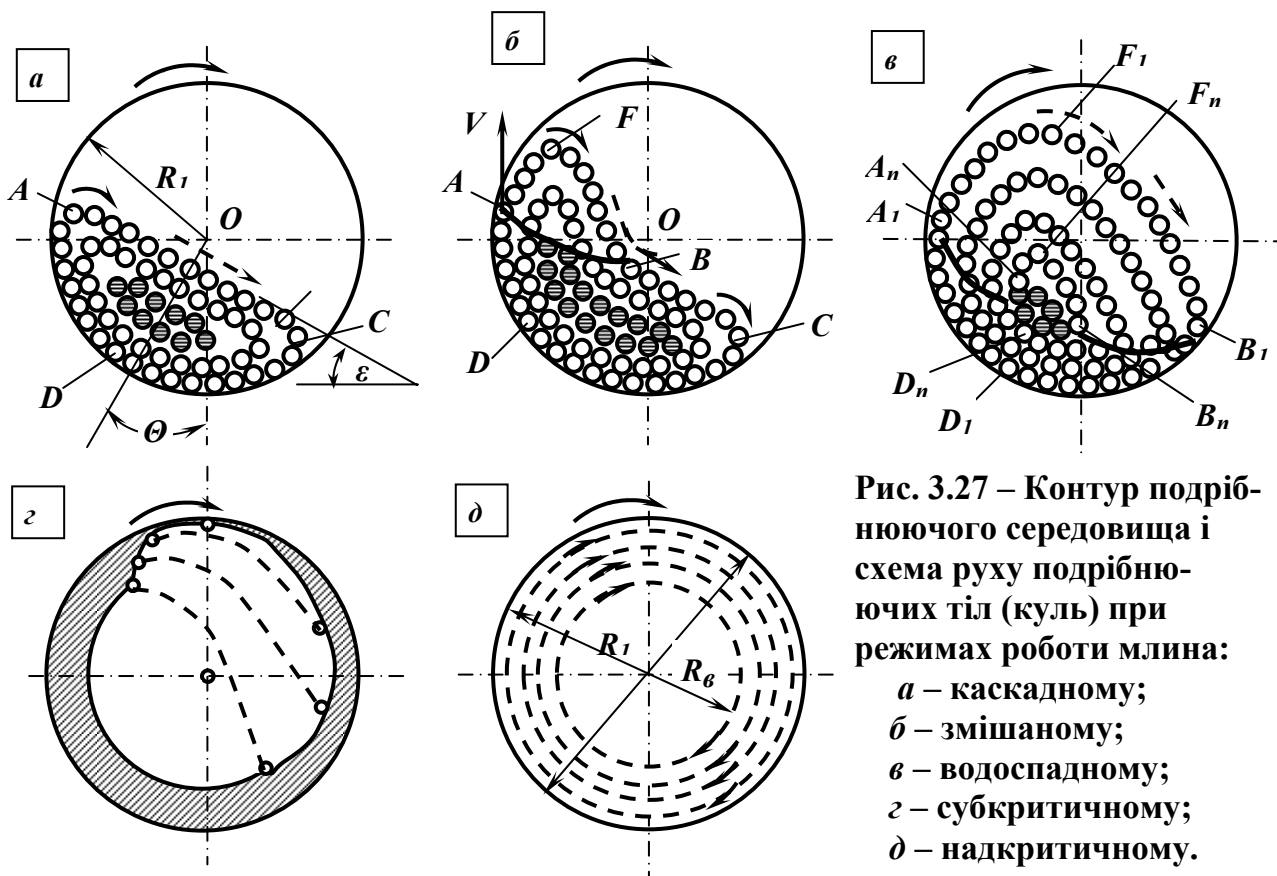
Сили тертя залежать від коефіцієнта тертя і нормального тиску на внутрішню поверхню барабана, що здійснюється радіальними складовими N сили ваги і відцентровими силами Q .

Тангенціальні складові T сили ваги намагаються повернути подрібнююче середовище проти напрямку обертання барабана. У нижніх квадрантах, де радіальні N і відцентрові Q сили спрямовані в один бік, на поверхню барабана чиниться найбільший тиск. Тут й виникає найбільше тертя, що створює «підпір», який забезпечує обертання подрібнюючого середовища. При переході у верхній квадрант радіальна і відцентрова сили направлені у протилежні сторони, тому тиск на поверхню барабана і тертя зменшуються.

Коефіцієнт тертя залежить від властивостей матеріалу, що подрібнюється, профілю внутрішньої поверхні барабана (футеровки), густини і в'язкості пульпи. При низькому коефіцієнті тертя, невеликих об'ємах завантаження (20 – 30 %) подрібнюючого середовища (особливо куль) тиск може бути недостатнім і зовнішній шар подрібнюючого середовища ковзатиме по поверхні барабана або один шар подрібнювальних тіл по іншому. При цьому відбувається обертання подрібнювальних тіл. При заповненні подрібнюючим середовищем на 40 – 50 % і негладкій футеровці ковзання зовнішніх шарів подрібнювальних тіл практично відсутнє, але ковзання внутрішніх шарів одного по іншому при різних режимах роботи млина спостерігається. При одношаровому заповненні барабана млина подрібнюючими тілами, особливо кулями або стержнями, вони обертаються

навколо власної осі, яка паралельна осі обертання барабана, і при гладкій футеровці не втягуються у круговий рух навіть при високих швидкостях обертання барабана.

При багатшаровому заповненні барабана млина подрібнюючими тілами у залежності від частоти обертання можливий один з таких швидкісних режимів руху подрібнювальних тіл: каскадний, змішаний, водоспадний, субкритичний і надкритичний (рис. 3.27).



Каскадний режим руху подрібнювальних тіл (рис. 3.27 а) реалізується при малій частоті обертання барабана (0,5 – 0,6 критичної), він характеризується перекошуванням подрібнювальних тіл без їх польоту. При сталому каскадному режимі подрібнююче середовище повертається на певний кут Θ у бік обертання і залишається в такому положенні. Подрібнювальні тіла безупинно циркулюють усередині барабана по замкненим траєкторіям. Криволінійна поверхня природного укосу куль близька до площини AC , яка нахилена під деяким кутом ε до горизонту, при цьому цей кут дорівнює граничному куту повороту: $\varepsilon = \Theta$. Подрібнювальні тіла піднімаються по колових траєкторіях $СДА$ на певну висоту і потім скочуються «каскадом» рівнобіжними шарами вниз від точки A до точки C . У центральній частині подрібнюючого середовища є малорухома зона – «ядро» (кулі заштриховані). Подрібнення матеріалу відбувається роздавлюванням і стиранням. Каскадний режим є найбільш

сприятливим для стержневих млинів, тому що при водоспадному і змішаному режимі вільний політ стержнів може привести до їх перекосів і аварійної зупинки млина. Для кульових млинів каскадний режим застосовується при мокрому і сухому подрібненні неміцних матеріалів (при виробництві цементу, підготовці пиловугільного палива та ТЕС і т.п.).

Змішаний режим руху подрібнювальних тіл (рис. 3.27 б) характеризується поступовим переходом від суто каскадного до суто водоспадного режиму. При цьому зовнішня частина подрібнювальних тіл бере участь у вільному польоті по траєкторії AFB , внутрішня – перекочується усередині барабана по замкнутих траєкторіях $BCDA$. При змішаному режимі у каскадному русі беруть участь також кулі, що розташовані між зовнішніми шарами і малорухомим «ядром». Подрібнення здійснюється ударом, роздавлюванням і стиранням. Такий режим спостерігається при проміжних значеннях частоти обертання барабана ($0,6 - 0,76$ критичної). Змішаний режим має місце при подрібненні руд у кульових млинах.

При *водоспадному режимі* (рис. 3.27 в) частота обертання барабана складає не менше $0,76 - 0,88$ критичної. У цьому випадку основна маса подрібнювальних тіл піднімається по колових траєкторіях $B_i D_i A_i$ на велику висоту, у точках A_i відхиляється від колової траєкторії і падає «водоспадом» по параболічних траєкторіях $A_i F_i B_i$. У точках B_i подрібнювальні тіла знов переходять на колові траєкторії відповідного шару. Подрібнення руди відбувається головним чином у результаті ударів подрібнювальних тіл і частково стиранням і роздавлюванням. Водоспадний режим застосовується у більшості промислових млинів при подрібненні великогрудкових і важкоподрібнюваних матеріалів.

Субкритичний режим (рис. 3.27 г) – частковий випадок водоспадного режиму, який здійснюється при частоті обертання барабана близькій до критичної або рівної їй. При цьому більшу частину циклу подрібнювальні тіла рухаються по коловій траєкторії і висота падіння їх незначна.

Надкритичний режим (рис. 3.27 д) здійснюється при частоті обертання барабана вище критичної, коли у центрифугування поступово вступають усі шари подрібнюючого середовища. У момент, коли усі шари подрібнюючого середовища починають центрифугувати, млин уподібнюється маховому колесу, витрата корисної енергії і робота подрібнення при цьому дорівнюють нулю.

Режим центрифугування усього подрібнюючого середовища має місце при критичній частоті обертання внутрішнього шару подрібнювальних тіл і характеризується концентричним розташуванням їх у млині. Об'єм подрібнювальних тіл при цьому:

$$\varphi \pi R_n^2 L = \pi (R_z^2 - R_g^2) L, \quad (3.36)$$

звідки маємо

$$R_6 = R_3 \sqrt{1 - \varphi} , \quad (3.37)$$

де R_6, R_3 – радіус внутрішнього і зовнішнього шарів подрібнюючого середовища при його центрифугуванні.

Критична частота обертання внутрішнього шару подрібнюючого середовища, необхідна для центрифугування усіх куль у млині визначається за формулою:

$$n_0 = 30 \sqrt{g} / \pi \sqrt{R_6} = n_{кр} / \sqrt[4]{1 - \varphi} . \quad (3.38)$$

Залежність (3.38) правильна при відсутності ковзання подрібнюючого середовища по поверхні барабана і між шарами, при наявності ковзання – частота обертання барабана повинна бути вищою.

Млин може працювати при надкритичній частоті обертання барабана за умови, що кулі ковзають по поверхні футеровки і не набувають достатньої для центрифугування швидкості. Субкритичний режим нестійкий, тому що при зміні коефіцієнта тертя (за рахунок зміни міцності, крупності і вологості руди) млин може перейти у режим махового колеса. При виборі частоти обертання барабана млина, коли центрифугує тільки зовнішній шар подрібнюючого середовища, може спостерігатись явище самофутерування барабана.

Усі режими роботи млина пов'язані між собою і можуть переходити один в інший у залежності від зміни умов подрібнення (ступені заповнення подрібнюючими тілами φ , відносної частоти обертання ψ , зносу футеровки, фізико-механічних властивостей матеріалу, густини пульпи і т.д.).

3.3.2 Рівняння параболічної і колової траєкторій руху кулі у млині

При *каскадному режимі* роботи млина (рис. 3.28) подрібнювальні тіла, що розташовані у зовнішньому і прилеглих до нього шарах, рухаються за круговими траєкторіями.

Тіла, що розташовані у верхній частині відповідного шару у похилому сегменті (заштрихованому), скочуються або ковзають по похилій (прямолінійній чи криволінійній) траєкторії від точки **A** до точки **B**, які знаходяться на відповідній коловій траєкторії цього ж шару подрібнюючого середовища. Потім подрібнювальні тіла рухаються по власним круговим траєкторіям від точки **B** до точки **A** і т.д.

Для виведення рівняння колової траєкторії руху кулі, запишемо рівняння кола у системі координат XOY:

$$X^2 + Y^2 = R^2 . \quad (3.39)$$

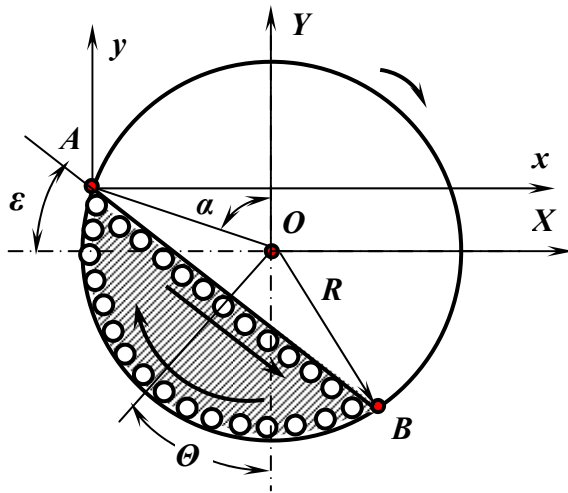


Рис. 3.28 – Кругова траєкторія руху кулі у млині.

При переносі початку координат з точки O в точку A координати точок кола будуть:

$$X = x - R \sin \alpha, \quad (3.40)$$

$$Y = y + R \cos \alpha,$$

де α – кут відриву подрібнюючого середовища від внутрішньої поверхні барабана.

Рівняння колової траєкторії руху кулі отримуємо після підстановки залежностей (3.40) у формулу (3.39):

$$x^2 + y^2 - 2Rx \sin \alpha + 2Ry \cos \alpha = 0. \quad (3.41)$$

Граничне значення кута нахилу ε сегмента з однорозмірним стержневим навантаженням складає 30° , а з однорозмірним кульовим навантаженням – від 20 до 35° (залежно від взаємного розташування куль). Реальна величина кута повороту θ сектора подрібнюючого середовища залежить від частоти обертання барабана, коефіцієнту тертя, гранулометричного складу подрібнювальних тіл, об'єму пульпи у млині і її реологічних властивостей.

Водоспадний режим роботи барабанних млинів найчастіше використовується на збагачувальних фабриках. При водоспадному режимі подрібнююче тіло рухається по траєкторії, яка складається з двох ділянок – колової і параболічної (рис. 3.29). При переході кулі з колової траєкторії на параболічну в момент її відриву від внутрішньої поверхні барабана млина у точці A , куля має швидкість v . Ця швидкість v дорівнює коловій швидкості руху і спрямована під кутом відриву α до горизонту.

Складові швидкості кулі в системі координат з началом у точці A :

$$v_x = v \cos \alpha,$$

$$v_y = v \sin \alpha .$$

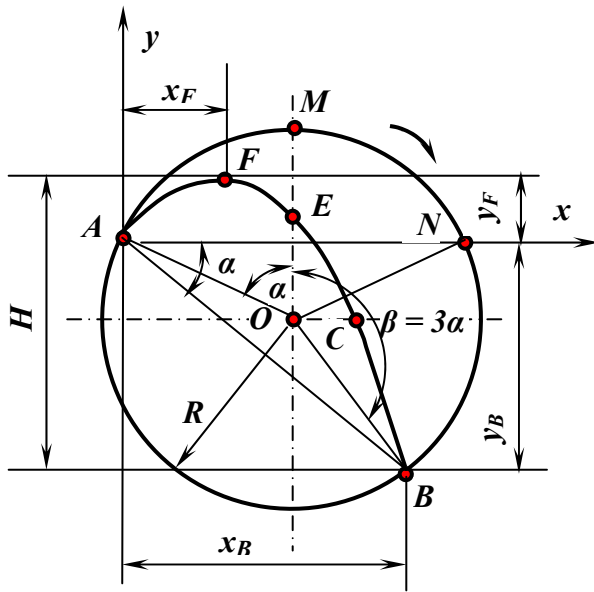


Рис. 3.29 – Характерні точки траєкторії руху кулі у млині.

Якщо у момент часу t від початку польоту кулі знаходиться поблизу точки M на параболічній траєкторії, то її координати:

$$x = AN = (v \cos \alpha) t , \quad (3.42)$$

$$y = MN = (v \sin \alpha) t - \frac{gt^2}{2} . \quad (3.43)$$

Після виключення t і заміни v за рівнянням:

$$v^2 = Rg \cos \alpha , \quad (3.44)$$

отримуємо:

$$y = x \operatorname{tg} \alpha - \frac{x^2}{2R \cos^3 \alpha} . \quad (3.45)$$

Формула (3.45) являє собою рівняння параболи. Характерними точками параболічної траєкторії руху кулі у млині є: точка падіння кулі на його колову траєкторію B , точка вершини параболи F , а також точки перетину траєкторії з вертикальним E і горизонтальним C діаметрами млина.

Точка B одночасно знаходиться на коловій і параболічній траєкторіях, тому її координати x_B і y_B визначаються рішенням системи рівнянь (3.41) і (3.45). В результаті цього отримуємо вираз:

$$\frac{x^3}{R \cos^4 \alpha} \cdot \left(\frac{x}{4R \cos^2 \alpha} - \sin \alpha \right) = 0$$

Рішення цього рівняння дозволяє одержати значення абсциси точки **A** ($x_A = 0$), а також формулу для визначення абсциси точки **B**:

$$x_B = 4R \sin \alpha \cos^2 \alpha. \quad (3.46)$$

Після підстановки значення x_A і x_B у вираз (3.45) отримуємо відповідно значення ординати точки **A** ($y_A = 0$) і формулу для визначення ординати точки **B**:

$$y_B = -4R \sin^2 \alpha \cos \alpha. \quad (3.47)$$

Для точки **F** ордината $y_F = y_{max}$, тому для визначення x_F і y_F з рівняння (3.45) знаходимо максимум функції і першу похідну, що дорівнює нулю:

$$y' = \operatorname{tg} \alpha - \frac{2x}{2R \cos^3 \alpha} = 0,$$

звідси координати точки **F**:

$$x_F = R \sin \alpha \cos^2 \alpha; \quad (3.48)$$

$$y_F = 0,5R \sin^2 \alpha \cos \alpha. \quad (3.49)$$

З використанням рівнянь траєкторії руху кулі можна визначити й координати точок перетину параболи з діаметрами барабана:

– координати точки **E** перетину з вертикальним діаметром:

$$x_E = R \sin \alpha; \quad (3.50)$$

$$y_E = 0,5R \operatorname{tg}^2 \alpha (2 \cos^2 \alpha - 1) / \cos \alpha; \quad (3.51)$$

– координати точки **C** перетину з вертикальним діаметром:

$$x_C = R \cos^2 \alpha (\sin \alpha + \sqrt{3 - \cos^2 \alpha}); \quad (3.52)$$

$$y_C = -R \cos \alpha. \quad (3.53)$$

Порівняння координат точок **F** і **B** показує, що: $x_F = 0,25x_B$;
 $y_F = 0,125y_B$.

По рис. 3.29 визначаємо:

$$\operatorname{tg} \angle NAB = y_B / x_B = -\operatorname{tg} \alpha,$$

тобто вписаний кут, що опирається на дугу NB , за абсолютним значенням дорівнює α , а дуга NB дорівнює 2α . Дуга MN також дорівнює α , тому дуга ANB буде рівною 4α .

Дуга кола від точки відриву кулі до точки її падіння і відповідний їй центральний кут дорівнюють 4α .

Кут падіння кулі BOM складає $\beta = 3\alpha$.

Коловій траєкторії кулі відповідають дуга і кут:

$$2\pi - 4\alpha = 2(\pi - 2\alpha). \quad (3.54)$$

Геометричне місце точок переходу куль з колових траєкторій на параболічні (рис. 3.30) створюється точками перетину радіусів, що проведені під кутами відриву від відповідних колових траєкторій до вертикального діаметра млина.

Радіус колової траєкторії з кутом відриву α визначається з формул:

$$v^2 = Rg \cos \alpha \text{ і } v = \pi Rn / 30;$$

$$R = \frac{g}{\pi^2} \cdot \left(\frac{30}{n} \right)^2 \cos \alpha. \quad (3.55)$$

При даній частоті обертання барабана млина n усі співмножники правої половини рівняння, крім $\cos \alpha$, будуть постійними: $b = \frac{g}{\pi^2} \cdot \left(\frac{30}{n} \right)^2$,

що дозволяє записати рівняння (3.55) у простішому вигляді:

$$R = b \cos \alpha, \quad (3.56)$$

де R – радіус-вектор, проведений з полюса O у будь-яку точку кола; b – діаметр допоміжного кола; α – кут, створений радіусом-вектором і полярною віссю.

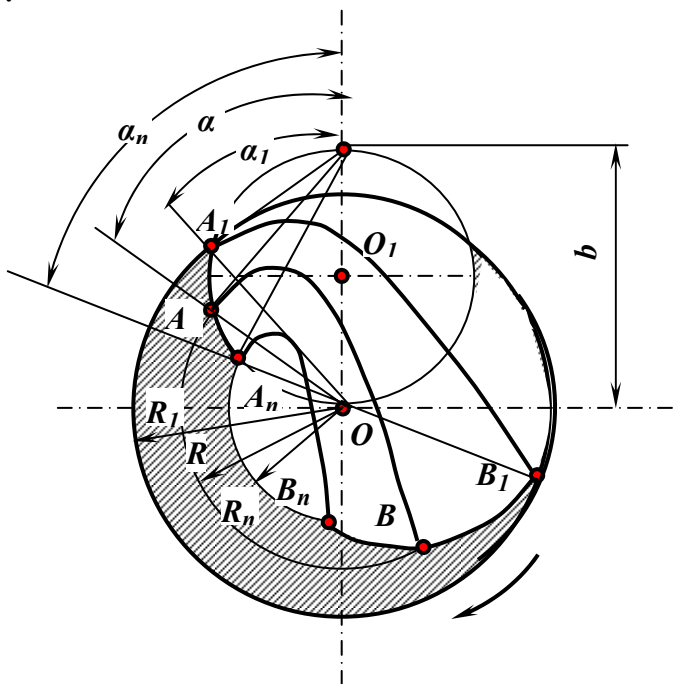


Рис. 3.30 – Геометричне місце точок переходу (відриву) куль з колових траєкторій на параболічні.

Рівняння (3.56) є рівнянням кола у полярних координатах, воно визначає відстань від осі обертання млина O до точки A переходу куль з колової траєкторії на параболічну під кутом α . Перетин колових траєкторій з цим колом й визначає геометричне місце точок A_1, A, A_n переходу куль на параболічні траєкторії.

При постійному ступені заповнення млина кулями φ і незмінній частоті обертання його барабана n з рівняння (3.34) отримуємо дві рівності для визначення n по зовнішньому і по внутрішньому шарам куль:

$$n = \frac{30\sqrt{g}}{\pi\sqrt{R_1}} \sqrt{\cos \alpha_1} \quad \text{і} \quad n = \frac{30\sqrt{g}}{\pi\sqrt{R_n}} \sqrt{\cos \alpha_n}.$$

При порівнянні цих рівностей одержимо:

$$R_n = R_1 (\cos \alpha_n / \cos \alpha_1). \quad (3.57)$$

Якщо позначити:

$$\cos \alpha_n / \cos \alpha_1 = k, \quad (3.58)$$

маємо:

$$R_n = kR_1 \quad (3.59)$$

і

$$\cos \alpha_n = k \cos \alpha_1 = k\varphi^2, \quad (3.60)$$

звідки

$$\alpha_1 = \arccos \varphi^2 \quad \text{і} \quad \alpha_n = \arccos k\varphi^2,$$

де k – відносний радіус:

$$k = R_n / R_1. \quad (3.61)$$

Таким чином, при заданій частоті обертання барабана млина ψ величина параметра k залежить від ступеня заповнення його об'єму кулями: чим більше кульове навантаження, тим менше радіус внутрішнього шару куль R_2 і тим менше значення параметра k і навпаки. Отже, кут α_1 залежить тільки від частоти обертання млина ψ , кут α_2 залежить і від частоти ψ і від ступеня заповнення млина кулями φ .

Геометричне місце точок переходу куль з параболічних траєкторій на колові (рис. 3.31) створюється точками перетину радіусів, що проведені під кутами $\beta = 3\alpha$ від відповідних колових траєкторій до вертикального діаметру млина.

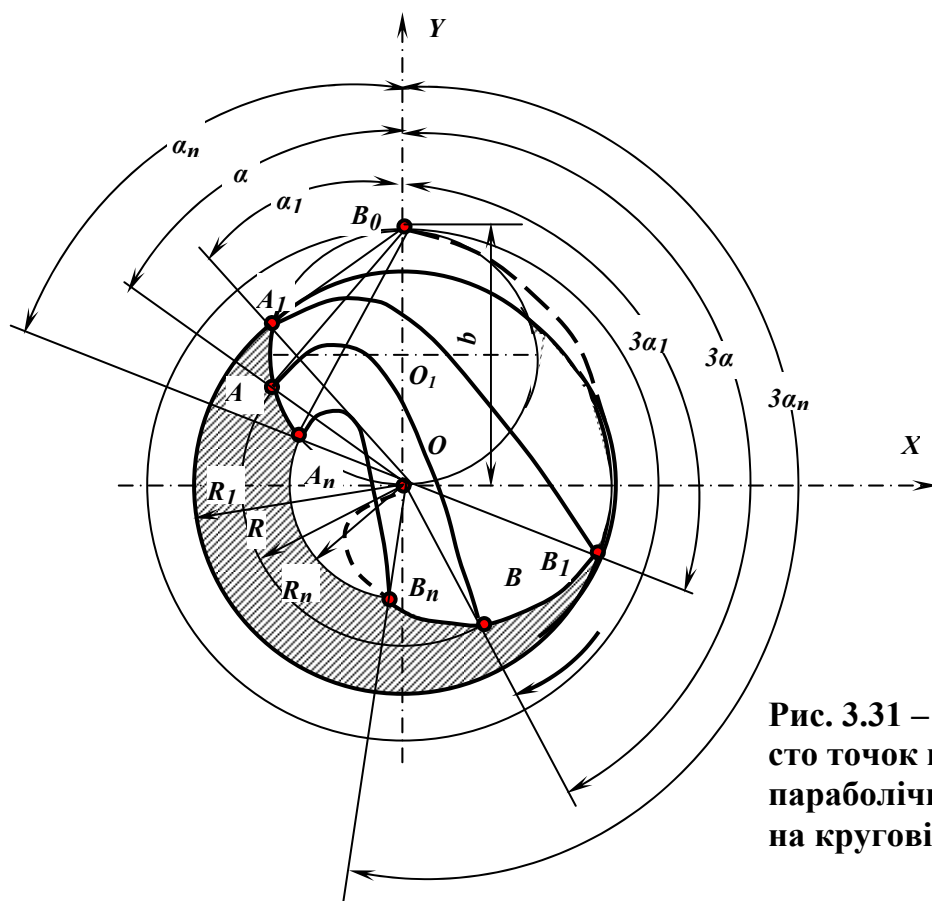
Величина радіуса колової траєкторії з кутом відриву α визначається рівнянням (3.56). Якщо перейти до полярної системи координат і призна-

чити, що $R = \rho$ і $\alpha = \beta/3$, одержимо рівняння геометричного місця точок переходу куль з параболічних траєкторій на колові:

$$\rho = b \cos(\beta/3). \quad (3.62)$$

При $\beta = 3\pi/2 = 270^\circ$ з рівняння (3.62) отримуємо, що $\rho = b \cos(\pi/2) = 0$, тобто крива, яка з'єднує точки падіння куль, проходить через центр поперечного перетину барабану млина. Рівняння (3.62) є рівнянням спіралі у полярних координатах. Спіраль OB_nBB_1 і допоміжне коло з центром у точці O_1 перетинають вертикаль барабану млина у одній точці B_0 .

Дійсний рух подрібнювальних тіл при переході з параболічної траєкторії на колову значно відрізняється від теоретичної траєкторії.



На цій ділянці спостерігається створення так званої «п'яти», верхня межа якої лежить вище розрахункових точок падіння куль, при цьому верхня «п'яти» близька до плоскої.

На формування траєкторії подрібнювальних тіл на ділянці переходу з параболічної траєкторії на колову суттєво впливає пульпа, яка заповнює зону «п'яти» і подрібнювальні тіла при проходженні крізь шар пульпи зазнають опору середовища і сповільнюють свій рух.

3.3.3 Швидкість падіння подрібнювальних тіл

У барабанних млинах найкраще подрібнення досягається при частотах обертання, що забезпечує максимальне число ударів подрібнювальних тіл по матеріалу, який подрібнюється. При ударному руйнуванні основним параметром є швидкість подрібнюючого тіла в точці падіння (швидкість удару).

Для польоту по параболічній траєкторії подрібнююче тіло необхідно підняти по коловій траєкторії від точки падіння **B** до точки відриву **A** (рис. 3.32).

Робота, що витрачена на переміщення тіла по коловій траєкторії, дорівнює роботі на підйом тіла з горизонту падіння до горизонту відриву на висоту ординати y_B :

$$A_1 = mg \cdot (4 \sin^2 \alpha \cos \alpha)$$

або з використанням залежності $Rg \cos \alpha = v^2$ одержимо:

$$A_1 = 8 \frac{mv^2}{2} \sin^2 \alpha. \quad (3.63)$$

При відриві від колової траєкторії в точці **A** тіло зберігає швидкість v і володіє запасом кінетичної енергії $A_2 = mv^2 / 2$. Отже уся робота, яка необхідна для приведення тіла у водоспадний рух складає:

$$A = A_1 + A_2 = 8 \frac{mv^2}{2} \sin^2 \alpha + \frac{mv^2}{2} = \frac{mv^2}{2} (1 + 8 \sin^2 \alpha) = \frac{mv^2}{2} (9 - 8 \cos^2 \alpha). \quad (3.64)$$

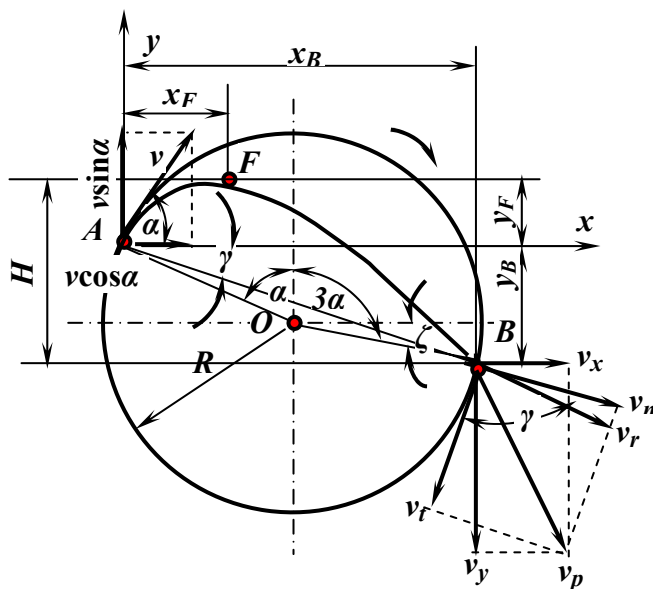


Рис. 3.32 – Швидкість подрібнюючого тіла у момент удару.

Подрібнююче тіло падає на рухому обертальну поверхню футеровки або зовнішній (по відношенню до даного) шар тіл з відносною швидкістю v_r . Швидкість v_r є геометричною сумою радіальної складової v_n швидкості падіння у точці **B** і відносної дотичної швидкості v_k , тобто:

$$v_r^2 = v_n^2 + v_k^2, \quad (3.65)$$

де v_k – алгебраїчна різниця швидкостей руху зовнішнього шару (або футеровки) по колу і дотичної складової руху тіла по параболі:

$$v_k = v - v_t. \quad (3.66)$$

Швидкість падіння тіла по параболі в точці **B** визначається як геометрична сума швидкостей v_x і v_y :

– швидкість v_x є проекцією колової швидкості тіла на вісь x :

$$v_x = v \cos \alpha; \quad (3.67)$$

– швидкість v_y являє собою швидкість вертикального руху тіла в точці **B**:

$$v_y = \sqrt{2gH}, \quad (3.68)$$

де H – висота падіння тіла згідно з формулами (3.47) і (3.49):

$$H = y_B + y_F = 4R \sin^2 \alpha \cos \alpha + 0,5R \sin^2 \alpha \cos \alpha = 4,5R \sin^2 \alpha \cos \alpha. \quad (3.69)$$

Після підстановки значення H в рівняння (3.68) одержуємо:

$$v_y = \sqrt{2g \cdot 4,5R \sin^2 \alpha \cos \alpha} = 3v \sin \alpha. \quad (3.70)$$

Швидкість падіння тіла по параболі у точці **B** буде:

$$v_p = \sqrt{v_x^2 + v_y^2} = \sqrt{v^2 \cos^2 \alpha + 9v^2 \sin^2 \alpha} = v\sqrt{1 + 8 \sin^2 \alpha}. \quad (3.71)$$

Якщо швидкість v_p розкласти на складові: радіальну v_n , яка спрямована по лінії удару, і тангенціальну v_t , яка спрямована перпендикулярно до лінії удару, то кут між проекціями швидкостей v_n і v_x становитиме:

$$\zeta = 3\alpha - \pi/2. \quad (3.72)$$

Для визначення проекції v_p на напрямок v_n необхідно спроектувати її складові v_x і v_y :

$$v_n = v_x \cos \zeta + v_y \sin \zeta . \quad (3.73)$$

З урахуванням значення ζ (3.72) отримуємо:

$$\cos \zeta = \cos(3\alpha - \pi/2) = \sin 3\alpha = 3 \sin \alpha - 4 \sin^3 \alpha ; \quad (3.74)$$

$$\sin \zeta = \sin(3\alpha - \pi/2) = -\cos 3\alpha = 3 \cos \alpha - 4 \cos^3 \alpha . \quad (3.75)$$

Після заміни $v_x = v \cos \alpha$ і $v_y = 3v \sin \alpha$, підстановки значень $\cos \zeta$ і $\sin \zeta$ у формулу (3.73) отримуємо:

$$v_n = 8v \sin^3 \alpha \cos \alpha . \quad (3.76)$$

Дотична швидкість v_t визначається як сума проекцій швидкостей v_x і v_y на напрямок v_t :

$$v_t = v_y \cos \beta - v_x \sin \beta .$$

Після підстановки значень $\cos \zeta$ (3.74) і $\sin \zeta$ (3.75) і відповідних перетворень одержимо:

$$v_t = v(1 + 4 \sin^2 \alpha - 8 \sin^4 \alpha) . \quad (3.77)$$

Тоді відносна дотична швидкість складе:

$$v_k = v - v_t = v(8 \sin^4 \alpha - 4 \sin^2 \alpha) . \quad (3.78)$$

При відомих v_n і v_k знаходимо v_r :

$$v_r = \sqrt{v_n^2 + v_k^2} = 4v \sin^2 \alpha . \quad (3.79)$$

Напрямок відносної швидкості v_r визначається кутом γ :

$$\cos \gamma = \frac{v_t - v}{v_r} = \frac{4v \sin^2 \alpha \cos 2\alpha}{4v \sin^2 \alpha} = \cos 2\alpha ,$$

таким чином

$$\gamma = 2\alpha . \quad (3.80)$$

Подрібнення матеріалу ударом відбувається тільки за рахунок прямого удару, що обумовлений швидкістю v_n , яка діє по лінії удару, тобто нормально по відношенню до поверхні млина або колової траєкторії зовнішнього (відносно даного) шару подрібнювальних тіл. Швидкість тіла v_t , яка діє у дотичному напрямку, до удару не приводить і сприяє тільки переміщенню подрібнюючого тіла вздовж колової траєкторії, при цьому подрібнення може здійснюватись роздавлюванням і стиранням.

3.4 Потужність барабанних млинів

3.4.1 Подрібнююче середовище барабанних млинів

У залежності від матеріалу подрібнювальних тіл розрізняють металеве і неметалеве подрібнююче середовище, а у залежності від форми металевих тіл кульові, стержневі і цильпепсні млини.

Під терміном «первинне навантаження подрібнювальних тіл» розуміється їх спільна маса у барабані млина, а терміном «довантаження» позначається безперервна або періодична добавка подрібнювальних тіл у млин для компенсації їхнього зносу.

Сталеві кулі діаметром від 15 до 125 мм виготовляють прокатуванням, куванням або штампуванням із сталі з таким складом: 0,7 – 1,05 % C; 0,17 – 0,37 % Si; 0,25 – 1,65 % Cr; 0,25 – 0,3 % Ni; 0,02 – 0,045 % S; 0,02 – 0,45 % P; 0,2 – 1,2 % Mn, інше – Fe. Кулі повинні бути загартовані і мати твердість від 300 HB (для куль діаметром 125 мм) до 400 HB (для куль діаметром 80 мм і менше). На поверхні куль не повинно бути тріщин, пухирів, плівок шлакових включень.

Стержні виготовляють діаметром від 40 до 125 мм прокатуванням із зносостійких сталей 50Г, 60Г, 65Г, С55. Стержні не повинні скручуватись і розламуватись на короткі шматки після зносу до технологічно допустимої межі (приблизно 30 – 50 мм).

У процесі роботи млинів на збагачувальних фабриках відбувається знос куль, стержнів, цильпепсів і футеровки млина у результаті тертя при ковзанні і перекочуванні подрібнювальних тіл у середовищі абразивного матеріалу, при ударах подрібнювальних тіл між собою і футеровкою. Інтенсивність зносу залежить від: властивостей сталі, з якої виготовлені кулі, стержні, цильпепси, футеровки; розмірів подрібнювальних тіл; абразивності, крупності і міцності матеріалу, що подрібнюється; способу подрібнення; агресивності середовища (кисле, лужне); профілю футеровки; швидкісного режиму роботи млина; розміру барабана млина; схеми подрібнення та ін.

При сухому подрібненні знос сталевих подрібнювальних тіл відбувається у основному за рахунок абразивної дії, тобто мікрорізання, мікро-

дряпання металу частинками матеріалу, що подрібнюється, у вигляді стружки. При мокрому подрібненні абразивний знос доповнюється корозійним зносом: при подрібненні у агресивному середовищі корозійна складова зносу сталевих подрібнювальних тіл може складати від 10 до 60 % від загального зносу.

Знос подрібнювальних тіл на збагачувальних фабриках оцінюють їх питомою витратою на 1 т переробленої руди. Так питомі витрати куль складають 1,2 – 2,2 кг/т, стержнів – 0,4 – 0,5 кг/т, футеровки – 0,1 – 0,2 кг/т. Але такий показник, як витрати сталі на 1 т подрібненої руди, не є стабільним, тому що він пов'язаний з продуктивністю млина, яка, у свою чергу, залежить від властивостей руди. Більш надійним показником є витрата подрібнювальних тіл, віднесена до одиниці корисної енергії, витраченої на подрібнення. У цьому випадку середня витрата сталевих куль віднесена до 1 кВт·год корисної енергії складає 0,09 кг/кВт·год, стержнів – 0,12 кг/кВт·год.

Для компенсації зносу подрібнювальних тіл застосовується два способи довантаження:

- регулярне – довантаження найбільш крупними подрібнюючими тілами (кулями, стержнями, рудною галькою) одного розміру;
- раціональне – довантаження подрібнюючими тілами різних розмірів, при дотриманні визначеного співвідношення між масами тіл різних розмірів.

Неметалеве подрібнююче середовище, що використовується при рудногальковому самоподрібненні, довантажуються безперервно або через малі проміжки часу. Металеве подрібнююче середовище звичайно довантажуються періодично від трьох разів на добу до одного разу у три – п'ять діб. Розмір подрібнювальних тіл, що довантажуються у млин, режим їх довантаження і склад визначаються у результаті технологічних досліджень. Найбільший розмір тіл у довантаженні, при яких досягається найбільша продуктивність по новоутвореному контрольному класу крупності називають раціональним (оптимальним).

Металевий скрап і кулі неефективного розміру або неправильної форми, за своєю руйнуючою дією значно менш ефективні ніж великі кулі правильної форми, і тому повинні безперервно або періодично видалятися з млина.

Згідно з даними експериментальних досліджень швидкість зношування кулі у млині, тобто зменшення її маси G_k в одиницю часу dt , пропорційна n -му степеню діаметра кулі:

$$dG_k / dt = -K_{zn} D^n, \quad (3.81)$$

де K_{zn} – коефіцієнт зносу.

Показник степеня n залежить від швидкісного режиму млина, якості металу подрібнювальних тіл і абразивності руди. При тихохідному режимі (каскадний з перекочуванням куль) показник $n = 2$, тобто швидкість зносу пропорційна поверхні кулі. При змішаному режимі (з польотом куль) показник $n = 2,3 - 2,5$. При швидкохідному режимі (заповнення $\varphi \approx 0,45$ і швидкість $\psi \approx 0,8$) показник $n = 3$, тобто швидкість зносу пропорційна масі або об'єму кулі.

При складанні первісного кульового завантаження млина його необхідно заповнювати кулями різних розмірів у відповідності з тією характеристикою крупності, яка спостерігається при сталому режимі.

Співвідношення кількості крупних і дрібних куль у кульовому навантаженні, тобто його характеристика крупності при регулярному довантаженні визначається за формулами:

– рівняння сумарної характеристики крупності кульового навантаження по « $-D$ »:

$$\gamma_{+D} = 100 \cdot \frac{D^n}{D_m^n}, \quad (3.82)$$

– рівняння сумарної характеристики крупності кульового навантаження по « $+D$ »:

$$\gamma_{-D} = 100 \cdot \frac{D_m^n - D^n}{D_m^n}, \quad (3.83)$$

де D_m – розмір кулі максимального розміру, що міститься у навантаженні млина.

За гіпотезою Девіса показник степеня $n = 3$, а за гіпотезою Мертселя і Прентиса – $n = 4$. При водоспадному режимі роботи млина кулі діють переважно ударом і їхній знос правильніше описується гіпотезою Девіса, а при каскадному режимі кулі діють стиранням і їхній знос правильніше описується гіпотезою Мертселя і Прентиса.

При раціональному довантаженні, яке складається з суміші куль різного розміру D_1, D_2, D_3 і т.д., вихід куль крупних класів визначається сумою часткових виходів:

$$\gamma = (\gamma_1 \beta_1 + \gamma_2 \beta_2 + \gamma_3 \beta_3 + \dots) / 100, \quad (3.84)$$

де $\beta_1, \beta_2, \beta_3$ – коефіцієнти раціонування, які являють собою відношення маси куль даного розміру до загальної маси партії куль, що довантажуються одночасно.

Застосування довантаження у млин куль одного або різних розмірів залежить від крупності, гранулометричного складу, міцності і абразивності вихідного живлення, крупності готового продукту і умов роботи млина.

Для одержання спеціального гранулометричного складу подрібненого продукту (наприклад, бінарного при підготовці вугілля до приготування висококонцентрованої водовугільної суспензії – водовугільного палива) застосовують спеціальні співвідношення кількості крупних і дрібних куль у кульовому навантаженні.

3.4.2 Пульпа

На споживану потужність млина, продуктивність і ефективність подрібнення впливає кількість пульпи, що знаходиться у млині.

Пульпою називається суміш мінеральних частинок і води, у якій тверді частинки знаходяться у завислому стані і рівномірно розподілені у об'ємі води.

Склад пульпи характеризується вмістом твердого в пульпі по масі, розрідженістю, густиною і в'язкістю.

Вміст твердого у пульпі по масі є відношенням маси твердої речовини до маси усієї пульпи, у якій міститься ця кількість твердого. Вміст твердого оцінюється у процентах або частках одиниці.

Розрідженість являє собою відношення маси рідкого до маси твердого у деякому об'ємі пульпи. Розрідженість показує скільки кубічних метрів (або тонн) води припадає на 1 т твердого:

$$R = P : T = \frac{100 - p}{p}, \text{ м}^3/\text{т}; \quad (3.85)$$

$$p = 100 / (R + 1), \%, \quad (3.86)$$

де R – розрідженість, $\text{м}^3/\text{т}$; p – вміст твердого у пульпі по масі, % (для кульових і стержневих млинів $p \approx 80\%$); P – маса рідкого у пульпі, м^3 (або т); T – маса твердого у пульпі, т.

Практично розрідженість пульпи у млині коливається у широких межах – від 0,2 до 2 $\text{м}^3/\text{т}$. Однак, для отримання максимальної продуктивності млина звичайно при подрібненні крупного вихідного матеріалу (15 мм і більше) розрідженість пульпи приймають 0,35 – 0,55 $\text{м}^3/\text{т}$, при подрібненні дрібного вихідного матеріалу розрідженість пульпи приймають 0,4 – 1 $\text{м}^3/\text{т}$.

Густина пульпи визначається з урахуванням густини складових і їхньої кількості у пульпі:

$$\Delta_n = \Delta_{\text{в}} + (\delta - \Delta_{\text{в}})p, \text{ кг/м}^3 \quad (3.87)$$

або

$$\Delta_n = \frac{\delta}{p + \delta(1 - p)}, \text{ кг/м}^3 \quad (3.88)$$

або

$$\Delta_n = \frac{R + 1}{R + (1/\delta)}, \text{ кг/м}^3, \quad (3.89)$$

де Δ_n , $\Delta_{\text{в}}$ – густина пульпи і води, т/м³; δ – густина твердого, т/м³; p – вміст твердого, частки одиниці.

В'язкість – властивість середовищ чинити опір відносному руху сусідніх елементарних шарів. Причиною опорів, що виникають при русі пульпи, є внутрішнє тертя між сусідніми дотичними шарами. В'язкість пульпи залежить від вмісту в ній твердої речовини, її крупності і хімічного складу, в'язкості рідкої речовини, присутності деяких хімічних сполук, температури. В'язкість пульпи різко зростає зі збільшенням вмісту твердої речовини і при вмісті твердого близько 40-60 % пульпа втрачає текучість. В'язкість характеризується динамічним коефіцієнтом в'язкості, який при вмісті твердого до 40 % визначається за формулою Ванда:

$$\mu_n = \mu_{\text{в}}(1 + 2,5C + 7,35C^2 + 16,3C^3 + \dots), \text{ Па}\cdot\text{с}, \quad (3.90)$$

де μ_n , $\mu_{\text{в}}$ – динамічні коефіцієнти в'язкості пульпи і води, Па·с; C – вміст твердого, частки одиниці.

Крупнозернисті пульпи менш в'язкі, ніж тонкозернисті при тому ж вмісті твердого. Присутність первинних шламів, що містять глинисті частинки, значно збільшують в'язкість пульпи у млині, вторинні шлами (кристалічні) на в'язкість пульпи так суттєво не впливають. З підвищенням температури в'язкість пульпи зменшується.

3.4.3 Вплив маси і крупності подрібнюючого середовища на роботу барабанних млинів

Показники роботи барабанних млинів суттєво залежать від маси і крупності тіл подрібнюючого середовища, швидкості і числа ударів подрібнювальних тіл по матеріалу у млині, відносної швидкості обертання млина і заповнення його подрібнюючим середовищем, коефіцієнта тертя матеріалу млина та інших факторів.

Маса кульового навантаження при даному ступені заповнення кулями об'єму млина визначається об'ємною масою подрібнюючого середо-

вища. Об'ємна маса кульового навантаження, у свою чергу, залежить від густини подрібнювальних тіл і ступеня заповнення ними об'єму, зайнятого кульовим навантаженням, тобто від характеру укладки куль при нерухомому барабані млина.

Густина δ сталевих куль складає $7,5 - 7,8 \text{ т/м}^3$, чавунних – $7,1 \text{ т/м}^3$, кремeneвої гальки $2,6 - 2,7 \text{ т/м}^3$.

Практично кульове навантаження млина складається з куль різних розмірів, які безладно укладені у млині. Експериментально встановлено, що суміш таких куль заповнює близько $60 - 62 \%$ усього об'єму кульового навантаження, проміжки між кулями займають $38 - 40 \%$ цього об'єму. У такому випадку об'ємна маса сталевих куль при заповненні ними 60% об'єму навантаження складає:

$$\gamma_k = (7,5 \div 7,8) \cdot 0,6 = 4,5 \div 4,7 \cong 4,6 \text{ т/м}^3$$

Маса кульового навантаження M_{kn} у млині з внутрішніми розмірами $D \times L$ (м) при ступені заповнення кулями φ , визначається за формулою:

$$M_{kn} = \varphi \frac{\pi D^2}{4} L \cdot \gamma_k = 3,6 \varphi D^2 L, \text{ т.} \quad (3.91)$$

При об'ємній масі стержнів $\gamma_c = 6,25 \text{ т/м}^3$ і густині сталі $\delta = 7,8 \text{ т/м}^3$ ступінь заповнення стержнями об'єму подрібнюючого середовища складає $6,25 / 7,8 = 0,80$ (80%), а об'єм проміжків між стержнями – 20% .

Маса стержневого навантаження визначається за формулою:

$$M_{cn} = \varphi \frac{\pi D^2}{4} L \cdot \gamma_c = 4,9 \varphi D^2 L, \text{ т.} \quad (3.92)$$

Рудна галька при густині $\delta = 2,6 - 2,7 \text{ т/м}^3$ і заповненні нею об'єму має насипну густину:

$$\gamma_{pg} = (2,6 \div 2,7) \cdot 0,6 = 1,56 \div 1,62 \cong 1,6 \text{ т/м}^3$$

При розрахунках корисної потужності барабанних млинів густину навантаження слід визначати з урахуванням заповнення пульпою порожнин між подрібнюючими тілами. Густина пульпи у млині визначається за формулою (3.88).

Таким чином, об'ємна маса навантаження з урахуванням заповнення порожнин пульпою визначається:

– для кульового навантаження:

$$\gamma_{кн} = \gamma_{к} + 0,4\Delta = 4,6 + 0,4\Delta, \text{ т/м}^3; \quad (3.93)$$

– для стержневого навантаження:

$$\gamma_{сн} = \gamma_{с} + 0,2\Delta = 6,25 + 0,2\Delta, \text{ т/м}^3; \quad (3.94)$$

– для рудногалькового навантаження і рудного навантаження у млинах самоподрібнення:

$$\gamma_{ргн} = \gamma_{рг} + 0,4\Delta = 1,6 + 0,4\Delta, \text{ т/м}^3. \quad (3.95)$$

Об’ємна маса навантаження млина напівсамоподрібнення $\gamma_{нсп}$ визначається з урахуванням об’єму куль $\varphi_{ш}$, що додаються, і ступеня заповнення млина подрібнюючим навантаженням φ :

$$\gamma_{нсп} = \frac{\varphi_{ш}}{\varphi} \cdot 4,6 + \frac{\varphi - \varphi_{ш}}{\varphi} \cdot 1,6 + 0,4\Delta, \text{ т/м}^3, \quad (3.96)$$

де $\varphi_{ш}$ – відношення об’єму куль (з порожнинами) до об’єму млина (звичайно $\varphi_{ш} = 0,06 - 0,10$); φ – відношення об’єму навантаження (кулі, великі грудки руди і пульпа) до об’єму млина (для млинів рудного самоподрібнення і напівсамоподрібнення $\varphi = 0,30 - 0,35$); $\varphi_{ш}/\varphi$ – об’ємна частка, яка зайнята кулями з порожнинами в 1м^3 навантаження; $(\varphi - \varphi_{ш})/\varphi$ – об’ємна частка, яка зайнята рудними грудками з порожнинами в 1м^3 навантаження.

Для подрібнення крупних і твердих матеріалів необхідно застосовувати подрібнювальні тіла (кулі) великих розмірів, а для дрібних і м’яких – менших розмірів. При постійному коефіцієнті заповнення млина зі зменшенням розміру куль число ударів у млині збільшується. Тому необхідно застосовувати подрібнювальні тіла найменших допустимих розмірів. Крім того, подрібнення кулями одного розміру менш ефективно, ніж при заповненні млина кулями різних розмірів.

Потенціальна енергія тіла, як відомо, залежить від його маси і висоти падіння. У кінці параболічної траєкторії уся кінетична енергія подрібнюючого середовища складає:

$$E_k = mv_p^2 / 2, \quad (3.97)$$

але на подрібнення матеріалу ударом витрачається тільки її частина:

$$E_n = mv_n^2 / 2. \quad (3.98)$$

Інша частина енергії витрачається на подрібнення руди роздавлюванням і стиранням тілами, що ковзають і перекочуються:

$$E_t = mv_t^2 / 2. \quad (3.99)$$

Зміною частоти обертання барабану можна змінювати E_n і E_k .

Якщо підставити у формулу (3.98) значення v_n з рівняння (3.76), одержимо:

$$E_n = m(8v \sin^3 \alpha \cos \alpha)^2 / 2 = (m/2) \cdot (8\pi Dn \sin^3 \alpha \cos \alpha / 60)^2, \quad (3.100)$$

де $v = \pi Dn / 60$ – колова швидкість падаючих тіл, м/с; D – діаметр падаючої кулі, м; n – частота обертання барабана, хв^{-1} ; α – кут відриву падаючих тіл, град.; m – маса тіла, кг.

За один оберт через перетин $A_1 A_n$ (рис. 3.33) по коловим траєкторіям проходить такий об'єм подрібнювальних тіл:

$$V_n = \pi(R_3^2 - R_B^2)L = \pi R_3^2(1 - k^2)L, \quad (3.101)$$

де $k = R_B / R_3$ – співвідношення радіусів внутрішнього і зовнішнього шарів подрібнювальних тіл; L – довжина барабана, м.

За умови, що за час одного оберту барабана усе подрібнююче середовище обернулося Z разів, можна записати:

$$\pi R_3^2(1 - k^2)L = Z\varphi\pi R_3^2L,$$

отже

$$Z = (1 - k^2) / \varphi, \quad (3.102)$$

де φ – коефіцієнт заповнення барабана подрібнюючим середовищем.

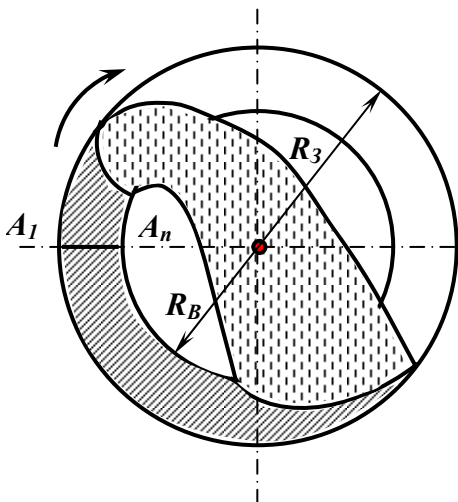


Рис. 3.33 – Обертальність усього подрібнюючого середовища у млині.

Значення параметра k приймається залежно від відносного заповнення подрібнюючими тілами φ і відносної швидкості ψ (табл. 3.2).

Таблиця 3.2 – Значення параметра k для різних φ і ψ

φ – відносне заповнення барабана млина подрібнювальними тілами, %	Значення параметра k (частки одиниці) при відносній частоті обертання барабана ψ (%)						
	70	75	80	85	90	95	100
30	0,635	0,700	0,746	0,777	0,802	0,819	0,831
35	–	0,618	0,683	0,726	0,759	0,781	0,797
40	–	0,508	0,606	0,669	0,711	0,740	0,760
45	–	–	0,506	0,600	0,656	0,694	0,721
50	–	–	–	0,508	0,592	0,644	0,676

При $n = 42,3\psi / \sqrt{D}$ рівняння (3.91) можна записати у такому вигляді:

$$E_n = \frac{m}{2} \cdot \left(\frac{8\pi D \cdot 42,3\psi \sin^3 \alpha \cos \alpha}{60\sqrt{D}} \right)^2 = AmD, \quad (3.103)$$

де

$$A = \frac{1}{2} \cdot \left(\frac{8\pi \cdot 42,3\psi \sin^3 \alpha \cos \alpha}{60} \right)^2 = 157(\psi \sin^3 \alpha \cos \alpha)^2.$$

Якщо N зерен вихідного матеріалу масою m_1 кожне рухаються назустріч нерухомому подрібнюючому тілу масою m з швидкістю удару v_y , то їхня сумарна енергія буде:

$$E_y = Nm_1 v_y^2 / 2.$$

Прийmemo, що $E_y = E_n$, тоді

$$Nm_1 v_y^2 / 2 = AmD. \quad (3.104)$$

Еквівалентний діаметр d_e подрібнюючого тіла дорівнює:

$$d_e = 1,24 \sqrt[3]{m / \delta}, \text{ м}, \quad (3.105)$$

де δ – густина подрібнюючого тіла, кг/м³; m – маса подрібнюючого тіла, кг.

Після підстановки значення m з формули (3.104) одержимо:

$$d_e = 0,983 \sqrt[3]{Nm_1 v_y^2 / (AD\delta)}, \text{ м}, \quad (3.106)$$

Таким чином, розміри подрібнювальних тіл залежать від маси зерен матеріалу, що подрібнюється, швидкості удару і діаметра кулі подрібнюючого середовища, що аналізується.

Вибір крупності подрібнювальних тіл здійснюється з урахуванням міцності і крупності вихідної руди, діаметра млина, відносної частоти обертання барабана і коефіцієнта завантаження його подрібнюючими тілами та вихідним матеріалом. При цьому кінетична енергія E_n подрібнюючого тіла масою m повинна бути достатньою для руйнування вихідного матеріалу максимальної крупності d і масою M , тобто

$$E_n \geq E_p M, \quad (3.107)$$

де E_p – величина початкової питомої енергії руйнування зерен крупністю d , Дж/кг; M – маса вихідного матеріалу, який зазнає удару подрібнюючого тіла, кг.

З урахуванням к.к.д. удару η і відношення радіусів внутрішнього і зовнішнього шару подрібнювальних тіл k у млині маємо:

$$E_n \eta k = E_p M.$$

Після підстановки значення E_n з формули (3.94) отримуємо:

$$AmDk \eta = E_p M,$$

звідки

$$m = E_p M / AkD\eta, \quad (3.108)$$

де D – діаметр барабана млина; η – к.к.д. використання енергії удару ($\eta = 0,95$).

Для кульових млинів чим менше крупність вихідного матеріалу і чим крупніше продукт подрібнення, тим вища продуктивність. Продуктивність млинів самоподрібнення у значній мірі залежить від вмісту крупних грудок у живленні і рівномірності їхнього розподілу по всій масі руди.

3.4.4 Вплив швидкості і числа ударів подрібнювальних тіл на роботу барабанних млинів

Надання швидкості подрібнюючим тілам здійснюється гравітаційними силами (барабанні і вібраційні млини), струменями (струминні млини), відцентровими силами (роторні млини-дробарки).

Швидкість подрібнюючого тіла при його ударі по зерну може бути отримана з рівняння (3.104):

$$v_y = \sqrt{2AmD/(m_1N)}. \quad (3.109)$$

Таким чином, швидкість удару залежить від співвідношення мас подрібнюючого тіла і зерна вихідного матеріалу, діаметра шару подрібнюючого середовища і числа зерен, які піддаються удару.

При тонкому подрібненні матеріалів необхідні великі швидкості ударів (більше 100 м/с), тому при тонкому і надтонкому подрібненні доцільно створювати сприятливі умови для стирання, якщо при цьому забезпечується необхідний ступінь розкриття рудних і нерудних мінералів з мінімальним їх переподрібненням.

Вихід розрахункового класу ($-0,074$ мм) при подрібненні пропорційний числу ударів подрібнювальних тіл по зернах руди.

У барабанному млині число ударів C по одному рудному зерну з середньою масою m_1 прямо пропорційне числу подрібнювальних тіл, що знаходяться у млині G_1/m , частоті обертання барабана n , числу циклів подрібнюючого середовища Z , тривалості подрібнення t і обернено пропорційне числу рудних зерен масою m_1 у млині (G_2/Nm_1):

$$C = \frac{G_1Nm_1nZt}{mG_2} \cdot \frac{G_2}{G_1 + G_2}, \quad (3.110)$$

де G_1 і G_2 – маса подрібнювальних тіл і руди, що знаходяться у млині, кг; m – маса подрібнюючого тіла, кг; N – число зерен вихідного матеріалу масою m_1 , які потрапляють під удар подрібнюючого тіла масою m .

Імовірність удару подрібнюючого тіла по зерну орієнтовно визначається відношенням $G_2/(G_1 + G_2)$. При відносній частоті обертання барабана млина $\psi = 0,8$ формула (3.110) може бути перетворена таким чином:

$$C = \frac{G_1Nm_1Z}{m(G_1 + G_2)} \cdot \frac{34}{\sqrt{D}} \cdot \frac{L}{v_m}, \quad (3.111)$$

де D і L – діаметр і довжина барабана млина (внутрішні), м; v_m – швидкість руху матеріалу вздовж барабана млина, м/с.

Для даної руди при $\psi = \text{const}$, $34G_1Nm_1Z/[m(G_1 + G_2)] = \text{const}$, і постійній швидкості руху матеріалу вздовж млина v_m :

$$C = RL / \sqrt{D}, \quad (3.112)$$

де $R = 34G_1Nm_1Z/[m(G_1 + G_2)v_m]$ – коефіцієнт пропорційності.

При постійному відношенні $D : L$ і рівності коефіцієнтів пропорційності $R_1 = R_2$ для порівнюваних млинів зі збільшенням розміру млина спостерігається така залежність:

$$C_2 = C_1 \cdot \frac{L_2}{L_1} \cdot \left(\frac{D_1}{D_2} \right)^{0,5}. \quad (3.113)$$

Тобто число ударів подрібнювальних тіл збільшується зі збільшенням довжини барабана і зменшенням його діаметра.

3.4.5 Потужність, споживана барабаними млинами

Потужність, що витрачається для приведення у рух подрібнювальних тіл (куль, стержнів, руди), називається корисною потужністю N (кВт). Потужність, що витрачається на обертання барабана N_{δ} (кВт), визначається за формулою:

$$N_{\delta} = N + N_x + N_{\partial}, \text{ кВт}, \quad (3.114)$$

де N_x – потужність, що витрачається у режимі холостого ходу (без подрібнення), кВт; N_{∂} – додаткова потужність, що витрачається на подолання сил тертя у цапфах млина при завантаженні подрібнюючого середовища, кВт.

Потужність на валу двигуна буде:

$$N_{\partial\partial} = N_{\delta} / \eta, \text{ кВт}, \quad (3.115)$$

де η – к.к.д. привода (при орієнтованих розрахунках $\eta = 0,8$).

Установлена (номінальна) потужність електродвигуна:

$$N_{e\partial} = k_3 N_{\partial\partial}, \text{ кВт}, \quad (3.116)$$

де k_3 – коефіцієнт запасу (при розрахунках приймається $k_3 = 1,1$).

Повна потужність, що споживається електродвигуном з електрорежі:

$$N_{ec} = N_{e\partial} / \eta_{e\partial}, \text{ кВт}, \quad (3.117)$$

де $\eta_{e\partial}$ – к.к.д. електродвигуна (у середньому $\eta_{e\partial} = 0,92$).

Потужність, що витрачається тільки на тертя у головних підшипниках $N_n = N_x + N_\partial$, визначається у залежності від потужності на обертання барабана при концентрично розташованому навантаженні, яке дорівнює по масі загальному завантаженню барабана.

Для млинів діаметром більше 2 м втрати потужності N_n у вінцевій зубчатій передачі і підшипниках вала шестерні складає приблизно 2,5 % від корисної потужності і тоді з урахуванням сказаного:

$$N_{ec} = 1,025 N / \eta \eta_{ed}, \text{ кВт}, \quad (3.118)$$

З використанням формули (3.118) можна орієнтовано визначити корисну потужність N , якщо відома N_{ec} .

Корисна потужність, що споживається кульовим млином при каскадному режимі подрібнення (рис. 3.34), може бути розрахована за формулою С.Є. Андрєєва:

$$N = 3,63 D^{2,5} L \gamma \psi \sin^3 \frac{\Omega}{2} \sin \Theta, \quad (3.119)$$

де D, L – діаметр і довжина барабана, м; γ – насипна густина куль, т/м³.

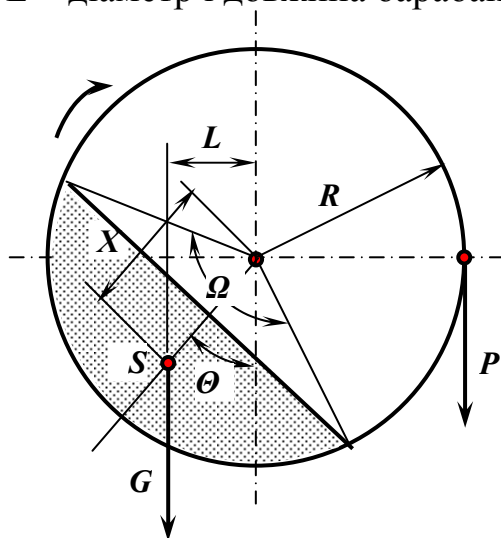


Рис. 3.34 – Схема каскадного режиму роботи барабанного млина.

З урахуванням того, що маса завантаження $G = L \gamma \phi \pi D^2 / 4$, маємо:

$$N = 4,62 \frac{G}{\phi} \psi \sqrt{D} \sin^3 \frac{\Omega}{2} \sin \Theta, \quad (3.120)$$

де G – маса кульового завантаження, т; ϕ – ступінь заповнення барабана млина кулями, частки од.; ψ – відносна частота обертання барабана, частки од.; D – внутрішній діаметр барабана млина, м; Ω – центральний кут кругового сегмента; Θ – кут повороту кульового навантаження.

Для млинів різних розмірів при однакових φ і ψ кути Ω і Θ залишаються постійними. Тому у формулі (3.119) добуток усіх постійних можна замінити одним коефіцієнтом k :

$$k = 3,63\psi \sin^3 \frac{\Omega}{2} \sin \Theta, \quad (3.121)$$

тоді

$$N = kD^{2,5} L. \quad (3.122)$$

З використанням формули (3.122) можна визначити потужність млина, що проектується, якщо відома потужність млина, який працює в аналогічних умовах.

Для розрахунку потужності, що споживається млином при водоспадному режимі, Н.П. Неронов запропонував формулу:

$$N = 3,46 \frac{M}{\varphi} \sqrt{D} \varphi^3 \left[2(1 - k^4) - \frac{4}{3} \psi^4 (1 - k^6) \right], \quad (3.123)$$

де M – маса куль у млині, т; φ – ступінь заповнення млина кулями, частки од.; D – діаметр барабана млина, м; ψ – відносна частота обертання барабана млина, частки од.; k – відношення радіусів внутрішнього і зовнішнього шарів подрібнювальних тіл (рис. 3.33).

У формулі (3.123) за корисну потужність прийнято вважати тільки потужність, яка витрачається для підйому куль від точки падіння на колові траєкторії до точки переходу на параболічну траєкторію. Формула (3.123) одержана без урахування ковзання куль по футеровці барабана, тому її застосування обмежене.

В.А. Олевський запропонував узагальнену формулу для розрахунку корисної потужності N_6 (кВт):

$$N_6 = N = N_o S, \quad (3.124)$$

де N_o – основний параметр потужності; S – безрозмірний параметр режиму, що залежить від φ і ψ :

$$N_6 = A \gamma V \sqrt{D} S, \quad (3.125)$$

де A – константа С.Є. Андрєєва ($A = g\sqrt{g} / \pi = 231 \text{ м}^{1,5}/\text{с}^3$); γ – насипна густина куль ($\gamma_k = 4,6 \text{ т/м}^3$); V – об'єм барабана, м^3 ; D – внутрішній діаметр барабана, м.

Для визначення залежності $S = f(\varphi, \psi)$ запропоновано декілька теоретичних і емпіричних формул, але тому що на збагачувальних фабриках частіше застосовується змішаний режим, рекомендовано при розрахунку потужності користуватися емпіричними формулами для змішаного режиму.

При постійних ступені заповнення φ і швидкості обертання ψ теоретична формула для визначення корисної потужності N при водоспадному режимі подрібнення має вигляд:

$$N = k_1 D^{2,5} L, \quad (3.126)$$

де k – коефіцієнт пропорційності.

Для розрахунку потужності, що споживається млином при змішаному режимі, звичайно використовують формулу:

$$N = 3,3\sqrt{2}\gamma D^{2,5} L \varphi^{0,9} \psi, \quad (3.127)$$

де D і L – діаметр і довжина млина, м; γ , φ , ψ – мають ті ж самі значення.

Для визначення корисної потужності, що споживається млином самоподрібнення типу ММС, рекомендована формула, у яку введені додатково коефіцієнт k_c , що враховує перехід від сухого способу подрібнення до мокрого, і коефіцієнт k_ϕ , що враховує зміну вмісту твердого у пульпі:

$$N = 3,3\sqrt{2}\gamma_p D^{2,5} L \varphi^{0,9} \psi k_c k_\phi, \quad (3.128)$$

де γ_p – насипна густина завантаження млина, т/м³.

При вмісті твердого $55 < p < 75$ % $k_c = 1,1 \div 1,2$; $k_\phi = 0,93 + 0,007(p - 55)$. При $0,35 < \varphi < 0,4$ і $0,75n_{кр} < \psi < 0,8n_{кр}$ розходження між розрахунковими і дослідними даними не перевищує 4 – 10 %.

Для розрахунку корисної потужності, що споживається кульовими N_k (кВт) і стержневими N_c (кВт) млинами, а також млинами само- і напівсамоподрібнення N_{cn} (кВт) Бонд запропонував такі емпіричні формули:

– для млинів кульових, рудного само- і напівсамоподрібнення:

$$N_k = N_{cn} = 3,86 D^{2,3} L \gamma_p \psi (3,2 - 3\varphi) \psi (1 - 0,1 / 2^{9-10\psi}), \quad (3.129)$$

де D і L – внутрішні діаметр і довжина млина, м; γ_p – насипна густина подрібнюючого середовища, т/м³; φ – ступінь заповнення млина навантаженням (для млинів само- і напівсамоподрібнення $\varphi = 0,3 - 0,35$), частки од.; ψ – відносна частота обертання млина, частки од.

За формулою (3.129) визначається потужність на валу малої шестерні зубчатої вінцевої передачі для млинів зливного типу. Для млинів мокро-го подрібнення з розвантаженням через решітку вводиться поправочний коефіцієнт $k_1 = 1,12 - 1,15$, а для млинів сухого подрібнення з решіткою – коефіцієнт $k_2 = 1,08$;

– для стержневих млинів:

$$N_c = 1,375 D^{2,33} L \gamma_c \varphi (6,3 - 5,4 \varphi) \psi, \quad (3.130)$$

γ_c – насипна густина стержньового навантаження, т/м³ (для нових стержнів $\gamma_c = 6,25$ т/м³; для відсортованих стержнів, що були у роботі $\gamma_c = 5,75$ т/м³; для стержнів, що були у роботі, але невідсортованих $\gamma_c = 5,6$ т/м³).

3.5 Продуктивність барабанних млинів

3.5.1 Фактори, що впливають на продуктивність барабанних млинів

Продуктивність барабанних млинів вимірюється кількістю тонн подрібненого вихідного матеріалу (т/год., т/добу); кількістю новоутворених поверхонь-тонн за одиницю часу; кількістю тонн новоутвореного розрахункового класу крупності (звичайно – 0,074 мм) за одиницю часу.

Продуктивність млинів визначається багатьма факторами, які розділяють на три групи:

- *технологічні фактори*, які залежать від властивостей матеріалу – крупності вихідного матеріалу і подрібненого продукту, подрібнюваності руди;
- *конструктивні фактори*, які залежать від конструкції млина, його розміру, форми футеровки;
- *експлуатаційні фактори*, які визначаються умовами роботи млина – відкритий або замкнений цикл, ефективність роботи класифікаційного апарата, заповнення млина подрібнюючим середовищем, характеристика крупності, форма, густина і твердість подрібнювальних тіл, розрідженість пульпи, число обертів млина.

Регулюванню при експлуатації піддаються тільки фактори третьої групи, а також крупність вихідної руди і продукту подрібнення.

Між продуктивністю млина і подрібнюваністю матеріалу, його крупністю і крупністю подрібненого продукту існує прямо пропорційна залежність. Практикою встановлено, що оптимальна крупність живлення стержневих млинів – 15 – 20 мм, а кульових – 10 – 15 мм (така крупність може бути отримана після тристадіального дроблення). Для млинів самоподрібнення крупність живлення – 300 – 500 мм (така крупність може бути отримана після одностадіального дроблення). Чим менше крупність вихідного матеріалу і чим крупніше подрібнений продукт, тим вище продуктив-

вність млина. Теоретичним підтвердженням цієї залежності є закон Ріттин-гера:

$$6Q\delta^{-1}(d^{-1} - D^{-1}) = k_n N, \quad (3.131)$$

де Q – продуктивність млина; δ – густина вихідного матеріалу; D і d – середній розмір вихідного і подрібнюваного матеріалу; k_n – коефіцієнт пропорційності, який залежить від подрібнюваності матеріалу; N – корисна потужність, що споживається млином.

Якщо позначити через $\mathcal{E} = k_n / [6\delta^{-1}(d^{-1} - D^{-1})]$, формула (3.131) може бути представлена так:

$$Q = \mathcal{E}N, \quad (3.132)$$

Коефіцієнт пропорційності $\mathcal{E}$ чисельно дорівнює кількості тонн матеріалу, який подрібнюється за 1 годину і приходить на одиницю споживаної потужності, тобто він являє собою ефективність подрібнення. Таким чином, при постійних умовах подрібнення матеріалу продуктивність млина пропорційна споживаній корисній потужності. За практичними даними корисна потужність складає 75 – 90 % від загальної споживаної потужності.

Між корисною потужністю і геометричними розмірами барабанного млина існує визначена залежність, яка представлена формулою:

$$N = kD^{2,5 \div 2,6} L, \quad (3.133)$$

де k – коефіцієнт пропорційності; D і L – діаметр і довжина барабана млина.

Формула (3.133) вірна при визначеному і постійному режимах роботи млина. При збільшенні довжини кульового млина з решіткою і при роботі його у замкненому циклі з класифікатором необхідно знижувати його питому продуктивність. Оптимальне циркуляційне навантаження цих млинів при визначеному режимі роботи обернено пропорційне довжині їхнього барабана.

Якщо підставити значення N з формули (3.133) у формулу (3.132) і позначити $\mathcal{E}k = c$, то отримуємо:

$$Q = \mathcal{E}kD^{2,5 \div 2,6} L = cD^{2,5 \div 2,6} L. \quad (3.134)$$

Таким чином, при інших рівних умовах продуктивність млина пропорційна діаметру його барабана в степені $2,5 \div 2,6$ і його довжині. По-

казник степені D у кульових млинів складає 2,5, у млинів самоподрібнення 2,6.

Питома продуктивність, тобто продуктивність, що припадає на одиницю внутрішнього об'єму (при $a = 4c/\pi$) становить:

$$q = cD^{2,5 \div 2,6} L / (\pi D^2 L / 4) = 4cD^{0,5 \div 0,6} / \pi = aD^{0,5 \div 0,6}, \quad (3.135)$$

тобто питома продуктивність млина пропорційна діаметру його барабана в ступені $0,5 \div 0,6$.

З викладеного витікає, що відношення питомих продуктивностей двох млинів, які подрібнюють один й той же матеріал при однаковому режимі роботи, дорівнює відношенню їхніх діаметрів в ступені $0,5 \div 0,6$:

$$q_2 / q_1 = (D_2 / D_1)^{0,5 \div 0,6}. \quad (3.136)$$

Продуктивність млина пропорційна витратам енергії на подрібнення, а витрати енергії пов'язані з ступенем заповнення млина подрібнюючим середовищем. З ростом ступеня заповнення φ млина подрібнюючим середовищем зростає витрата енергії на подрібнення і досягає максимуму при ступені заповнення $\varphi = 50\%$. Відповідно зростає й продуктивність млина.

З підвищенням відносної частоти обертання спостерігається підвищення споживаної питомої потужності. Одночасно продуктивність і вихід класу – 0,074 мм в розрахунку на 1 кВт·год зростають приблизно так само, як і частота. Однак це справедливо до деякої межі (для млинів типу «Аерофол» до $\psi = 0,95$; для млинів типу «Каскад» до $\psi = 0,85$). Якщо у живленні млина самоподрібнення міститься багато дріб'язку, його продуктивність знижується, тому що немає достатньої кількості крупних грудок, які могли би подрібнити грудки середньої величини, руда подрібнюється дуже повільно і, головним чином, стиранням.

Оптимальні ступені заповнення млина подрібнюючим середовищем φ і відносні частоти обертання барабана ψ , при яких досягаються найбільш високі показники подрібнення, наведені у табл. 3.3.

Таблиця 3.3 – Оптимальні значення ступеня заповнення млина подрібнюючим середовищем φ і відносної частоти обертання барабана ψ

Значення φ і ψ	Млини				
	Кульові	Стержневі	«Каскад»	«Аерофол»	Рудногалькові
$\varphi, \%$	40 – 50	35 – 40	38 – 42	35 – 42	45 – 50
$\psi, \%$	75 – 80	65 – 70	70 – 75	85 – 95	75 – 85

Розрідження пульпи у млині визначає масу або об'єм твердого матеріалу, який знаходиться у ньому у кожний даний момент, а також ефективність дії подрібнювальних тіл. Загальний об'єм пульпи у млині приблизно постійний, тому зі збільшенням вмісту у пульпі води вміст твердого зменшується, і навпаки. При меншому вмісті води густина пульпи збільшується і, отже, подрібнювальні тіла при русі у більш густому середовищі будуть мати меншу силу удару.

Вміст води у пульпі визначає її текучість і здатність проходження через млин. При вмісті води близько 20 % матеріал достатньо вільно проходить через млин. Чим більше густина пульпи, тим більше крупних частинок досягає розвантажувального кінця млина. У млинах з центральним розвантаженням цей крупний матеріал іде у розвантаження і вміст крупного класу у продукті подрібнення збільшується. У млинах з решіткою густа пульпа, яка містить крупні частинки затримується решіткою і збільшення вмісту крупного класу у розвантаженні млина не спостерігається. При великих розрідженнях пульпи матеріал швидше проходить млин з решіткою, що приводить до укрупнення продукту подрібнення. У млинах з центральним розвантаженням великі розрідження, навпаки, спричиняють збільшення вмісту дрібних класів у подрібненому продукті.

Продуктивність млина тим вище, чим вище ефективність класифікації. Низька ефективність класифікації особливо негативно впливає на роботу млина при малих циркуляційних навантаженнях. Підвищення ефективності класифікації визначає зменшення кількості переподрібненого матеріалу. Збільшення швидкості проходження матеріалу через млин, що спостерігається при зростанні циркуляційного навантаження, сприяє підвищенню ефективності роботи подрібнюючого середовища, зменшенню ступеня переподрібнення і підвищенню продуктивності млина.

Вплив конструкції млинів і форми футеровки на їхню продуктивність встановлений на основі практичних даних. Млини, які працюють з низьким рівнем пульпи, мають продуктивність дещо більшу, ніж млини з високим рівнем пульпи. Так, продуктивність млинів з решіткою приблизно на 15 % вище продуктивності млинів з центральним розвантаженням. Цей факт пояснюється тим, що при низькому рівні пульпи елементи подрібнюючого середовища діють більш ефективно. Продуктивність млинів з гладкою футеровкою менше, ніж млинів з ребристою футеровкою.

3.5.2 Розрахунок продуктивності барабанних млинів

Продуктивність барабанних млинів розраховують за методом подібності, виходячи з практичних даних роботи млинів на подібній сировині при режимах, близьких до оптимального. Розрахунок роблять за *питомою продуктивністю* або за *ефективністю подрібнення*. При розрахунку вра-

ховують відмінності в подрібнюваності, крупності вихідного і подрібненого продуктів, розмірах млинів і способі їхнього розвантаження.

Розрахунок продуктивності млина за питомим навантаженням

За цим методом експериментально визначають питому продуктивність еталонного (який працює на діючій фабриці) млина за новоутвореним розрахунковим класом. За розрахунковий звичайно беруть клас крупності – 0,074 мм.

Питома продуктивність проектного млина за новоутвореним розрахунковим класом визначається за формулою:

$$q = q_e k_n k_k k_T k_\varphi k_\psi k_L k_D, \quad (3.137)$$

де q – питома продуктивність проектного млина за новоутвореним розрахунковим класом, т/год·м³; q_e – питома продуктивність еталонного млина за новоутвореним розрахунковим класом, т/год·м³; k_n – коефіцієнт, що враховує відмінності в подрібнюваності проектного до переробки руди і руди, що переробляється; k_k – коефіцієнт, що враховує розбіжності в крупності вихідного і кінцевого продуктів на діючій та проектній фабриках; k_T – коефіцієнт, що враховує розбіжності в типі проектного і працюючого млинів; k_φ – коефіцієнт, що враховує розходження в об'ємному заповненні проектного і працюючого млинів подрібнюючим середовищем; k_ψ – коефіцієнт, що враховує розходження в частоті обертання проектного і працюючого млинів; k_L – коефіцієнт, що враховує розходження в довжині барабанів проектного і працюючого млинів; k_D – коефіцієнт, що враховує розбіжності в діаметрах барабанів проектного і працюючого млинів.

Коефіцієнт подрібнюваності руди k_n визначають у процесі досліджень проектного руди на подрібнюваність. Звичайно $k_n > 1$, якщо проєктна для переробки руда має меншу міцність від еталонної, і $k_n < 1$, якщо проєктна для переробки руда має більшу міцність від еталонної. Якщо міцність проектного для переробки руди і еталонної однакова, то коефіцієнт подрібнюваності $k_n = 1$.

Коефіцієнт крупності руди k_k визначається співвідношенням відносних продуктивностей проектного і еталонного млинів:

$$k_k = m / m_e, \quad (3.138)$$

де m – відносна продуктивність проектного млина за новоутвореним розрахунковим класом при заданій крупності вихідного і кінцевого продуктів; m_e – те ж для еталонного млина.

Відносну продуктивність млини приймають відповідно до даних табл. 3.4.

Таблиця 3.4 – Відносна продуктивність млинів за новоутвореним класом – 0,074 мм залежно від крупності вихідного і кінцевого продуктів

Крупність вихідного матеріалу, мм	Вміст класу –0,074 мм в кінцевому продукті, %						
	30	40	48	60	72	85	95
0 - 40	0,68	0,77	0,81	0,83	0,81	0,80	0,78
0 - 20	0,81	0,89	0,92	0,92	0,88	0,86	0,82
0 - 15	0,87	0,95	0,98	0,96	0,91	0,88	0,83
0 - 10	0,96	1,02	1,03	1,00	0,93	0,90	0,84
0 - 5	1,11	1,15	1,13	1,05	0,95	0,91	0,85
0 - 3	1,17	1,19	1,16	1,06	0,95	0,91	0,85

Коефіцієнт типу млина k_T (табл. 3.5) враховується, якщо тип розвантаження проектного млина відрізняється від еталонного.

Таблиця 3.5 – Значення коефіцієнта k_T

Співвідношення типів млинів	Проектований	МШЦ	МШЦ	МШР	МШР
	Еталонний	МШР	МШЦ	МШР	МШЦ
Значення k_T		1,1	1,0	1,0	0,9

Коефіцієнт частоти обертання k_ψ вводять при розбіжності між частотами обертання проектного ψ і еталонного ψ_e млинів (табл. 3.6):

$$k_\psi = \psi / \psi_e , \quad (3.139)$$

Таблиця 3.6 – Граничні частоти обертання млинів

Тип млина	МСЦ	МШЦ і МШР об'ємом до 50 м ³	МШЦ і МШР об'ємом 50-100 м ³	МШЦ і МШР об'ємом більше 100 м ³
ψ , %	60 - 72	75 - 85	75 - 82	70 - 78

Коефіцієнт заповнення подрібнюючим середовищем k_ϕ запроваджується при розбіжності в ступені заповнення проектного ϕ й еталонного ϕ_e млинів подрібнюючими тілами (максимальний ступінь заповнення – табл. 3.7):

$$k_\phi = \phi / \phi_e , \quad (3.140)$$

**Таблиця 3.7 – Максимальний ступінь заповнення млинів
подрібнюючим середовищем**

Тип млина	МСЦ	МШЦ	МШР
$\varphi, \%$	35	42	45

Середня насипна густина середовища при розрахунках приймається для куль $4,6 \text{ т/м}^3$, для стержнів $6,6 \text{ т/м}^3$.

Коефіцієнт довжини млина k_L визначають за формулою:

$$k_L = (L / L_e)^{0,15}, \quad (3.141)$$

де L і L_e – довжина проектного і еталонного млинів, м.

Коефіцієнт діаметра млина k_D визначають за формулою:

$$k_D = \sqrt{(D - 2t) / (D_e - 2t_e)}, \quad (3.142)$$

де D і D_e – діаметри проектного і еталонного млинів, м; t і t_e – товщина футеровки проектного і еталонного млинів:

$$t = 0,04 + 0,02D, \text{ м.} \quad (3.143)$$

Продуктивність млина по вихідній руді:

$$Q = Vq / (\beta_k - \beta_g), \text{ т/год,} \quad (3.144)$$

де V – номінальний об'єм барабана проектного млина, м^3 ; q – питома продуктивність проектного млина за новоутвореним розрахунковим класом, $\text{т/год} \cdot \text{м}^3$; β_g і β_k – вміст розрахункового класу крупності відповідно у вихідному живленні і готовому кінцевому продукті, частки од.

Визначивши продуктивність млинів декількох типорозмірів, необхідно зробити їхнє порівняння і вибрати варіант найменш метало- і енергоємний. Практично у всіх випадках доцільний перехід від використання млинів меншого об'єму до більшого.

Методика розрахунку за питомим навантаженням використовується для визначення продуктивності барабанних млинів зі сталевими подрібнюючими тілами.

Розрахунок продуктивності млина за ефективністю подрібнення

Ця методика використовується при розрахунку продуктивності млинів самоподрібнення.

Ефективність подрібнення для проектного млина розраховують за формулою:

$$e = e_e k_n k_k, \quad (3.145)$$

де e – ефективність подрібнення проектного млина за новоутвореним розрахунковим класом, т/кВт·год; e_e – ефективність подрібнення еталонного млина за новоутвореним розрахунковим класом, т/кВт·год; k_n і k_k – коефіцієнти подрібнюваності і крупності, обумовлені так само, як і при розрахунку млина за питомою продуктивністю.

Коефіцієнти, що враховують розміри і тип млина, у формулу не включені, тому що мало впливають на ефективність подрібнення.

Продуктивність млина по вихідній руді визначається за формулою:

$$Q = N \eta e / (\beta_k - \beta_{\phi}), \text{ т/год}, \quad (3.146)$$

де N – установлена потужність електродвигуна млина, кВт; η – коефіцієнт використання потужності електродвигуна ($\eta = 0,85 - 0,90$); інші позначення ті ж самі.

Вибір варіанта установлення млинів здійснюється так само, як і при використанні попередньої методики.

4 ТЕХНОЛОГІЯ ПІДГОТОВКИ КОРИСНИХ КОПАЛИН ДО ЗБАГАЧЕННЯ

4.1 Технологія дроблення

4.1.1 Схеми дроблення при підготовці руд до подрібнення

Операції дроблення на збагачувальних фабриках застосовуються: при крупному вкрапленні мінералів – для підготовки корисних копалин до операцій збагачення, при дрібному і тонкому вкрапленні – для підготовки до операцій подрібнення. На дробильно-сортувальних фабриках операції дроблення мають самостійне значення.

Операція дроблення й операції попереднього та перевірного грохочення складають *стадію дроблення*, а сукупність стадій дроблення – *схему дроблення*. Залежно від наявності і призначення операцій грохочення в схемах дроблення розрізняють п'ять різновидів стадій (одностадійних схем) дроблення (рис. 4.1).

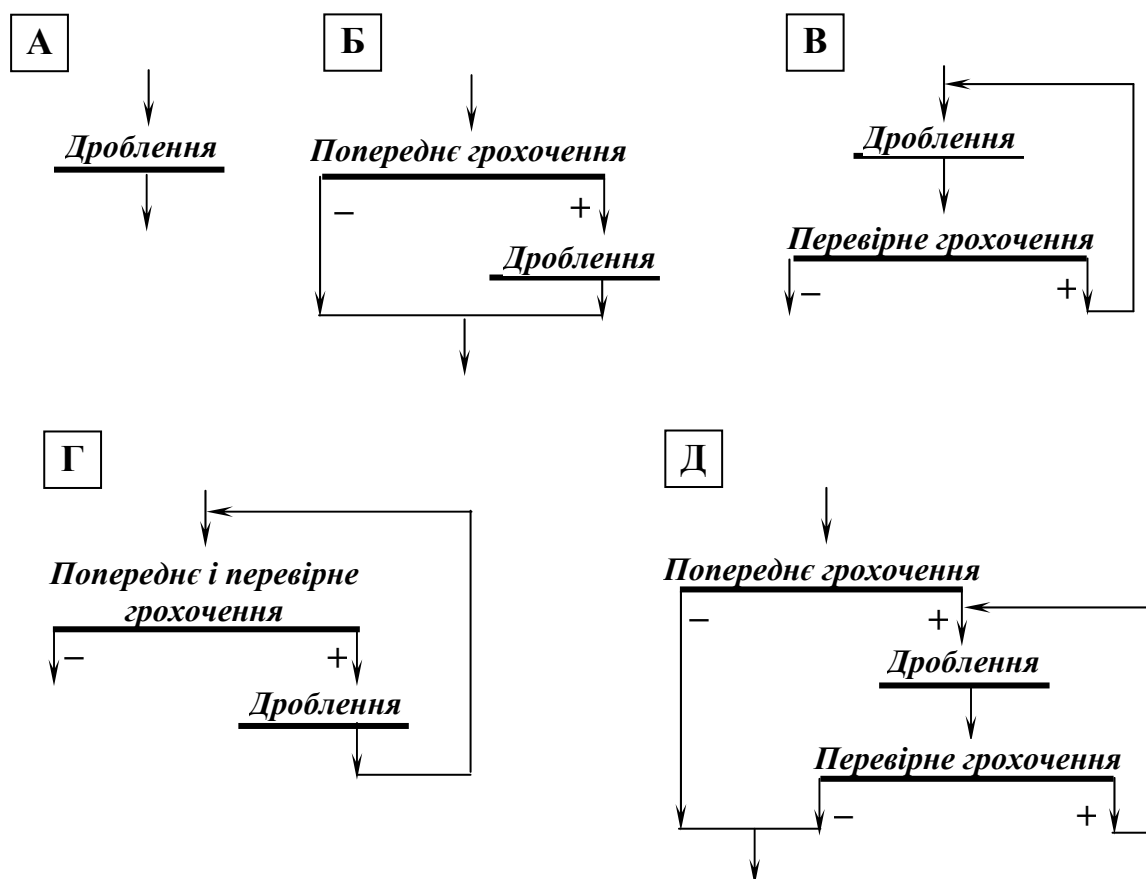


Рис. 4.1 – Різновиди стадій дроблення.

Різновиди стадій, які використовуються в схемах дроблення такі: стадія *А* – відкрита; стадія *Б* – відкрита з попереднім грохоченням; стадія *В* – замкнута з перевірним (контрольним) грохоченням; стадія *Г* – замкну-

та з поєднанням попереднього і перевірного грохочення; стадія D – замкнута з роздільними попереднім і перевірним грохоченням.

Схема підготовчих операцій визначається виходячи з речовинного складу і фізичних властивостей корисної копалини, а також крупності матеріалу, прийнятої в схемі збагачення.

При збагаченні корисних копалин, у яких корисні і породні мінерали розкриваються при крупному дробленні, схеми підготовчих операцій можуть обмежитися крупним (середнім) дробленням і грохоченням.

При наявності в корисних копалинах крупновкраплених корисних мінералів або агрегатів мінералів з контрастними фізико-хімічними властивостями, що використовується при їх розділенні, схема підготовчих операцій може розширятися з включенням операції попередньої концентрації, що дозволяє виділити частину збагаченого матеріалу, відвальних відходів, або розділити корисну копалину на продукти, що надалі переробляються за різними схемами.

На збагачувальних фабриках, що переробляють дрібно- і тонковкраплені руди кольорових, рідкісних і чорних металів, схеми рудопідготовки включають операції дроблення і подрібнення з операціями грохочення і класифікації.

При виборі раціональної схеми дроблення необхідно вирішити два основних питання:

- про число стадій дроблення,
- про необхідність операцій грохочення в окремих стадіях.

Число стадій дроблення визначається початковою і кінцевою крупностями матеріалу, що дробиться. Максимальна крупність грудок у вихідному матеріалі, що надходить на дроблення, залежить від продуктивності гірничодобувного підприємства і системи гірничих робіт. Найбільш крупна руда (до 1200 мм) одержується при відкритих роботах і великій продуктивності кар'єру, найбільш дрібна (до 300 мм) – при підземних гірничих роботах і малій продуктивності шахти. Оптимальна крупність дробленого продукту, який подається в стержневі млини повинна складати 15–25 мм, у кульові – 10–15 мм. Критерієм, який враховує співвідношення між максимальними розмірами зерен матеріалу, що подається на дроблення, і дробленого, служить *загальний ступінь дроблення*.

$$S_{\text{заг}} = D_{\text{вих}} / d_{\text{др}}, \quad (4.1)$$

де $D_{\text{вих}}$ – розмір максимальної грудки матеріалу, що подається на дроблення, мм; $d_{\text{др}}$ – розмір максимальної грудки дробленого матеріалу, мм.

На великих збагачувальних фабриках загальний ступінь дроблення може досягати 100 і більше. Одержати такий ступінь дроблення за один прийом неможливо, він коливається звичайно в межах 4 – 6. Тому найчастіше зустрічаються схеми дроблення, що складаються з трьох стадій – крупного, середнього і дрібного дроблення. Число стадій дроблення виби-

рають виходячи з загального ступеня дроблення, що дорівнює добутку ступенів дроблення в окремих стадіях.

$$S_{\text{заг}} = S_1 \cdot S_2 \cdot \dots \cdot S_n, \quad (4.2)$$

де S_i – ступені дроблення в окремих стадіях.

З огляду на сказане, **перше правило вибору схеми дроблення** говорить: **число стадій дроблення при підготовці руд до подрібнення повинно дорівнювати двом або трьом.**

Виняток з цього правила може бути зроблено:

– у випадку використання інерційних, молоткових і роторних дробарок, що мають високі ступені дроблення (20 – 40);

– для фабрик дуже малої продуктивності (до 100 т/добу), де з метою спрощення схеми дроблення вона приймається одностадійною і при цьому допускається підвищена крупність грудок у живленні млинів;

– для фабрик дуже великої продуктивності (понад 40000 т/добу), що переробляють тверді руди плитнякової будови (типу криворізьких магнетитових кварцитів), приймається чотиристадійна схема дроблення.

Операції попереднього грохочення в схемах дроблення застосовують для зменшення кількості матеріалу, що надходить в операцію дроблення, а також для збільшення рухливості матеріалу в робочій зоні дробарки, що особливо важливо при дробленні в конусних дробарках середнього і дрібного дроблення, схильних до забивання рудним дріб'язком. У той же час застосування операцій попереднього грохочення викликає збільшення капітальних витрат і приводить до ускладнення цеху дроблення. Тому попереднє грохочення варто застосовувати при досить високому вмісті подрізнитого класу у вихідному матеріалі (не менше 15%), а також при високій вологості цього класу, що приводить до зниження продуктивності дробарки.

Звичайно на першій стадії дроблення попереднє грохочення встановлюють при необхідності збільшення пропускної спроможності дробарки.

На другій стадії дроблення в більшості випадків передбачають попереднє грохочення. Однак якщо дробарки середнього дроблення мають великий запас продуктивності в порівнянні з дробарками дрібного дроблення, зв'язаними з ними, то попереднє грохочення не передбачається. Але в цьому випадку варто врахувати властивості корисної копалини (вміст глини, шламу) і її вологість. При несприятливому співвідношенні зазначених параметрів використання попереднього грохочення є необхідним, тому що без попереднього відсіву дріб'язку можлива підпресовка дробарки.

На третій стадії дроблення при малих розмірах розвантажувальних щілін (6 – 7 мм) попереднє грохочення застосовують завжди.

Звідси впливає **друге правило вибору схеми дроблення:**

- попереднє грохочення перед першою стадією застосовується рідко, його застосування повинно бути обґрунтоване;
- попереднє грохочення перед другою стадією, як правило, передбачається, відмова від нього повинна бути обґрунтована;
- попереднє грохочення перед третьою стадією передбачається завжди.

Операції перевірною грохочення застосовують для повернення в дробарку надрешітного продукту. Вміст надрешітного продукту в дробленому може досягати 60 %, при цьому розмір грудок надрешітного продукту може в 2 – 3 рази перевищувати розмір розвантажувальної щілини дробарки. Отже, при наявності перевірною грохочення в останній стадії крупність кінцевого продукту може бути зменшена в 2 – 3 рази і тим самим підвищені показники роботи цеху. Однак введення в схему перевірною грохочення приводить до ускладнення конструктивного оформлення цеху, збільшення капітальних витрат, погіршення санітарних умов праці.

З викладеного випливає **третє правило вибору схеми дроблення: в останній стадії дроблення повинна бути операція перевірною грохочення.**

Три правила вибору схеми дроблення задовольняють при дрібному вихідному матеріалі схеми **АБ, ББ, БГ** і **БД**, при крупному вихідному матеріалі – схеми **АББ, БББ, АБГ, ББГ, АБД** і **ББД**. Операція грохочення на першій стадії не обов'язкова. Схеми **АБ, ББ, АББ** і **БББ** дозволяють одержати дроблений продукт крупністю до 25 мм, схеми **БГ, БД, АБГ, ББГ, АБД** і **ББД** – крупністю до 10 - 20 мм.

Ці схеми і застосовують у більшості випадків на збагачувальних фабриках при підготовці корисних копалин до подрібнення.

На збагачувальних фабриках дуже великої продуктивності, що переробляють міцні руди, які дають при дробленні куски плоскої форми, застосовують чотирістадійну схему дроблення **ААББ**.

4.1.2 Схеми дроблення при підготовці руд до самоподрібнення

Схеми само- і напівсамоподрібнення використовують на збагачувальних фабриках великої і дуже великої продуктивності у випадку одержання технологічних переваг при заміні молоткових тіл рудою або у випадках, коли фізичні властивості руди (вологість, глинястість) не дозволяють її дрібно дробити.

Застосовуване на збагачувальних фабриках самоподрібнення може бути чотирьох різновидів:

- *рудне самоподрібнення*, що здійснюється при крупності живлення до 350 мм (іноді до 500 мм);

– *напівсамоподрібнення*, що здійснюється на матеріалі тієї ж крупності, але в цьому випадку в млин додають сталеві кулі в кількості 5 – 10 % від його об'єму ;

– *грубе рудногалькове подрібнення (первинне)* дозволяє подрібнювати руду крупністю 15 – 25 мм; подрібнюване середовище (руда) подається разом з живленням і повинно мати крупність 100 – 300 мм;

– *тонке рудногалькове подрібнення (вторинне)* призначене для переробки руд крупністю 3 – 5 мм при крупності подрібнюваного середовища 25 – 100 мм.

Рудне самоподрібнення здійснюється в млинах сухого подрібнення типу «Аерофол» або в млинах мокрого подрібнення типу «Каскад». Оскільки сухе подрібнення вимагає складних пристроїв для пиловловлення, пневмокласифікації, регулювання вологості, то для фабрик, що використовують мокрі процеси, сухе подрібнення менш вигідне, ніж мокре.

При рудному самоподрібненні руда підлягає тільки крупному дробленню, при рудногальковому самоподрібненні схеми дроблення аналогічні схемам підготовки руди до подрібнення в стержневих і кульових млинах. Відмінність цих схем полягає лише в тім, що з продуктів дроблення потрібно грохоченням виділити певні класи крупності, які використовуються як подрібнююче середовище. Застосування процесу самоподрібнення приводить до підвищення продуктивності праці, значного спрощення схеми дроблення, зниження капітальних і експлуатаційних витрат, зменшення ошламлювання руди, що подрібнюється, а також забруднення продуктів подрібнення залізом. Однак процес самоподрібнення не універсальний – він не застосовний для м'яких, а також дуже твердих (неміцних, а також дуже міцних) руд, вимагає регулювання гранулометричного складу руди. Крім того, при рудногальковому самоподрібненні необхідно виділяти подрібнююче середовище, що ускладнює схему дроблення і транспортно-складське господарство цеху.

При несприятливому гранулометричному складі руди, що надходить у млин рудного самоподрібнення, в ній накопичуються грудки критичної крупності, при великій кількості яких продуктивність млина знижується. Для регулювання гранулометричного складу руди застосовується кілька способів.

Перший спосіб. Дроблену до 200 – 350 мм руду розділяють на два-три класи, які складують в окремих бункерах. Перед самоподрібненням її шихтують у співвідношенні, яке відповідає «середній» руді, що дозволяє зменшити колювання в гранулометричному складі живлення млинів, але гранулометричний склад при цьому не змінюється. Тому цей спосіб застосовується при «сприятливому» гранулометричному складі руди, при «несприятливому» – виділені два-три класи шихтують в оптимальному співвідношенні, а надлишкову руду направляють на середнє або дрібне дроблення.

Другий спосіб. Виведені з циклу самоподрібнення грудки критичної крупності після додроблення подрібнюють в окремому кульовому млині.

Третій спосіб. Для виділення грудок критичної крупності в решітках млина роблять кілька вікон розміром, який дорівнює максимальному розміру грудок, які підлягають видаленню. Зі зливу млина зерна критичної крупності видаляють на грохоті з розміром отворів сита, який дорівнює їхньому мінімальному розміру. Грудки критичної крупності, які видаляють з млина, можуть бути використані як подрібнююче середовище при рудногальковому самоподрібненні або після додроблення повернуті в млин.

Четвертий спосіб. У млин рудного самоподрібнення додають сталеві кулі діаметром 125 – 150 мм у кількості 5 – 10% від об'єму. Кулі виготовляють з якісної сталі, щоб уникнути їхнього розколювання при роботі млина і зменшення їхнього зносу.

Найбільш ефективними є другий, третій і четвертий способи, які дозволяють змінювати гранулометричний склад корисної копалини, тоді як перший дозволяє лише усереднити його. Найпростіша схема дроблення і подрібнення має місце при четвертому способі. Схема дроблення буде також простою, якщо клас критичної крупності, що видаляється за третім способом, використовувати як подрібнююче середовище при рудногальковому самоподрібненні. Вибір одного зі способів регулювання гранулометричного складу проводиться на основі результатів технологічних випробовувань і наступного техніко-економічного порівняння. При грубому і тонкому рудногальковому самоподрібненні подрібнююче середовище, залежно від необхідної крупності, виділяють після першої, другої або третьої стадії дроблення. Необхідність виділення подрібнюючого середовища для рудногалькового самоподрібнення ускладнює схему дроблення в порівнянні зі схемою дроблення перед подрібненням у стержневих і кульових млинах. Крім того, ефективність роботи млинів самоподрібнення в 1,2 – 1,4 рази нижча в порівнянні з кульовими внаслідок меншої в порівнянні зі сталлю густини руди. З цих причин капітальні витрати на будівництво збагачувальних фабрик з рудногальковим самоподрібненням вищі, ніж зі звичайним, однак ці витрати швидко окупаються економією при експлуатації.

4.1.3 Вибір варіанта схеми дроблення

При підготовці руд до подрібнення вибір схеми дроблення залежить від способу і схеми наступного подрібнення, типу руди і її фізичних властивостей (міцності, грудкуватості, злежуваності, змерзлості, грохоченості та ін.). Вибір схеми дроблення здійснюється з урахуванням досвіду роботи підприємств-аналогів, що переробляють подібні руди, і шляхом порівняння сумарних капітальних та експлуатаційних витрат конкуруючих варіантів.

Якщо руда міцна або середньої міцності і відносно суха, з'ясовується можливість дроблення її за раціональними схемами до $10 \div 20$ мм і уточнюється застосовність процесу самоподрібнення. У цьому випадку можливі варіанти:

- одностадійне дроблення руди до 300 мм за схемами *А* або *Б* і наступне рудне самоподрібнення;
- тристадійне дроблення руди до 10 – 15 мм за схемою *АБГ* і наступне одностадійне подрібнення в кульових млинах;
- тристадійне дроблення руди до 20 – 25 мм за схемою *АБГ* і наступне двостадійне подрібнення в стержневих і кульових млинах.

Для фабрик малої продуктивності застосування самоподрібнення, як можливий варіант, не розглядається, для них розглядається можливість використання двостадійних схем дроблення *АГ* з наступним одностадійним (у кульових млинах) або двостадійним (у стержневих і кульових млинах) подрібненням.

Якщо руди вологі і глинисті, то в схеми дроблення включають операції грохочення для відокремлення найбільш вологого дрібного класу, що направляється безпосередньо в млини. Залежно від конкретних умов дріб'язок виділяється з руди після крупного або середнього дроблення. При високому вмісті глини і вологи передбачають промивання руди і дроблення виконують з подачею води в робочу зону дробарки.

Порівняння варіантів здійснюється за такими показниками: числом машин і їхньою сумарною масою, загальною встановленою потужністю електродвигунів, загальною вартістю основного обладнання, сумарними експлуатаційними витратами на дроблення і подрібнення, технологічною надійністю, можливістю і надійністю автоматичного регулювання технологічних процесів, санітарними умовами праці.

4.1.4 Схеми дроблення при підготовці руд до збагачення

Результати збагачення залежать від ступеня розкриття корисних і породних мінералів. У кожному конкретному випадку ступінь розкриття мінералів повинен вибиратися шляхом техніко-економічних досліджень, тому що він залежить від речовинного складу корисної копалини, вкраплення мінералів, виробничої потужності фабрики, досконалості застосовуваних підготовчих і збагачувальних операцій та інших факторів.

При збагаченні вугілля, а також валунних залізних і крупновкраплених магнетитових руд дроблення виконують до 50-100 мм. Залежно від максимальної крупності сировини дроблення здійснюють за одну або дві стадії з попереднім грохоченням, але, як правило, без перевірного.

Якщо руда крупновкраплена і технологічною схемою передбачається її збагачення відсадкою або у важких суспензіях, то дроблення виконують до крупності 6-30 мм. Схема крупного і середнього дроблення вибирається зви-

чайним способом. Для одержання постійної крупності дробленого продукту бажане застосування перевірного грохочення в останній стадії.

Підготовка до збагачення дрібноокраплених руд рідкісних металів здійснюється дробленням до 6 – 20 мм із наступним подрібненням у стержневих млинах до 0,3 – 2 мм.

4.1.5 Розрахунок схем дроблення

Для розрахунку схеми дроблення необхідно мати наступні *вихідні дані*: продуктивність збагачувальної фабрики по вихідній сировині, характеристики крупності вихідної сировини і продуктів дроблення, задану максимальну крупність дробленого продукту, показники ефективності грохочення в окремих стадіях дроблення.

Характеристики крупності вихідної сировини і продуктів дроблення приймаються за результатами досліджень або за практичними даними роботи фабрик-аналогів. При відсутності дослідних даних можна виконати орієнтовний розрахунок з використанням типових характеристик крупності або аналітичних залежностей (див. розд. 2).

Після вибору й обґрунтування схеми дроблення виконують її розрахунок, послідовно визначаючи:

– *Загальний ступінь дроблення*:

$$S_{\text{заг}} = D_{\text{max}} / d_{\text{max}}, \quad (4.3)$$

де D_{max} , d_{max} – максимальна крупність грудок вихідного і дробленого матеріалу.

– *Ступінь дроблення в окремих стадіях (середній ступінь дроблення)*:

$$S_{\text{сер}} = (S_{\text{заг}})^{1/n}, \quad (4.4)$$

де n – число стадій дроблення.

Ступінь дроблення в стадії залежить від фізико-механічних властивостей руди, циклу дроблення і типу використовуваної дробарки. Оскільки в останній стадії дроблення, як правило, застосовується перевірне грохочення, то для цієї стадії може бути призначено трохи більший, у порівнянні із середнім, ступінь дроблення. Для перших стадій дроблення в цьому випадку ступінь дроблення варто перерахувати:

$$S_{\text{стад}} = (S_{\text{заг}} / S_{\text{ост}})^{1/(n-1)}, \quad (4.5)$$

де $S_{\text{ост}}$ – призначений для останньої стадії ступінь дроблення.

– *Умовну максимальну крупність дроблених продуктів в окремих стадіях*:

$$\begin{aligned} D_1 &= D_{\text{max}} / S_1, \\ D_2 &= D_{\text{max}} / S_1 \cdot S_2, \\ D_3 &= D_{\text{max}} / S_1 \cdot S_2 \cdot S_3. \end{aligned} \quad (4.6)$$

– *Ширину розвантажувальних щілин дробарок в окремих стадіях:*

$$\begin{aligned} i_1 &= D_1 / z_1, \\ i_2 &= D_2 / z_2, \\ i_3 &= D_3 / z_3 - \text{у відкритому циклі дроблення} \\ i_3 &= (0,8 - 1,0) D_3 - \text{у замкненому циклі дроблення,} \end{aligned} \quad (4.7)$$

де z_1, z_2, z_3 – максимальна крупність шматків дроблених продуктів у відповідних стадіях дроблення (табл. 4.1).

– *Розмір отворів сит грохотів в окремих стадіях:*

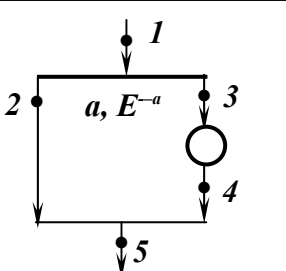
$$\begin{aligned} a_1 &= (i_1 - i_1 z_1), \\ a_2 &= (i_2 - i_2 z_2), \\ a_3 &= (i_3 - i_3 z_3) - \text{у відкритому циклі дроблення,} \\ a_3 &= (1,0 - 1,2) D_3 - \text{у замкненому циклі дроблення.} \end{aligned} \quad (4.8)$$

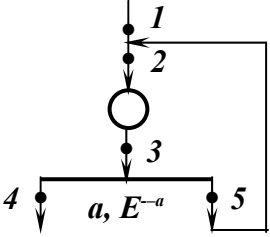
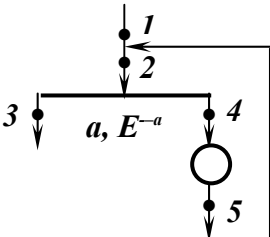
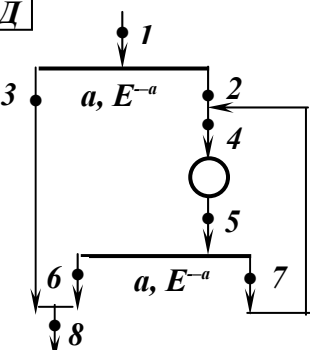
– *Ефективність грохочення*, що залежить від типу використовуваного в операції грохоту і крупності грохочення: для нерухомих колосникових грохотів, використовуваних, як правило, у першій стадії дроблення, вона приймається $E^a = 60 - 70 \%$, для вібраційних грохотів, застосовуваних у наступних стадіях дроблення, ефективність вища – $E^a = 80 - 85 \%$.

– *Розрахунок мас продуктів* схеми дроблення здійснюється поетапно з урахуванням обраного варіанта стадії, гранулометричного складу продуктів і ефективності використовуваного в стадії процесу грохочення.

Формули для розрахунку схем дроблення наведені в табл. 4.1.

Таблиця 4.1 – Формули для розрахунку схем дроблення

Схема	Розрахункові формули
1	2
А 	$Q_1 = Q_2$
Б 	$Q_2 = Q_1 b_1^{-a} E^{-a}$ $Q_3 = Q_4 = Q_1 - Q_2$ $Q_5 = Q_2 + Q_4 = Q_1$

1	2
В 	$Q_4 = Q_1$ $Q_3 = Q_1(1/E^{-a} + b_1^{+a} b_3^{+a} / b_3^{-a})$ $Q_2 = Q_3$ $Q_5 = Q_3 - Q_4$
Г 	$Q_3 = Q_1$ $Q_3 = Q_1(1/E^{-a} + b_1^{+a} / b_5^{-a})$ $Q_4 = Q_5 = Q_2 - Q_1$
Д 	$Q_8 = Q_1$ $Q_3 = Q_1 b_1^{-a} E^{-a}$ $Q_2 = Q_6 = Q_1 - Q_3$ $Q_7 = Q_2(1 - b_5^{-a} E^{-a}) / b_5^{-a} E^{-a}$ $Q_4 = Q_5 = Q_2 + Q_7$

Методика розрахунку схеми дроблення і вибір до неї обладнання наведено у додатку Д.

4.1.6 Вибір обладнання до схеми дроблення

Дробарки

Вибір типу і розміру дробарки визначається міцністю корисної копалини, розмірами кусків вихідного і дробленого продуктів, а також необхідною продуктивністю.

Залежно від крупності вихідного і дробленого продуктів розрізняють три стадії дроблення: крупне, середнє і дрібне (табл. 2.1).

Крупне, середнє і дрібне дроблення порід великої і середньої міцності доцільно виконувати в дробарках, які працюють за принципом роздавлювання (щоккових, конусних і валкових із гладкими валками); *середнє і дрібне дроблення порід великої міцності і в'язких* – у дробарках, які працюють за принципом роздавлювання за участю стирання (конусних і значно рідше валкових дробарках із гладкими валками).

Щоківі дробарки установлюють переважно на збагачувальних фабриках невеликої продуктивності. Вони в порівнянні з конусними дробарками більш пристосовані для дроблення глинистих і вологих руд, займають менше місця у висоту, простіші конструктивно, але менш пристосовані для дроблення матеріалів пластинчастої форми.

Конусні дробарки переважніше встановлювати на збагачувальних фабриках великої продуктивності.

Обрана дробарка повинна забезпечити необхідну продуктивність при запроектованій крупності дробленого продукту. Ширина приймального отвору дробарки повинна бути на 15 % більшою від розміру максимального куска у вихідному матеріалі.

Продуктивність щоківих і конусних дробарок звичайно визначають за даними каталогів з урахуванням поправок на дробимість (k_{dp}), насипну густину (k_δ) і крупність матеріалу, що дробиться, (k_d):

$$Q = Q_k k_{dp} k_\delta k_d, \text{ т/год}, \quad (4.9)$$

де Q_k – продуктивність дробарки за каталогом, т/год; k_{dp} , k_δ , k_d – поправочні коефіцієнти.

Якщо дробарка працює в замкненому циклі, то її продуктивність на 30 – 40 % вища, ніж у відкритому.

На збагачувальних фабриках щоківі дробарки використовують для крупного дроблення, а конусні відповідно до призначення – для крупного, середнього і дрібного дроблення гранітів, базальтів, кварцитів, вапняків, руд і інших гірських порід, що мають підвищену міцність.

Конусні дробарки крупного дроблення ККД-1200, ККД-1500 можуть працювати «під завалом».

Щоківі дробарки і конусні дробарки крупного дроблення звичайно працюють при ступенях дроблення 3 – 4, конусні дробарки середнього і дрібного дроблення – при ступенях дроблення 4 – 7.

Для дрібного дроблення гірських порід, вогнетривів і інших матеріалів середньої і високої міцності застосовують *конусні інерційні дробарки*, які забезпечують високий ступінь дроблення (10 – 15) з одержанням дрібного дробленого матеріалу.

Валкові дробарки з гладкими валками застосовують для середнього і дрібного дроблення руд, коли неприпустиме переподрібнення цінного крихкого мінералу (марганцеві, каситеритові, вольфрамітові руди, калійні солі), іноді їх застосовують для середнього дроблення вугілля й коксу.

При виборі дробарок із гладкими валками треба дотримуватися умови захоплення валками куска матеріалу, що дробиться:

$$D_\phi = (15 \div 20) D_{max}, \quad (4.10)$$

де D_6 – діаметр валків; D_{max} – максимальний розмір кусків матеріалу, що дробиться.

На збагачувальних фабриках дробарки з гладкими валками звичайно використовують при ступені дроблення 3 – 4, їхня продуктивність визначається за формулою:

$$Q = n \pi D L s \delta k, \text{ т/год}, \quad (4.11)$$

де n – частота обертання валків, хв^{-1} ; D, L – діаметр і довжина хитка, м; s – ширина щілини між валками, м; δ – густина матеріалу, що дробиться, т/м^3 ; k – коефіцієнт розпушення дробленого продукту в момент розвантаження ($k = 0,1 - 0,3$).

Крупне дроблення порід малої міцності і крихких виконують у дробарках, які працюють переважно за принципом розколювання (зубчатих, голчастих і пікових), а середнє і дрібне дроблення – у дробарках ударної дії (молоткових, роторних і дробарках вибіркового дроблення).

Зубчаті дробарки призначені для крупного і середнього дроблення вугілля, антрацитів і сланців при необхідності одержати кусковий дроблений продукт з невеликим вмістом дріб'язку. Зубчаті дробарки працюють при ступенях дроблення 4 – 6. Продуктивність зубчатих дробарок розраховують за формулою (4.11).

Для зубчатих дробарок також повинна виконуватися умова захоплення куска матеріалу, що дробиться:

$$D_6 = (1,5 \div 3,5) D_{max}, \quad (4.12)$$

де D_6 і D_{max} – діаметр валків і максимальний розмір кусків матеріалу, що дробиться, мм.

Валкові дробарки мають багато переваг: простота конструкції, компактність, надійність в експлуатації і невеликий вміст дріб'язку в готовому продукті. Однак вони мають низьку продуктивність і велику питому витрату електроенергії.

Дробарки ударної дії (молоткові і роторні) використовуються для дроблення матеріалів не тільки низької і середньої, але й підвищеної міцності. Переваги дробарок ударної дії – простота конструкції, надійність, компактність, велика продуктивність, високий ступінь дроблення (20 і більше) і порівняно невелика питома витрата електроенергії. Тому вони широко застосовуються для дроблення кам'яного вугілля, коксової шихти, вапняку, руд чорних, кольорових, рідкісних і благородних металів, калійних солей, баритових, флюоритових і азбестових руд, будівельних матеріалів.

Дробарки ударної дії виготовляються одно- і двороторними, з колосниковими решітками і без них, з реверсивними і неревверсивними роторами.

Двороторні дробарки в порівнянні з однороторними менше забиваються і звичайно застосовуються для дроблення більш вологих матеріалів і матеріалів, що злипаються, також вони дозволяють завантажувати матеріал більшої крупності. Ширину щілини колосникових решіток і відстань між ними і кінцем бил (молотків) вибирають залежно від необхідної крупності дробленого продукту і вологості матеріалу, що дробиться. При дробленні глинистих вологих руд, щоб уникнути забивання колосникових решіток, відстань між колосниками збільшують. У важких випадках дробарки працюють без колосникових решіток.

Продуктивність дробарок ударної дії визначають за ефективністю дроблення:

$$Q = N \eta e_{\text{ет}} k_{\text{др}} k_d, \quad (4.13)$$

де N – установлена потужність електродвигуна, кВт; η – коефіцієнт використання потужності електродвигуна ($\eta = 0,8 - 0,95$); $e_{\text{ет}}$ – ефективність дроблення еталонної дробарки, т/кВт·год; $k_{\text{др}}$ – поправковий коефіцієнт на дробильність руди; k_d – поправочний коефіцієнт на крупність руди.

Роторні дробарки випускають двох типів: ДРК – для крупного дроблення і ДРС – для середнього і дрібного.

У роторних дробарок співвідношення між діаметром ротора (D_p) і максимальним розміром куска в живленні (D_{max}) становить:

– для дробарок ДРК:

$$D_p = (1,7 \dots 2) D_{\text{max}}, \quad (4.14)$$

– для дробарок ДРС:

$$D_p = 3,3 D_{\text{max}}. \quad (4.15)$$

Грохоти

У циклі підготовчих операцій за технологічним призначенням розрізняють попереднє, перевірне, підготовче грохочення і знешламлювання. Для цих цілей застосовують нерухомі і рухливі грохоти різних типів. Вибір типу грохота залежить від розміру кусків вихідного матеріалу, крупності розділення, необхідної ефективності грохочення і фізичних властивостей корисної копалини, з яких основна роль належить густині.

Нерухомі колосникові грохоти встановлюють на першій стадії дроблення при наявності у вихідному матеріалі понад 15 % дріб'язку (за масою) або при відсутності достатнього запасу продуктивності у дробарки крупного дроблення. При подачі корисної копалини з вагоноперекидача ширина грохота має дорівнювати довжині вагона, при завантаженні пластинчастим живильником – ширині живильника. Щоб уникнути зависання

грудок матеріалу між бічними стінками грохота, мінімальна його ширина приймається: при великому вмісті великих грудок у вихідному $B = 3D_{max}$, при незначному вмісті – $B = 2D_{max} + 100$ (D_{max} – розмір максимальної грудки у вихідному, мм).

Довжина грохота звичайно береться в 2 рази більшою від ширини.

Кут нахилу робочої поверхні колосникового грохота при грохоченні вугілля беруть $30 - 35^\circ$, при грохоченні руд – $40 - 45^\circ$, при грохоченні вологих матеріалів і матеріалів, що злипаються, кут нахилу збільшують до 55° .

Необхідну площу грохочення розраховують за формулою:

$$F = Q / (q_o a \delta k), \text{ м}^2, \quad (4.16)$$

де Q – необхідна продуктивність, т/год.; q_o – питома об'ємна продуктивність ($\text{м}^3/\text{год} \cdot \text{м}^2$) на 1 мм щілині; a – розмір щілини сита грохота, мм; δ – насипна густина живлення, $\text{т}/\text{м}^3$; k – коефіцієнт, що враховує ефективність грохочення ($k = 1$ при $E = 65 - 70\%$ і $k = 2$ при $E = 50 - 60\%$).

Барабанні (циліндричні) грохоти застосовують в операціях попереднього грохочення вугілля, промивання легко- і середньопромивних руд, промивання і сортування щебеню, для вловлювання скрапу і крупних кусків руди зі зливу млинів.

Об'ємну продуктивність барабанних (циліндричних) грохотів визначають за формулою:

$$Q = q_o a \varphi, \text{ м}^3/\text{год}, \quad (4.17)$$

де q_o – питома об'ємна продуктивність ($\text{м}^3/\text{год} \cdot \text{м}^2$) на 1 мм щілині; a – розмір щілини, мм; F – площа сита, м^2 ; φ – коефіцієнт заповнення грохота ($\varphi = 0,15 - 0,25$).

Інерційні грохоти на збагачувальних фабриках використовують для попереднього і перевірного просіювання, зневоднення і знешламливання, тонкої сухої і мокрої класифікації, промивання, виділення суспензії і відмивання обважнювача, розділення концентрату на товарні продукти.

Залежно від насипної густини вихідного матеріалу інерційні грохоти підрозділяються на 3 типи:

- легкого типу **Л** – для грохочення матеріалів з насипною густиною до $1,4 \text{ т}/\text{м}^3$;
- середнього типу **С** – для грохочення матеріалів з насипною густиною до $1,8 \text{ т}/\text{м}^3$;
- важкого типу **Т** – для грохочення матеріалів з насипною густиною $2,8 \text{ т}/\text{м}^3$.

З урахуванням траєкторії коливань грохоти мають такі виконання: **I** – інерційні з круговими або близькими до них коливаннями (ГІЛ, ГІС, ГІТ); **С** – самобалансні з прямолінійними коливаннями (ГСЛ, ГСС, ГСТ);

ІС – інерційні з самосинхронізовуваними віброзбуджувачами (інерційно-самобалансні) з коливаннями, близькими до прямолінійних (ГІСЛ, ГІСТ).

Продуктивність інерційних грохотів може бути розрахована за спрощеними формулами:

$$Q = q F, \text{ т/год}, \quad (4.18)$$

або

$$Q = q_o \delta F, \text{ т/год}, \quad (4.19)$$

де q – питома продуктивність грохота, т/год·м²; q_o – питома об'ємна продуктивність грохота, м³/год·м²; δ – насипна густина вихідного матеріалу, т/м³; F – площа сита грохота, м².

Питома продуктивність визначається за даними табл. 1.8 або табл. 4.2 залежно від вихідного матеріалу і розміру отворів сит грохота.

Таблиця 4.2 – Питома продуктивність інерційних грохотів при сухому грохоченні

Корисна копалина	Од. вимір.	Питома продуктивність при розмірі отворів сит, мм											
		6	10	13	20	25	30	40	50	75	100	125	150
Кам'яне вугілля	т/год·м ²	6	9	13	17	20	22	26	30	40	56	68	80
Антрацит	т/год·м ²	7,5	11	14,5	20	24	25	26	27,5	50	70	85	100
Сланець	т/год·м ²	4	7,5	10	14,5	18	20	24,5	29	39	50	63	75
Руда	т/год·м ²	6	11	13,5	20	23,5	27	31	35	43	49	52	56

Примітка. При мокрому грохоченні на ситах 6; 10; 13; 20 і 25 мм питому продуктивність необхідно збільшити відповідно в 2,8; 2,5; 2,0; 1,8 і 1,5 рази.

Дугові і конічні грохоти застосовують для мокрого грохочення дрібного і тонкого матеріалу, для зневоднення і знешламлювання, для відділення кондиційної суспензії від продуктів збагачення у важкосередовищних гідроциклонах, для рівномірного розділення матеріалу за шириною решета відсаджувальної машини при одночасному знешламлюванні.

Об'ємна продуктивність грохотів, які працюють під тиском, визначається за формулою:

$$Q = 160 F_{ж} v, \text{ м}^3/\text{год}, \quad (4.20)$$

де $F_{ж}$ – площа живого перетину сита (коефіцієнт живого перетину щілинних сит дорівнює 0,3 – 0,4), м²; v – швидкість пульпи на вході в апарат ($v = 3 – 8$ м/с).

4.1.7 Компонувальні рішення корпусів крупного дроблення

У більшості випадків корпуси крупного дроблення поєднують із приймальними пристроями сировини. Для руди, що містить куски розміром більш 400 – 500 мм, приймальних бункерів великої місткості звичайно не споруджують (великі капітальні витрати). Руду в дробарку завантажують або безпосередньо з вагонів (дробарки ККД-1500/180) і автосамоскидів (дробарки ККД-1200/150), або живильником важкого типу з бункера невеликої місткості (дробарки типів ЩДП і ЩДС).

При виборі способу завантаження крупногрудкової руди в дробарки першої стадії дроблення необхідно враховувати, що:

- при використанні бункера і живильника усувається тимчасове перевантаження і недовантаження дробарки і поліпшуються умови її експлуатації. У цьому випадку дроблена руда і підрешітний продукт попереднього грохочення можуть завантажуватися безпосередньо на загальний стрічковий конвеєр;

- при завантаженні дробарки «завалом» з вагона або самоскида дроблену руду і підрешітний продукт попереднього грохочення завантажувати безпосередньо на стрічковий конвеєр не можна, тому що в момент перекидання вагона можливе перевантаження. При використанні цього варіанта завантаження дроблена руда і підрешітний продукт повинні направлятися в невеликий бункер, а з нього живильником вивантажуватися на стрічковий конвеєр. Транспортування крупногрудкової руди (до 350 мм) стрічковими конвеєрами з корпуса крупного дроблення при великій продуктивності фабрики викликає швидкий знос стрічок, особливо при міцних абразивних рудах великої густини. Для запобігання зносу стрічки в місцях завантаження руди на конвеєри встановлюють живильники, колосники для підсіву дріб'язку, навішують ланцюги. Щоб уникнути транспортування крупнодробленої руди, іноді поєднують дві стадії дроблення (крупне і середнє) в одному корпусі при приймальних пристроях. У цьому випадку дробарки другої стадії встановлюють безпосередньо під дробарками першої стадії. На багатьох фабриках, які збагачують залізні руди, крупне дроблення здійснюється за два прийоми (первинне дроблення – у дробарках типу ККД, а додроблення – у дробарках типу КРД).

Типові схеми компонентів корпусів крупного дроблення, обладнаних щоківими і конусними дробарками, наведені на рис. 4.2 – 4.3.

Корпус крупного дроблення, обладнаний щоківими дробарками (рис. 4.2), проектується при здійсненні в корпусі однієї стадії дроблення.

Дробарка завантажується похилим пластинчастим живильником. У корпусі дроблення можуть бути встановлені одна-дві (максимально три) паралельно працюючі дробарки. При дробленні глинистих, слабко-сипучих і вологих руд, а також руд, що дають при дробленні куски плитоподібної форми, рекомендується у вузлі розвантаження дробарки на кон-

всєр установлювати спеціальний завантажувальний конус або живильник. При дробленні руд зі значним вмістом дріб'язку і при великій продуктивності фабрики перед щоквою дробаркою доцільне встановлення грохота (рис. 4.2 б).

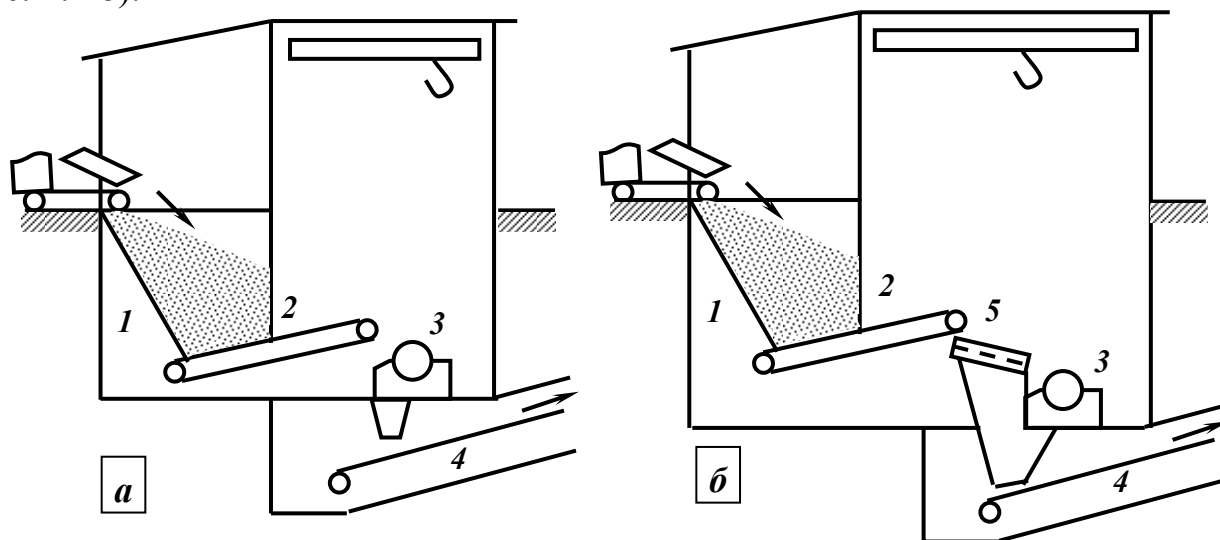


Рис. 4.2 – Схеми компонування корпусу крупного дроблення з щоквовими дробарками без попереднього грохочення (а) і з попереднім грохоченням (б). 1 – бункер; 2 – пластинчастий живильник; 3 – щоква дробарка; 4 – стрічковий конвеєр; 5 – грохот.

Корпус крупного дроблення, обладнаний конусними дробарками (рис. 4.3), проектується при здійсненні в корпусі однієї або двох стадій дроблення.

Дробарки ККД-1200/150 і більшого типорозміру завантажуються безпосередньо з транспортних посудин – «завалом», дробарки менших типорозмірів, а також дробарка КРД-700/75 завантажуються живильником з бункера (як щокві).

Схема (рис. 4.3 а) застосовується тільки при використанні конусних дробарок великих типорозмірів, які можуть працювати під «завалом», і переважно при тристадійному дробленні на фабриках великої продуктивності.

Дробарки малих типорозмірів завантажуються живильником, аналогічно схемам (рис. 4.2). Руда в корпус крупного дроблення подається або автосамоскидами, або в залізничних вагонах. Максимальне число секцій (дробарок) – три. Розвантаження і транспортування дробленого продукту (крупність до 500 мм) здійснюється через бункер і живильник стрічковим конвеєром зі спеціальною зносостійкою стрічкою.

При великому вмісті в руді дріб'язку перед крупним дробленням може бути передбачена операція попереднього грохочення на колосникових грохотах. Це дозволяє вивести основну частину дріб'язку, збільшити продуктивність дробарки, виключити забивання дробарки і підпресовку конуса.

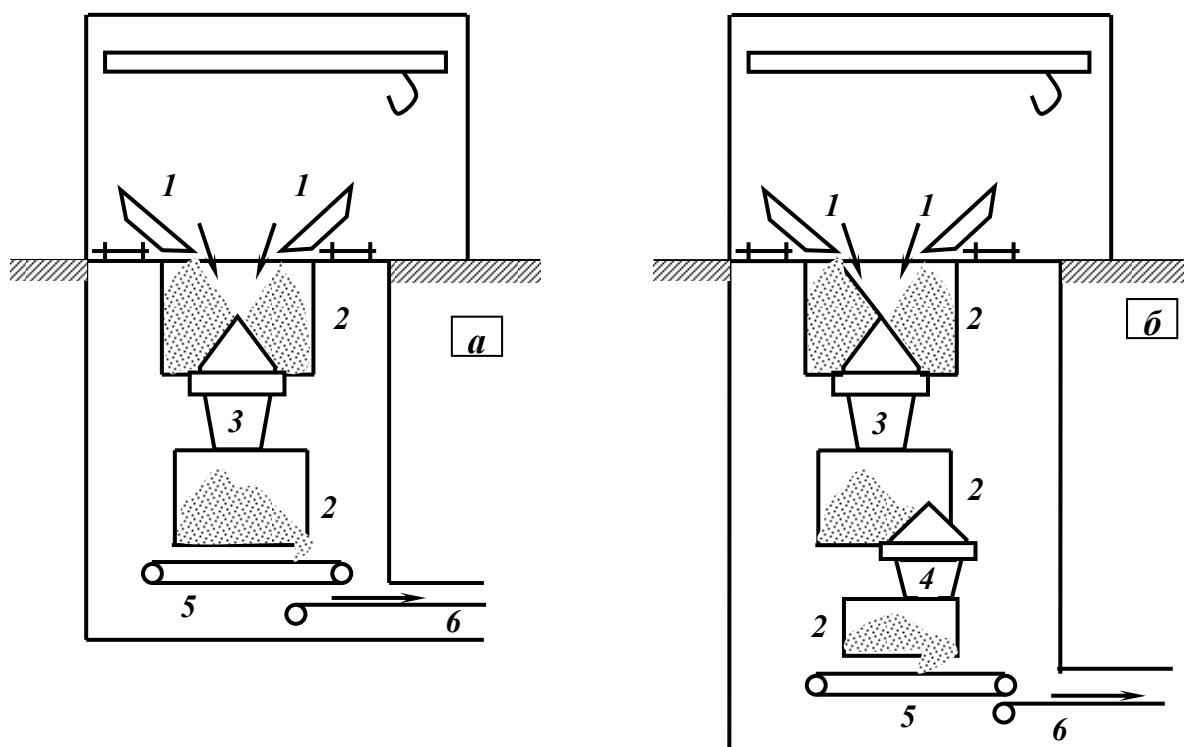


**Рис. 4.3 – Схеми компонування корпусу крупного дроблення руди в один (а) або два заходи (б) з конусними дробарками.
1 – вагон; 2 – бункер; 3 – конусна дробарка; 4 – редукційна дробарка;
5 – пластинчастий живильник; 6 – стрічковий конвеєр**

Схема каскадного розташування дробарок (рис. 4.3 б) застосовується переважно при чотиристадійному дробленні твердих кристалічних руд плитоподібної будови на фабриках великої продуктивності. Конусні дробарки першого прийому, як правило, працюють під «завалом», завантаження редукційних дробарок другого прийому – самопливне, в окремих випадках – живильником. Максимальне число секцій – дві.

Корпус крупного і середнього дроблення фабрик малої продуктивності (250 – 300 т/год.) показаний на рис. 4.4. Дробильний цех працює в одну зміну з продуктивністю 40 – 50 т/год. Руда подається в бункер місткістю близько 70 т, звідки лотковим живильником завантажується в щоккову дробарку першої стадії дроблення. В другій стадії дроблення встановлена конусна дробарка середнього дроблення. Грохочення перед обома стадіями не застосовується.

Звичайно на збагачувальних фабриках навіть при продуктивності (2000 – 2500 т/год.) установлюють по одній конусній дробарці великого типорозміру, що обумовлюється експлуатаційною надійністю дробарок, а також їх високою вартістю і великими капітальними витратами по корпусу крупного дроблення в цілому.

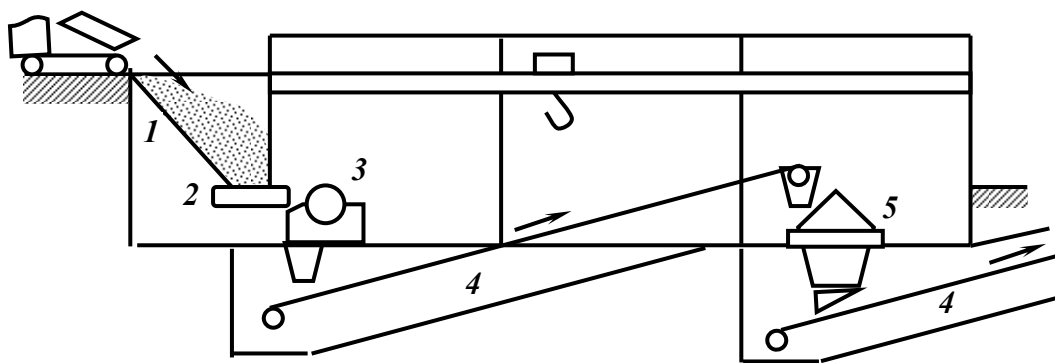


Рис. 4.4 – Схема компоновання корпуса крупного і середнього дроблення збагачувальної фабрики малої продуктивності:
1 – бункер; 2 – лотковий живильник; 3 – щекова дробарка;
4 – стрічковий конвеєр; 5 – конусна дробарка.

4.1.8 Компонувальні рішення корпусів середнього і дрібного дроблення

Компонування обладнання в цехах середнього і дрібного дроблення залежить від схеми дроблення, продуктивності збагачувальної фабрики, числа дробарок і грохотів в окремих операціях, рельєфу промислової площадки, наявності або відсутності складу (або бункерів) крупнодробленої руди.

Як правило, компоновальні рішення передбачають поєднання відділень середнього і дрібного дроблення з одноярусним розташуванням дробарок. Звичайно при дробленні за три стадії на одну дробарку другої стадії встановлюють не більше двох дробарок третьої стадії. Каскадне розташування дробарок у сучасній практиці застосовується рідко при обґрунтованому виключенні замкненого циклу дроблення, при дробленні з промиванням, при розташуванні середнього і дрібного дроблення безпосередньо при шахті (у цьому випадку крупне дроблення здійснюється під землею) і в інших особливих випадках.

Найчастіше використовують три варіанти компоновальних рішень цехів середнього і дрібного дроблення:

– дробарки групуються в паралельно працюючі агрегати, у кожному з яких на одну дробарку середнього дроблення припадає одна або дві дробарки дрібного дроблення. Транспортування руди в кожному агрегаті здійснюється стрічковим конвеєром (*1-й варіант*);

– дробарки групуються в аналогічні агрегати, але в цьому випадку дробарки середнього дроблення зв'язані з дробарками дрібного дроблення через розподільні бункери (*2-й варіант*);

– дробарки також групуються в агрегати, які працюють паралельно, але руда транспортується жолобами самопливом. Дробарки в цьому випадку розташовуються каскадно (3-й варіант).

На збагачувальних фабриках малої і середньої продуктивності при наявності дозуючого пристрою перед першою стадією дроблення можуть застосовуватися безбункерні варіанти корпусів середнього і дрібного дроблення. На фабриках великої продуктивності, а також при відсутності дозуючого пристрою в корпусі середнього і дрібного дроблення повинні бути передбачені розподільні бункери крупнодробленої руди. Компонувальна схема розташування дробарок, що відповідає першому варіанту наведено на рис. 4.5.

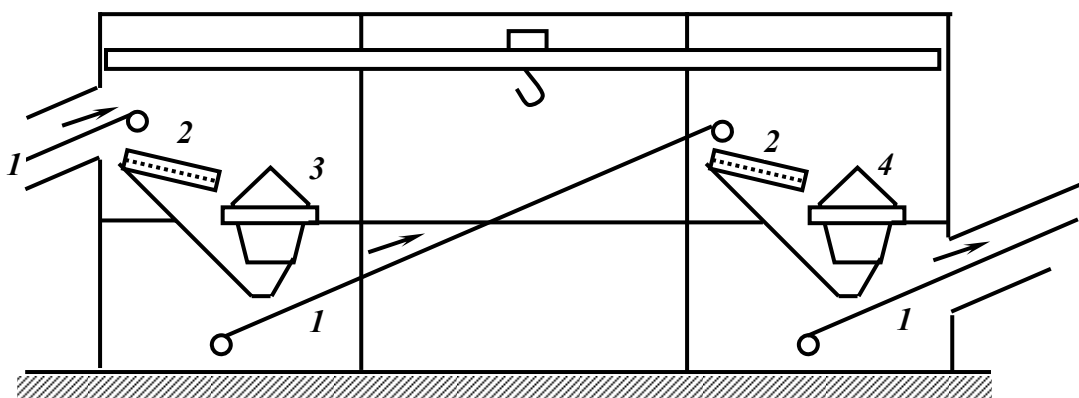


Рис. 4.5 – Схема компоновального рішення корпусу середнього і дрібного дроблення без проміжних бункерів.

1 – стрічковий конвеєр; 2 – грохот; 3 – конусна дробарка середнього дроблення; 4 – конусна дробарка дрібного дроблення.

При компонуванні дробарок за другим варіантом схема виходить більш гнучкою, тому що будь-яка дробарка третьої стадії може працювати з будь-якою дробаркою другої стадії. При розміщенні дробарок середнього і дрібного дроблення в двох будовах, як показано на рис. 4.6, крупнодроблена руда подається рівнобіжними конвеєрами на дробарки середнього дроблення.

Системою конвеєрів середньодроблена руда і підрешітний продукт грохотів подаються в розподільні бункери перед дробарками дрібного дроблення, звідки живильниками видаються на грохоти і дробарки дрібного дроблення.

Цей варіант компоновального рішення корпусу середнього і дрібного дроблення компактний, однак робота всіх дробарок дрібного дроблення залежить від конвеєрів, що подають руду в розподільні бункери. Тому для другого варіанта обов'язкове дублювання конвеєрів.

За другим варіантом дробарки можуть бути розміщені і в одній будові.

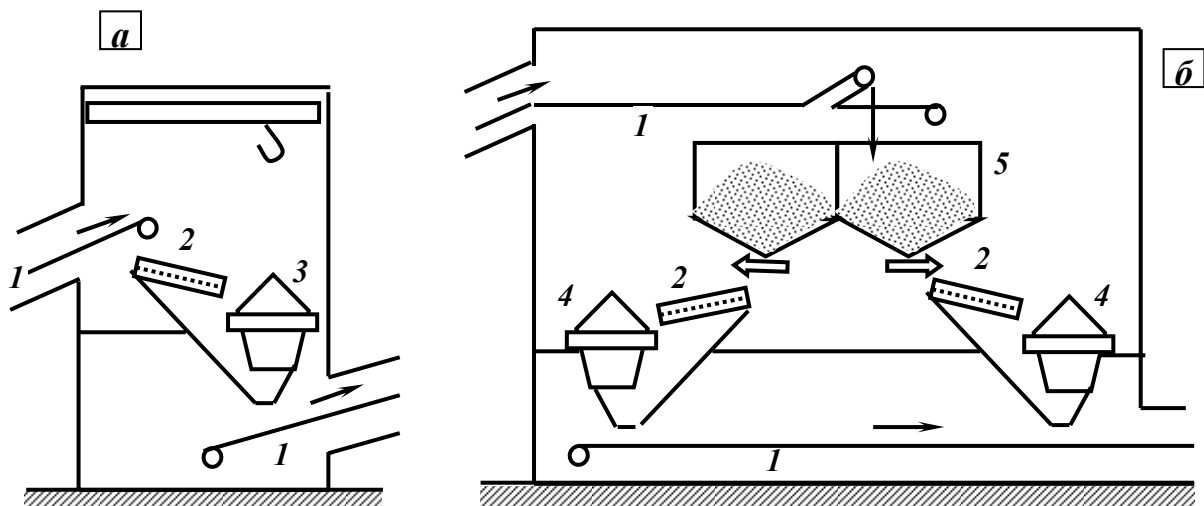


Рис. 4.6 – Схема компоновання дробарок середнього і дрібного дроблення у різних будовах:

а – корпус середнього дроблення; **б** – корпус дрібного дроблення.
1 – стрічковий конвеєр; **2** – грохот; **3** – конусна дробарка середнього дроблення; **4** – конусна дробарка дрібного дроблення; **5** – розподільні бункери.

Схема компоновання з каскадним розташуванням дробарок середнього і дрібного дроблення наведена на рис. 4.7.

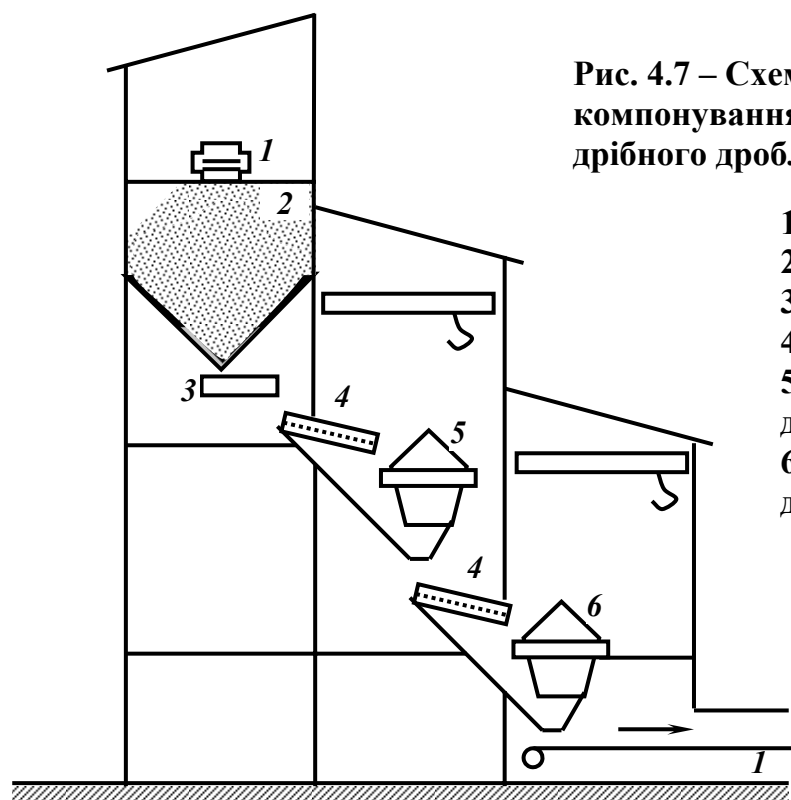


Рис. 4.7 – Схема каскадного компоновання дробарок середнього і дрібного дроблення:

1 – стрічковий конвеєр;
2 – бункер;
3 – лотковий живильник;
4 – грохот;
5 – дробарка середнього дроблення;
6 – дробарка дрібного дроблення.

Крупнодроблена руда надходить в розподільні бункери і лотковими живильниками подається на грохоти. Попереднє грохочення перед дробарками виконується на вібраційних грохотах – по одному на дробарку. Транспортування руди в корпусі середнього і дрібного дроблення здійснюється самопливом. Загальний перепад висот для обох стадій дроблення від осі барабана конвеєра, що подає руду в бункери, і до осі барабана конвеєра дрібнодробленої руди становить близько 20 м.

Незалежно від варіанта компоновання корпуси середнього і дрібного дроблення складаються з двох частин: бункерної і дробильної.

За взаємним розташуванням цих частин розрізняють два типи корпусу: зблокований з одnobічним або двостороннім розташуванням бункерів у верхній частині будови і деблокований з розміщенням ємностей в окремій споруді (наземний склад, силосні бункери), з'єднаний з корпусом дроблення транспортними галереями.

4.2 Технологія подрібнення

4.2.1 Операції класифікації в схемах подрібнення

На збагачувальних фабриках при тонкому вкрапленні корисного мінералу подрібнення застосовується для підготовки корисної копалини до операцій збагачення. Схеми подрібнення складаються з однієї або декількох стадій, кожна з яких включає операції подрібнення і класифікації. Операції класифікації застосовуються для відділення готового по крупності продукту або для розвантаження млина. У схемах подрібнення можуть бути присутні операції класифікації: попередня, перевірна в цілком або частково замкненому циклі подрібнення, контрольна зливу або пісків.

Попередня класифікація живлення стадії подрібнення застосовується з метою збільшення продуктивності млина, зменшення шламоутворення, виділення в окремий продукт первинних шламів і компонентів корисної копалини, що легко подрібнюються, при необхідності їхнього збагачення в окремому циклі. Перед першою стадією подрібнення попередня класифікація застосовується рідко, доцільність її застосування залежить від максимальної крупності зерен у живленні (не більше 8 мм) і вмісту в ньому готового продукту (не менше 15 %).

Перевірна класифікація в повністю замкнутому циклі застосовується для контролю крупності подрібненого продукту, підвищення продуктивності млина і зменшення ошламлювання продукту при подрібненні. При наявності перевірної класифікації продуктивність млина по готовому продукту зростає в зв'язку зі збільшенням у живленні вмісту крупного класу внаслідок повернення некондиційного по крупності продукту (циркулююче навантаження). На збагачувальних фабриках величина циркулюючого

навантаження коливається від 50 до 700 %. При цьому між величиною циркулюючого навантаження і відносною продуктивністю млина існує певна залежність: збільшення циркулюючого навантаження приводить до збільшення відносної продуктивності максимально в два рази. За результатами досліджень для ефективної роботи млинів у цілком замкненому циклі циркулююче навантаження повинно бути не меншим 150 – 200 %, однак збільшення його понад 400 – 500 % недоцільно, оскільки продуктивність практично не збільшується. Тому в двостадійних схемах подрібнення, де млини першої стадії, як правило, не видають кінцевого продукту і можуть працювати у відкритому циклі, необхідно виконувати наступну умову: для ефективної роботи млинів першої стадії у відкритому циклі об'єм млинів другої стадії повинен бути не менш ніж у півтора-два рази більше об'єму млинів першої стадії.

Перевірна класифікація в частково замкненому циклі зустрічається лише в багатостадійних схемах подрібнення. Частково замкнений цикл має деякі технологічні особливості, що визначають умови його застосування. По-перше, при використанні частково замкненого циклу навантаження на млини другої стадії передається через піски, а не через злив, як це має місце при цілком замкненому циклі. Це означає, що в схемах з цілком замкненим циклом для повного завантаження млина другої стадії необхідно одержувати досить грубий злив класифікатора першої стадії, що не завжди можливо (наприклад, при подрібненні кристалічних руд). По-друге, при використанні частково замкненого циклу маса продукту, що надходить у другу стадію, постійна і дорівнює різниці між масами живлення млина і зливу класифікатора першої стадії. Ця особливість дозволяє легко регулювати розподіл навантаження між першою і другою стадіями подрібнення. По-третє, при частково замкненому циклі первинні шлами і компоненти корисної копалини, що подрібнюються легко, виділяються в злив класифікатора першої стадії. Відсутність шламів може несприятливо позначитися на класифікації другої стадії, тому що шлами, підвищуючи в'язкість пульпи, сприяють більш спокійній, стабільній і ефективній роботі класифікатора (наприклад, при подрібненні кристалічних руд утворюється незначна кількість вторинних шламів). По-четверте, застосування частково замкненого циклу дозволяє запобігти накопиченню і ошламлюванню самородних металів у млині. Важкі і ковкі метали вклучення накопичуються в пісках класифікатора.

Контрольна класифікація зливу застосовується при необхідності одержання тонкого кінцевого продукту при одностадійному подрібненні і при необхідності стадіального збагачення корисної копалини. Недоліком схем з контрольною класифікацією зливу є збільшений фронт класифікації і нестабільний режим роботи першого класифікатора.

Контрольна класифікація пісків використовується для зниження вмісту готового продукту в пісках. Застосовується вкрай рідко, тому що мало

позначається на вилученні готового продукту і продуктивності замкненого циклу (підвищення продуктивності не більше 1,5 %).

4.2.2 Схеми подрібнення в стержневих і кульових млинах

Класифікація схем подрібнення здійснюється за такими ознаками:

- число стадій подрібнення в схемі (одно-, дво- і багатостадійні);
- вид циклу подрібнення в першій стадії (відкритий, повністю замкнений, частково замкнений);
- місце завантаження вихідного матеріалу (у млин або у класифікатор);
- наявність або відсутність поєднаних операцій попередньої і перевірної класифікації;
- наявність або відсутність операцій контрольної класифікації.

Схеми подрібнення, подібно схемам дроблення, складаються з окремих стадій, що включають операцію подрібнення і супутні їй операції класифікації (рис. 4.8).

Залежно від необхідної крупності подрібнення розрізняють: крупне подрібнення, що дозволяє одержати подрібнений продукт, який містить 50 – 60 % класу – 0,074 мм, середнє подрібнення – 60-85 % класу – 0,074 мм і тонке подрібнення – понад 85 % класу – 0,074 мм.

Різноманітність схем подрібнення обумовлена різноманітністю їхнього використання.

Одностадійні схеми подрібнення залежно від характеристики живлення, стадійності подрібнення і необхідної крупності подрібненого продукту використовують за варіантами:

- схеми **А**, **Б** і **Ж** застосовуються тільки в багатостадійних схемах подрібнення, тому що при одностадійному подрібненні вони неефективні;
- схеми **В** і **Е** застосовуються при крупності вихідної руди понад 10 мм і невеликому вмісті в ній шламів;
- схеми **Г**, **Д**, **Ж** і **З** застосовуються при дрібній руді, що містить не менше 15 % готового по крупності продукту, крім того, схеми **Д** і **З** використовуються лише при необхідності виділення в самостійний продукт первинних шламів і розчинних солей для їх наступної роздільної обробки.

З одностадійних схем найчастіше використовується схема **В**. Звичайно ж одностадійні схеми застосовуються при необхідності подрібнення руди до 55 – 60 % класу – 0,074 мм. Але на збагачувальних фабриках малої продуктивності за рахунок зниження навантаження на млини одностадійні схеми застосовують і для більш тонкого подрібнення.

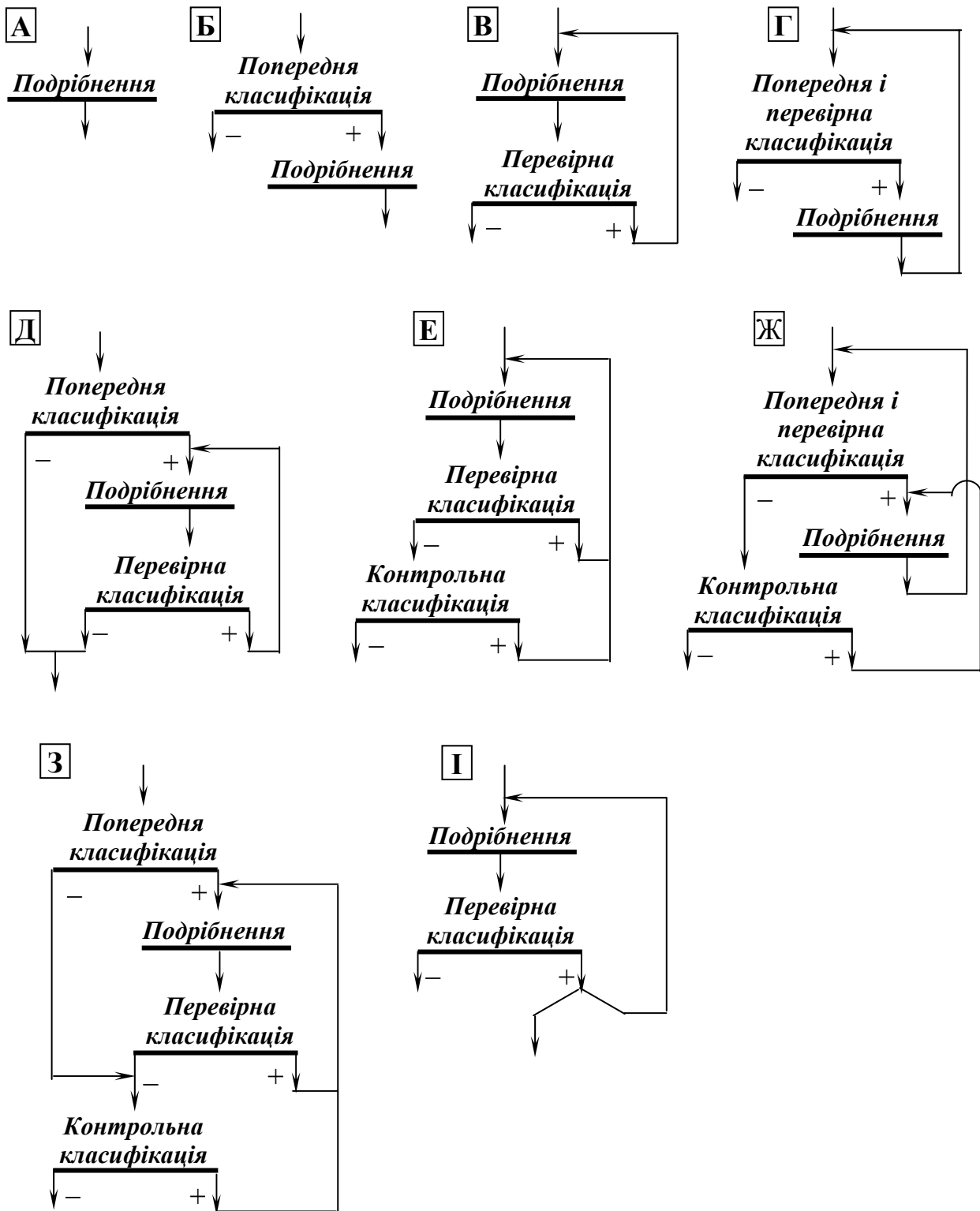


Рис. 4.8 – Одностадійні схеми подрібнення.

Переваги одностадійних схем у порівнянні з двостадійними полягають в їхній меншій матеріалоемності, простоті компонування, обслуговування і ремонту, і, крім того, вони вимагають менших капітальних витрат. Однак при застосуванні одностадійних схем важко одержати тонкий злив класифікатора і здійснити стадійне збагачення руди, виняток

становлять схеми **Е, Ж, З**, але в цих схемах дуже великий фронт класифікації.

Двостадійні схеми подрібнення підрозділяють на три групи в залежності від виду циклу подрібнення на першій стадії.

До першої групи відносять двостадійні схеми з відкритим циклом у першій стадії подрібнення – **АВ, АГ, АД, АЖ, АЗ**.

Схеми **АВ, АГ, АД** прості в регулюванні, мають невеликий фронт класифікації, але одержання тонкого продукту утруднене. Схема **АВ** застосовується на магнітозбагачувальних, а іноді і на флотаційних фабриках, що переробляють дрібноокраплені руди.

Схеми **АГ** і **АД** застосовують на збагачувальних фабриках великої продуктивності при крупності подрібненого продукту до 55 – 80 % класу – 0,074 мм. Схеми **АЖ** і **АЗ** більш складні в регулюванні, їх супроводжує дуже великий фронт класифікації, але вони дозволяють одержати тонкий кінцевий продукт крупністю до 80 – 95 % класу – 0,074 мм.

Схеми **АЖ** і **АЗ** застосовують при переробці тонковкраплених руд, а також при необхідності здійснити їхнє стадіальне збагачення методом флотації.

Перша стадія подрібнення здійснюється звичайно в стержневих млинах, що дає можливість збільшити крупність живлення до 25 мм.

Друга група представлена двостадійними схемами з цілком замкненим циклом подрібнення в першій стадії – **ВВ, ВГ, ВД, ВЖ, ВЗ**. Ці схеми часто використовуються на збагачувальних фабриках середньої і великої продуктивності при переробці руд різного речовинного складу.

Схеми **ВВ, ВГ, ВД** дозволяють одержати кінцевий продукт крупністю до 80 % класу – 0,074 мм, а схеми **ВЖ** і **ВЗ** – до 95 % цього класу. Перевагою схем другої групи є простота компонування, можливість одержання тонкого кінцевого продукту і здійснення стадійного збагачення руди. Однак у схемах використовується багато класифікаторів і процес важко регулювати.

До третьої групи належать двостадійні схеми з частково замкненим циклом подрібнення в першій стадії – **ІВ, ІЕ**. Ці схеми використовуються при багатостадійному подрібненні. Схема **ІВ** дозволяє одержати кінцевий продукт крупністю 55 - 80 % класу – 0,074 мм, схема **ІЕ** – 80 - 95 % цього класу. Схеми **ІВ** і **ІЕ** відрізняються простотою регулювання і, крім того, при їхньому використанні самородні метали не накопичуються в циклі подрібнення. Недоліком цих схем є необхідність використання транспортних засобів або жолобів із крутим нахилом для передачі пісків з першої стадії в другу.

Багатостадійні схеми подрібнення **АГГ** і **АГД** застосовують рідко і, в основному, на збагачувальних фабриках великої потужності, що переробляють дрібноокраплені руди при крупності живлення 25 – 30 мм.

Схеми *АГГ* і *АГД* дозволяють виконувати стадійне збагачення руди. Найчастіше перша стадія здійснюється в стержневих млинах.

4.2.3 Схеми рудного самоподрібнення

Схеми само- і напівсамоподрібнення використовуються на фабриках великої і дуже великої продуктивності у випадку одержання технологічних переваг при заміні сталевого подрібнюючого середовища рудним або у випадках, коли фізичні властивості руди (вологість, глинястість) не дозволяють її ефективно подрібнювати. У той же час процес самоподрібнення не універсальний, для самоподрібнення руди повинні мати певні властивості. Вибір процесу самоподрібнення повинен ґрунтуватися на вивченні рудної бази і властивостей руди, а також на результатах промислових випробовувань процесу самоподрібнення. Властивості руди визначають схему самоподрібнення і заходи, які повинні бути передбачені в ній для боротьби зі шматками критичної крупності, а також для інтенсифікації процесу.

Переважає застосування одержали схеми, наведені на рис. 4.9.

Крупність вихідного матеріалу, що надходить у схему само- і напівсамоподрібнення, становить 250 – 350 мм, іноді до 500 мм.

Схеми 1 і 5 застосовують при багатостадійному рудному само- і напівсамоподрібненні твердих руд. Крупність подрібнення в першій стадії – 50 – 60 % класу – 0,074 мм. Грохочення зливу млина виконують в бутарі або на інерційному грохоті.

Обсяг матеріалу критичної крупності (25 – 75 мм), виведеного на дроблення, становить 25 – 40 % від живлення млина. Частина класу критичної крупності додроблюють в конусній дробарці дрібного дроблення, іншу частину (6 – 8 % від живлення млина) використовують, при необхідності, у млинах рудногалькового подрібнення другої і третьої стадій. Якщо рудна галька не виводиться, схема застосовується як одностадійна.

При напівсамоподрібненні в млин додають сталеві кулі діаметром 125 – 150 мм у кількості 5 – 10 % від об'єму млина.

Схему 2 застосовують при багатостадійному рудному самоподрібненні міцних і в'язких руд. Крупність подрібнення в першій стадії – до 60 – 85 % класу – 0,074 мм. На відміну від схеми *1* для полегшення і нормалізації роботи гідроциклонів при одержанні остаточного зливу між ними і бутарою встановлюють механічний класифікатор. В іншому схемі *2* аналогічна схемі *1*.

Схему 3 використовують при багатостадійному повному рудному самоподрібненні до кінцевої крупності менше 85 % класу – 0,074 мм. Схема застосовна для руд, що не утворюють при рудному самоподрібненні надлишкової маси рудної гальки. Весь клас критичної крупності

(25 – 75 мм) використовують як молотне середовище в рудно-галькових млинах другої і третьої стадій.

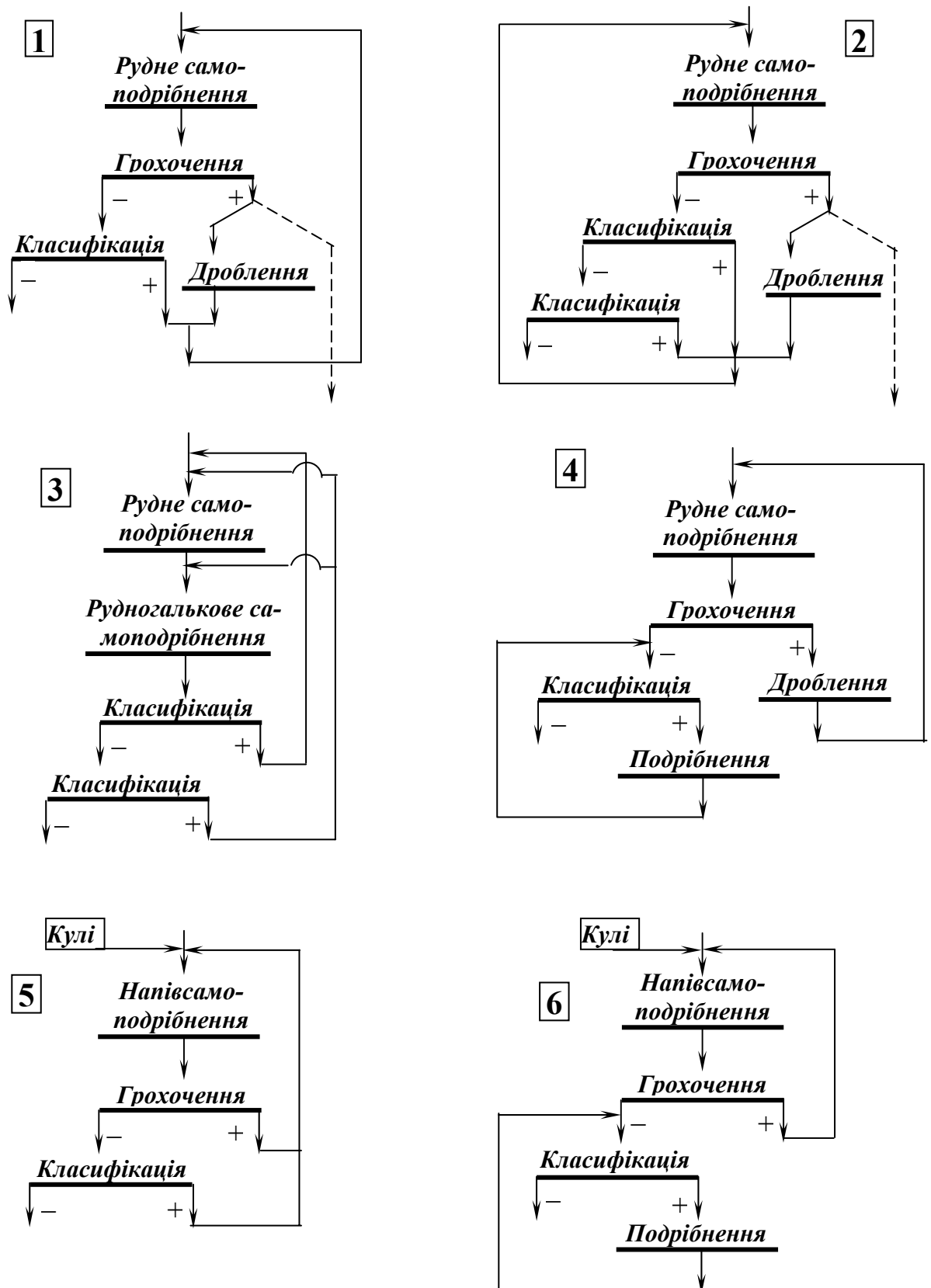


Рис. 4.9 - Схеми само- і напівсамоподрібнення.

Одержання рудної гальки для другої і третьої стадій подрібнення повинне плануватися з дробильного відділення фабрики.

Схеми 4 і 6 застосовують для двостадійного подрібнення до кінцевої крупності – 60 – 85 % класу – 0,074 мм. У першій стадії використовується само- або напівсамоподрібнення, у другій – кульове подрібнення. Ці схеми найбільш надійні в експлуатації при переробці руд зі змінним за міцністю і крупністю складом.

4.2.4 Циркуляційне навантаження

Млини можуть працювати у відкритому, замкненому і частково замкненому циклах. При роботі у відкритому циклі (рис. 4.8, схема А, звичайно застосовується у першій стадії) матеріал проходить через млин один раз і подрібнений продукт виходить порівняно крупним (до 2 – 3 мм). Стержневі млини, які використовуються у відкритому циклі, працюють ефективно і забезпечують високу продуктивність. Продукти подрібнення стержневих млинів, що працюють у відкритому циклі можуть направлятися на гравітаційне або магнітне збагачення.

При замкненому циклі матеріал, що подрібнюється, з млина надходить у класифікатор, який розділяє його на злив і піски. Злив направляється на збагачення, а піски багаторазово повертаються у млин до тих пір, поки не досягнуть заданої крупності. При сталому режимі замкненого циклу маса оборотних пісків стає постійною – це й є циркуляційне навантаження.

При замкненому циклі, у якому у більшості випадків працюють кульові, рудні і рудногалькові млини, зі збільшенням продуктивності млина по вихідній руді циркуляційне навантаження зростає. Встановлено, що невеликі циркуляційні навантаження (до 500 %) сприяють підвищенню продуктивності млина. Збільшення швидкості проходження матеріалу через млин при збільшенні циркуляційного навантаження сприяє підвищенню ефективності роботи подрібнюючих тіл і зменшенню переподрібнювання матеріалу. Але збільшення циркуляційного навантаження вище його оптимального значення приводить до зниження продуктивності млина.

Циркуляційне навантаження визначають за даними ситового аналізу продуктів класифікації, а також за їхнім розрідженням.

Якщо скласти баланс по твердому і будь-якому класу крупності (по «– d») в операції класифікації (рис. 4.10):

$$\begin{cases} Q_3 = Q_4 + Q_5; \\ Q_3\beta_3 = Q_4\beta_4 + Q_5\beta_5, \end{cases}$$

то у результаті рішення системи рівнянь отримуємо формулу для визначення циркуляційного навантаження:

$$C = \frac{Q_5}{Q_4} = \frac{Q_5}{Q_1} = \frac{\beta_4 - \beta_3}{\beta_3 - \beta_5}, \quad (4.21)$$

де C – циркуляційне навантаження, частки од.; Q_i – маса i -го продукту, кг, т; β_i – вміст розрахункового класу у i -му продукті, частки од. або %.

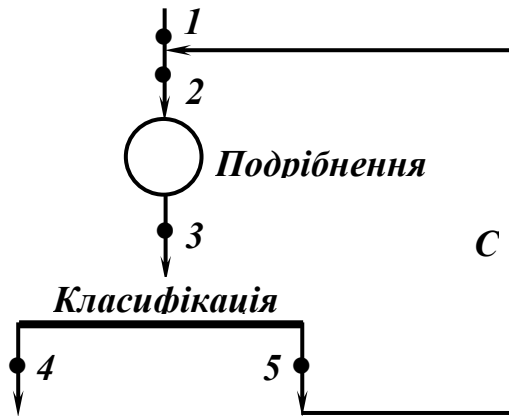


Рис. 4.10 – Схема до розрахунку циркуляційного навантаження.

Маса пісків буде:

$$Q_5 = CQ_1 = Q_1 \frac{\beta_4 - \beta_3}{\beta_3 - \beta_5}. \quad (4.22)$$

Якщо скласти баланс по воді в операції класифікації :

$$\begin{cases} Q_3 = Q_4 + Q_5; \\ Q_3 R_3 = Q_4 R_4 + Q_5 R_5, \end{cases}$$

то у результаті рішення системи рівнянь також отримуємо формулу для визначення циркуляційного навантаження:

$$C = \frac{Q_5}{Q_4} = \frac{Q_5}{Q_1} = \frac{R_4 - R_3}{R_3 - R_5}, \quad (4.23)$$

Маса пісків буде:

$$Q_5 = CQ_1 = Q_1 \frac{R_4 - R_3}{R_3 - R_5}. \quad (4.24)$$

При відомій вологості продуктів необхідно спочатку перейти до розрідженостей і тільки потім використовувати формули (4.23), (4.24).

4.2.5 Вибір схеми подрібнення

Схема подрібнення збагачувальної фабрики вибирається звичайно після проведення дослідно-промислових випробовувань подрібнюваності корисної копалини. Вибір схеми подрібнення проектової фабрики здійснюється залежно від фізичних властивостей корисної копалини, крупності початкового і кінцевого продуктів подрібнення, продуктивності фабрики, необхідності роздільної обробки пісків і шламів, необхідності стадійного збагачення.

Одностадійні схеми подрібнення без контрольної класифікації зливу застосовують тільки в одностадійних схемах збагачення, при малій продуктивності фабрики і невеликому ступені подрібнення.

Двостадійні схеми подрібнення з відкритим циклом у першій стадії при використанні в ній стержневих млинів може ефективно застосовуватися лише на фабриках великої продуктивності і при підвищеній крупності початкового і кінцевого продуктів.

Двостадійні схеми подрібнення з цілком замкненим циклом у першій стадії при використанні в ній кульових млинів застосовують при необхідності тонкого помелу руди або в двостадійних схемах збагачення.

Двостадійні схеми подрібнення з частково замкненим циклом у першій стадії застосовують щоб уникнути можливості накопичення корисних компонентів у циклах подрібнення.

Багатостадійні схеми подрібнення застосовують у багатостадійних схемах збагачення.

На більшості рудозбагачувальних фабрик підготовка корисної копалини здійснюється в усереднених умовах. Усередненими умовами роботи можна вважати наступні: склад руди дозволяє здійснити її дроблення в сухому вигляді до крупності 10 – 20 мм, кінцева крупність подрібненого продукту перед збагаченням не перевищує 60 – 65 % класу – 0,074 мм, вкраплення і властивості мінералів не вимагають стадіального збагачення. У цьому випадку конкурентоспроможними варіантами рудопідготовки будуть наступні:

– руда дробиться до 10 – 15 мм і подрібнюється за одну стадію у великих кульових млинах (з решітками або з центральним розвантаженням), що працюють у замкнутому циклі з гідроциклонами;

– руда дробиться до 20 мм і надходить на двостадійне подрібнення за схемами *АГ* або *АЕ*, у яких перша стадія здійснюється в стержневих млинах, а друга – у кульових (подвійного, у порівнянні зі стержневими, об'єму), що працюють у цілком замкнутому циклі з гідроциклонами;

– руда дробиться до 300 мм і направляється на рудне само- або напівсамоподрібнення.

Остаточний вибір варіанта схеми подрібнення здійснюється шляхом експериментальної перевірки і техніко-економічного порівняння конкуруючих варіантів.

4.2.6 Розрахунок схем подрібнення

Крупність продуктів подрібнення оцінюють за їх гранулометричним складом. Продукти характеризують умовною максимальною крупністю d_n і вмістом розрахункового класу крупності β . За розрахунковий найчастіше приймають клас крупністю – 0,074 мм (95 % цього класу відповідають крупності $d_n = 0,074$ мм).

Для характеристики тонких продуктів розрахунковими класами можуть бути 0,040 і 0,020 мм, а для характеристики грубих продуктів – класи 0,20 і 0,15 мм.

Розрахунок мас продуктів схеми подрібнення виконується поетапно з урахуванням особливостей обраного варіанта стадії і гранулометричного складу продуктів подрібнення.

Формули для розрахунку схем подрібнення наведені в табл. 4.3.

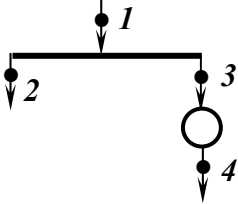
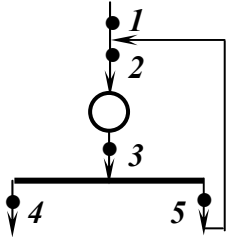
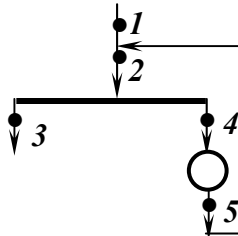
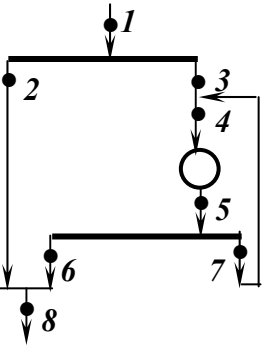
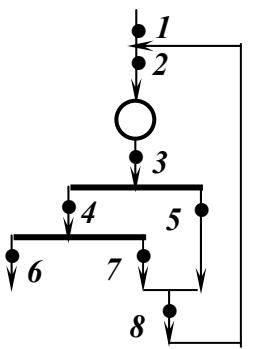
Для подрібнення корисних копалин застосовують головним чином барабанні циліндричні млини таких типів:

- МСЦ – млини стержневі з центральним розвантаженням,
- МШЦ – млини кульові з центральним розвантаженням,
- МШР – млини кульові з розвантаженням через решітки,
- ММС – млини мокрого самоподрібнення з розвантаженням через решітки,
- МРГ – млини рудногалькового подрібнення з центральним розвантаженням.

Тип застосовуваного млина визначається крупністю вихідного матеріалу, необхідним розміром подрібненого продукту, шламоутворенням матеріалу при подрібненні і змочуваністю поверхні зерен після подрібнення.

Таблиця 4.3 – Формули для розрахунку схем подрібнення

Схема		Вихідні дані для розрахунку	Розрахункові формули
1		2	3
А		Q_1, β_1, β_2	$Q_2 = Q_1$

1	2	3
Б 	$Q_1, \beta_1, \beta_2, \beta_3, \beta_4$	$Q_3 = Q_1(\beta_2 - \beta_1)/(\beta_2 - \beta_3)$ $Q_2 = Q_1 - Q_3$
В 	$Q_1, \beta_1, \beta_3, \beta_4, \beta_5$	$Q_4 = Q_1$ $Q_5 = Q_1(\beta_3 - \beta_5)/(\beta_4 - \beta_3)$ $Q_3 = Q_4 + Q_5$ $Q_2 = Q_3$ $\beta_2 = (Q_1\beta_1 + Q_5\beta_5)/Q_2$
Г 	$Q_1, \beta_1, \beta_3, \beta_4, \beta_5$	$Q_3 = Q_1$ $Q_4 = Q_1(\beta_3 - \beta_1)/(\beta_5 - \beta_4)$ $Q_5 = Q_4$ $Q_2 = Q_1 + Q_5$ $\beta_2 = (Q_1\beta_1 + Q_5\beta_5)/Q_2$
Д 	$Q_1, \beta_1, \beta_2, \beta_3, \beta_5, \beta_6, \beta_7$	$Q_8 = Q_1$ $Q_3 = Q_1(\beta_2 - \beta_1)/(\beta_2 - \beta_3)$ $Q_2 = Q_1 - Q_3$ $Q_6 = Q_1 - Q_2$ $Q_7 = Q_6(\beta_5 - \beta_7)/(\beta_6 - \beta_5)$ $Q_4 = Q_5 = Q_6 + Q_7$ $\beta_4 = (Q_3\beta_3 + Q_7\beta_7)/Q_4$ $\beta_8 = (Q_2\beta_2 + Q_6\beta_6)/Q_8$
Е 	$Q_1, \beta_1, \beta_3, \beta_4, \beta_5, \beta_6, \beta_7$	$Q_6 = Q_1$ $Q_7 = Q_1(\beta_6 - \beta_4)/(\beta_4 - \beta_7)$ $Q_4 = Q_6 + Q_7$ $Q_5 = Q_4(\beta_4 - \beta_3)/(\beta_3 - \beta_5)$ $Q_8 = Q_5 + Q_7$ $Q_2 = Q_3 = Q_1 + Q_8$ $\beta_2 = (Q_1\beta_1 + Q_5\beta_5 + Q_7\beta_7)/Q_2$

1	2	3
Ж	$Q_1, \beta_1, \beta_3,$ $\beta_4, \beta_6, \beta_7, \beta_8$	$Q_7 = Q_1$ $Q_8 = Q_1(\beta_3 - \beta_8)/(\beta_7 - \beta_3)$ $Q_3 = Q_7 + Q_8$ $Q_7 = [Q_1(\beta_6 - \beta_1) + Q_3(\beta_3 - \beta_6)]/(\beta_6 - \beta_4)$ $Q_2 = Q_3 + Q_4$ $Q_5 = Q_6 = Q_4 + Q_8$ $\beta_2 = (Q_1\beta_1 + Q_6\beta_6)/Q_2$ $\beta_5 = (Q_4\beta_4 + Q_8\beta_8)/Q_5$
З	$Q_1, \beta_1,$ $\beta_2 = \beta_6 = \beta_8,$ $\beta_3, \beta_5, \beta_7, \beta_9,$ β_{10}	$Q_9 = Q_1$ $Q_3 = Q_1(\beta_2 - \beta_1)/(\beta_2 - \beta_3)$ $Q_2 = Q_1 - Q_3$ $Q_{10} = Q_1(\beta_9 - \beta_8)/(\beta_8 - \beta_{10})$ $Q_8 = Q_9 + Q_{10}$ $Q_6 = Q_8 - Q_7$ $Q_7 = Q_6(\beta_6 - \beta_5)/(\beta_5 - \beta_7)$ $Q_4 = Q_5 = Q_6 + Q_7$ $Q_{11} = Q_7 + Q_{10}$ $\beta_{11} = (Q_7\beta_7 + Q_{10}\beta_{10})/Q_{11}$ $\beta_4 = (Q_3\beta_3 + Q_{11}\beta_{11})/Q_4$
І	$Q_1, \beta_1, \beta_3, \beta_4$ $\beta_5 = \beta_6 = \beta_7,$ $n = Q_6/Q_5$	$Q_5 = Q_1(\beta_4 - \beta_5)/[n(\beta_4 - \beta_1)]$ $Q_6 = nQ_5$ $Q_7 = Q_5 - Q_6$ $Q_2 = Q_3 = Q_1 + Q_7$ $Q_4 = Q_1 - Q_6$ $\beta_2 = (Q_1\beta_1 + Q_7\beta_7)/Q_2$

Методика розрахунку схеми подрібнення і вибір до неї обладнання наведено у додатку Е.

Вміст (β , %) розрахункових класів крупності в продуктах подрібнення в залежності від максимальної крупності зливів млинів, механічних класифікаторів і гідроциклонів (d_H , мм) для руд середньої подрібнюваності густиною 2,7 – 3,0 т/м³ наведено в табл. 4.4.

Таблиця 4.4 – Вміст (β , %) розрахункових класів крупності в продуктах подрібнення

Розрахунковий клас крупності, мм	Максимальна крупність зливів млинів, механічних класифікаторів і гідроциклонів (d_H , мм)									
	2,1	1,0	0,62	0,43	0,32	0,24	0,18	0,14	0,094	0,074
– 0,2	25,0	46,0	62,0	75,0	85,0	92,0	96,0	-	-	-
– 0,074	10,0	20,0	30,0	40,0	50,0	60,0	70,0	80,0	90,0	95,0
– 0,040	5,6	11,3	17,3	24,0	31,5	39,5	48,0	58,0	71,5	80,5
– 0,020	-	-	9,0	13,0	17,0	22,0	26,0	35,0	46,0	55,0

4.2.7 Вибір обладнання до схеми подрібнення

Млини

Стержневі млини з центральним розвантаженням (МСЦ) застосовують для мокрого грубого подрібнення різних матеріалів крупністю до 20 мм (іноді до 40 мм) з одержанням подрібненого продукту з максимальною крупністю 0,5 – 6 мм. Подрібнений продукт виходить одноманітним і рівномірним за крупністю і являє собою ідеальне живлення для кульових млинів. Стержневі млини звичайно працюють у першій стадії багатостадійних схем збагачення при направленні подрібненого продукту першої стадії в цикл збагачення (наприклад, у схемах збагачення магнетитових, олов'яних, вольфрамитових руд). Стержневі млини застосовують також у першій стадії подрібнення поліметалічних руд.

Кульові млини з центральним розвантаженням (МШЦ) застосовують для одержання тонкоподрібненого продукту з максимальної крупністю до 0,2 мм. Подрібнений продукт кульових млинів виходить рівномірним за крупністю. Щоб уникнути переподрібнення матеріалу, кульові млини звичайно використовують у замкненому циклі з гідроциклонами. Оптимальним живленням для млинів цього типу є подрібнений продукт стержневих млинів крупністю до 6 мм або інший аналогічний матеріал.

Кульові млини з розвантаженням через решітки (МШР) застосовують для одержання продукту з максимальною крупністю частинок до 0,4 мм. Оптимальні результати подрібнення у млинів цього типу одержують при живленні їх вихідним продуктом дробарок дрібного дроблення круп-

ністю до 10 мм. У млини можна завантажувати і більш крупний матеріал (до 40 мм) при відповідному зниженні питомої продуктивності.

Млини типу МШР мають велику питому продуктивність у порівнянні з млинами типу МШЦ, але більш складні в конструктивному відношенні. Млини типу МШР застосовують у схемах переробки середньовкраплених руд і в першій стадії збагачення руд з агрегатним вкрапленням, які збагачують за багатостадійними схемами.

Млини рудного само- і напівсамоподрібнення (ММС і МРГ) використовують при переробці залізних, золотовмісних, мідномолібденових, алмазовмісних і інших руд.

При переробці золотовмісних руд з подальшим ціануванням виключаються втрати золота з залізним скрапом і крихтою, знижується витрата ціаніду і поліпшуються умови праці на кварцових і силікозонебезпечних рудах.

При флотації молібденових руд використання млинів цього типу дає приріст показників у зв'язку з меншим «назалізненням» лусочок молібденіту. З цієї причини рудногалькові млини можуть виявитися вигіднішими в циклі розділення колективних поліметалічних концентратів.

Живленням млинів мокрого самоподрібнення (ММС) є продукт дробарок крупного дроблення з розміром кусків до 400-500 мм. Подрібнений продукт залежно від крупності вихідного матеріалу, його фізичних властивостей і питомої продуктивності має крупність 0,2 – 25 мм.

Живленням рудногалькових млинів (МРГ), як правило, служить дроблений продукт млинів ММС. Подрібнений продукт млинів типу МРГ має крупність 0,5 – 0,1 мм і тоншу.

У зв'язку з підвищеною витратою електроенергії, у порівнянні з кульовими млинами, в останні роки знизилася кількість встановлення млинів самоподрібнення і рудногалькових. Млини сухого самоподрібнення на рудному матеріалі практично не застосовуються.

Продуктивність барабанних млинів розраховують за методом подібності, виходячи з практичних даних роботи млинів на подібній сировині при режимах, близьких до оптимального. Розрахунок роблять за *питомою продуктивністю* або за *ефективністю подрібнення*. При розрахунку враховують відмінності в подрібнюваності, крупності вихідного і подрібненого продуктів, розмірах і способі розвантаження млина (див. п. 3.5.2).

Класифікатори і гідроциклони

На збагачувальних фабриках гідравлічні класифікатори використовують для замикання циклу подрібнення, знешламливання продуктів, розділення вихідного матеріалу перед збагаченням, зневоднення продуктів. З цією метою застосовують головним чином гідроциклони (ГЦ) і класифікатори спіральні з незануреною спіраллю (КСН).

Спіральні класифікатори найчастіше використовують у замкнених циклах подрібнення для одержання готового за крупністю продукту, що направляється на збагачення, рідше їх використовують для відмивання глинистих матеріалів, а також для зневоднення зернистих продуктів.

Продуктивність класифікатора визначається з використанням емпіричних формул:

по зливу:

$$Q_C = 4,56 m k_\beta k_\delta k_c k_\alpha D^{1,768}, \text{ т/год}; \quad (4.25)$$

по пісках:

$$Q_\Pi = 5,45 m k_\delta k_\alpha D^3 n, \text{ т/год}, \quad (4.26)$$

де m , D , n – число, діаметр (м) і частота обертання спіралей (хв^{-1}); k_β , k_δ , k_c , k_α – коефіцієнти, що враховують відповідно крупність зливу, густину руди, розрідженість зливу і кут нахилу ванни класифікатора.

Коефіцієнт крупності зливу k_β , визначають за даними табл. 4.5.

Таблиця 4.5 – Коефіцієнт k_β , що враховує крупність зливу

Номинальна крупність зливу d_{95} , мм		1,17	0,83	0,59	0,42	0,30	0,21	0,15	0,10	0,074
Вміст у зливів класів, %	– 0,074 мм	17	23	31	41	53	65	78	88	95
	– 0,045 мм	11	15	20	27	36	45	50	72	83
Базисна розрідженість	$R_{2,7} = P : T$	1,3	1,5	1,6	1,8	2,0	2,33	4,0	4,5	5,7
Розрідженість зливу	% твердо-го	43	40	38	36	33	30	20	18	16,5
Коефіцієнт k_β		2,50	2,37	2,19	1,96	1,70	1,41	1,00	0,67	0,46

Коефіцієнт густини руди враховує розбіжності в густині базисної руди і руди, яка надходить на класифікацію; він визначається за формулою:

$$k_\delta = \delta / 2,7, \quad (4.27)$$

де δ – об’ємна густина руди, т/м^3 .

Коефіцієнт розрідженості зливу k_c враховує розбіжності між заданою розрідженістю (R) і базисною ($R_{2,7}$) для даної крупності зливу. Величина коефіцієнта k_c залежно від густини руди і співвідношення розрідженостей R і $R_{2,7}$ наведена в табл. 4.6.

Таблиця 4.6 – Коефіцієнт, що враховує розрідженість зливу k_c

Густина руди δ , т/м ³	Співвідношення $R : R_{2,7}$						
	0,4	0,6	0,8	1,0	1,2	1,5	2,0
	Коефіцієнт k_c						
2,7	0,60	0,73	0,86	1,00	1,13	1,33	1,67
3,0	0,63	0,77	0,93	1,07	1,23	1,44	1,82
3,3	0,66	0,82	0,98	1,15	1,31	1,55	1,97
3,5	0,68	0,85	1,02	1,20	1,37	1,63	2,07
4,0	0,73	0,92	1,12	1,32	1,52	1,81	2,32
4,5	0,78	1,00	1,22	1,45	1,66	1,99	2,56
5,0	0,83	1,07	1,32	1,57	1,81	2,18	2,81

Коефіцієнт кута нахилу ванни класифікатора k_α визначається за табл. 4.7.

Таблиця 4.7 – Коефіцієнт кута нахилу ванни класифікатора k_α

Кут нахилу α , градус	14	15	16	17	18	19	20
Коефіцієнт k_α	1,12	1,10	1,06	1,03	1,00	0,97	0,94

Спіральні класифікатори в порівнянні з гідроциклонами менше витрачають електроенергії, можуть класифікувати більш крупний матеріал, мають більш тривалі міжремонтні періоди. Основний їхній недолік – висока вартість, менша питома продуктивність та ефективність, великі габаритні розміри. З цієї причини при проектуванні збагачувальної фабрики для встановлення рекомендуються гідроциклони.

Гідроциклони застосовуються для операцій класифікації за крупністю і знешламлювання продуктів подрібнення та дрібного вугілля. Вони використовуються також для згущення пульпи і збагачення. На збагачувальних фабриках використовують головним чином циліндроконічні гідроциклони малих типорозмірів з кутом конусності 10° і великі типорозміри з кутом конусності 20°. Гідроциклони малих діаметрів працюють з відносно високим тиском, великих діаметрів – з низьким тиском.

Об'ємна продуктивність гідроциклонів визначається за формулою:

$$Q_o = 3 \cdot 10^4 k_\alpha k d_{жс} d_{зл} p_o^{0,5}, \text{ м}^3/\text{год}, \quad (4.28)$$

де k_α – поправка на кут конусності α гідроциклона (при $\alpha = 10^\circ$ $k_\alpha=1,15$; при $\alpha = 20^\circ$ $k_\alpha=1,0$); k – виправлення на діаметр гідроциклона визначаються за формулою:

$$k = 0,8 + 1,2 / (1 + 10 D) , \quad (4.29)$$

де D – діаметр гідроциклону, м; $d_{жс}$ – еквівалентний діаметр живильного отвору:

$$d_{жс} = (4bh/\pi)^{0,5}, \text{ м} , \quad (4.30)$$

$d_{зл}$ – діаметр зливного патрубку, м; p_o – тиск пульпи на вході в гідроциклон, МПа; b, h – розміри живильного отвору, м.

При виборі гідроциклону його типорозмір визначають виходячи з необхідної продуктивності по живленню, з врахуванням крупності одержуваного зливу. Номінальна крупність частинок зливу d_H гідроциклону може бути визначена:

$$d_H = 15 \left\{ D d_{зл} \beta / [k d_n p_o^{0,5} (\delta - 1)] \right\}^{0,5}, \text{ мкм}, \quad (4.31)$$

де β – вміст твердого в живленні гідроциклону, %; d_n – діаметр піскового патрубку, м; δ – об'ємна густина твердої фази, т/м³; інші позначення див. вище.

Продуктивність гідроциклону по твердому можна визначити за емпіричною формулою:

$$Q = 200 D^2, \text{ т/год.} \quad (4.32)$$

Вибираючи гідроциклон, треба прагнути до встановлення мінімального числа апаратів, які забезпечують необхідну крупність частинок зливу.

Обраний гідроциклон повинен бути перевірений на продуктивність по пісках Q_n . Питома продуктивність гідроциклону по пісках q_n , що проходять через піскову насадку обраного розміру d_n , становить:

$$q_n = Q_n / (0,785 n d_n^2), \text{ т/год} \cdot \text{м}^2, \quad (4.33)$$

де Q_n – продуктивність гідроциклонів по пісках, т/год; n – число обраних в операції гідроциклонів.

Нормована питома продуктивність вибраного гідроциклону повинна складати $5 \cdot 10^3 - 2,5 \cdot 10^4$ т/год $\cdot$ м². Якщо питома продуктивність не входить у зазначений інтервал, необхідно прийняти нову насадку і перевірити номінальну крупність зливу при новому діаметрі насадки d_n .

Технічні характеристики спіральних класифікаторів з незануреною спіраллю і гідроциклонів наведені у додатку Г.

4.2.8 Компонувальні рішення відділень подрібнення

Залежно від схеми подрібнення, типу і числа млинів у секції (стержневі, кульові, рудно-галькові, рудного самоподрібнення), класифікаційного обладнання, грохотів і (в окремих випадках) дробарок, необхідної площі для розміщення збагачувальних апаратів (флотаційних машин, сепараторів і т.п.), а також рельєфу і ґрунтових умов площадки будівництва фабрики може застосовуватися однорядне або дворядне компонування з поперечним, подовжнім або змішаним розташуванням млинів.

Відділення подрібнення, як правило, компонують в одному прольоті шириною 12 – 36 м, обладнаним мостовим краном вантажопідйомністю 30 – 50 т. Оптимальне компонентальне рішення секцій подрібнення і усього відділення подрібнення в цілому приймається на основі техніко-економічного порівняння конкуруючих варіантів.

На рис. 4.11 показано схеми однорядного компонування млинів у секціях при одностадійному подрібненні.

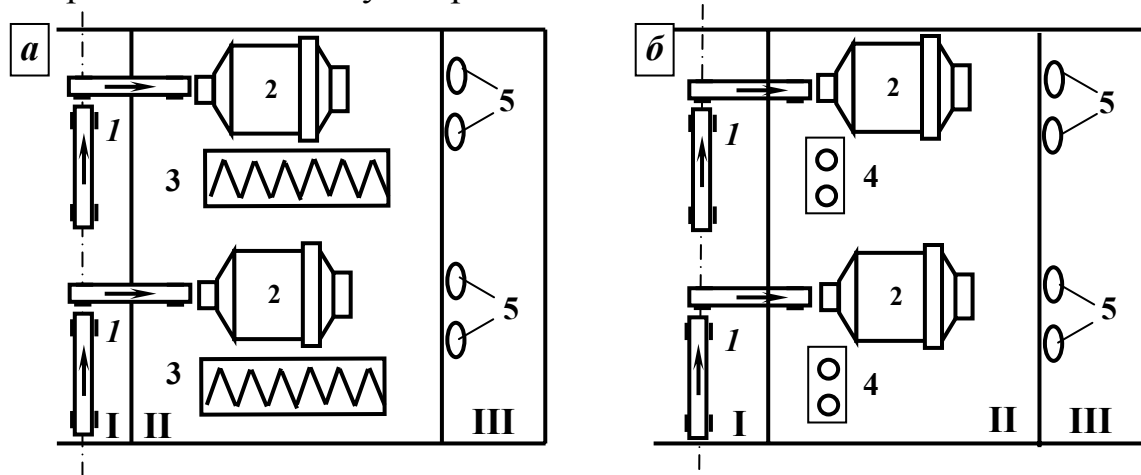


Рис. 4.11 – Схема однорядного компонування млинів у секціях при одностадійному подрібненні:

I – бункерний прогін; II – відділення подрібнення; III – насосна галерея.

1 – стрічкові конвеєри; 2 – млини; 3 – спіральні класифікатори;

4 – гідроциклони; 5 – насоси.

При одностадійному подрібненні осі млинів перпендикулярні осі бункера дрібнодробленої руди. Млини працюють у замкненому циклі або зі спіральними класифікаторами (рис. 4.11 *а*), або з гідроциклонами (рис. 4.11 *б*). На розвантажувальній горловині млинів передбачені бутари для вловлювання скрапу куль і найбільш крупних класів руди. Переваги компонентальних рішень з однорядним розташуванням млинів при одностадійному подрібненні полягають у їхній простоті, невеликій ширині прольоту подрібнення, зручності обслуговування і ремонту. Однак перевагу варто віддати схемі з застосуванням гідроциклонів, тому що класифікатори громіздкі і займають багато місця в прольоті подрібнення. Схеми зі спіральними класифікаторами сьогодні застосовуються рідко і тільки на фабриках

малої й середньої продуктивності. На збагачувальних фабриках великої продуктивності застосовуються тільки схеми з гідроциклонами.

Схема однорядного компоновання млинів у секціях при двостадійному подрібненні показана на рис. 4.12.

Як і в попередніх схемах однорядного компоновання, у розглянутій схемі осі млинів також перпендикулярні осі розподільного бункера дрібно-дробленої руди.

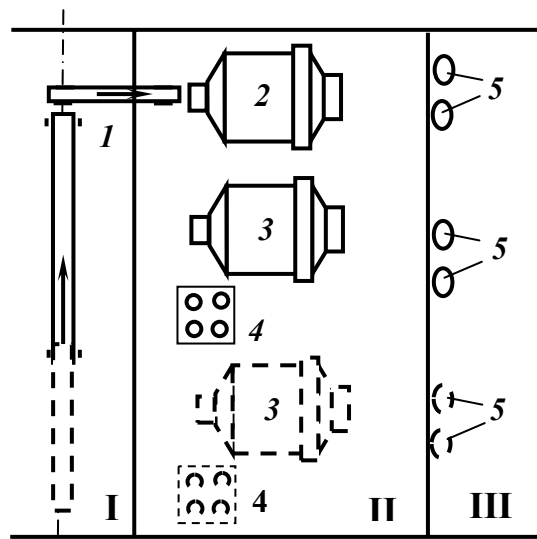


Рис. 4.12 – Схема однорядного компоновання млинів у секціях при двостадійному подрібненні:
I – бункерний прогін; II – відділення подрібнення; III – насосна галерея;
1 – стрічкові конвеєри; 2 – стержневий млин першої стадії подрібнення;
3 – кульовий млин другої стадії подрібнення; 4 – гідроциклони;
5 – насоси.

При двостадійному подрібненні звичайно в першій стадії застосовується стержневий млин, який працює у відкритому циклі, а в другій стадії – один або два кульових млини, які працюють у замкненому циклі з гідроциклонами. При подрібненні твердих руд у розвантаженні стержневого млина може виявитися багато крупних класів, у цьому випадку класифікація виконується за два прийоми: на дугових ситах і далі у гідроциклонах.

При двостадійному подрібненні може виявитися раціональним дворядне розташування млинів (рис. 4.13).

Стержневі млини з центральним розвантаженням (МСЦ) застосовують для мокрого грубого подрібнення різних матеріалів крупністю до 20 мм (іноді до 40 мм) з одержанням подрібненого продукту з максимальною крупністю 0,5 – 6 мм. Подрібнений продукт виходить одноманітним і рівномірним за крупністю і являє собою ідеальне живлення для кульових млинів. Стержневі млини звичайно працюють у першій стадії багатостадійних схем збагачення при направленні подрібненого продукту першої стадії в цикл збагачення (наприклад, у схемах збагачення магнетитових, олов'яних, вольфрамитових руд). Стержневі млини застосовують також у першій стадії подрібнення поліметалічних руд.

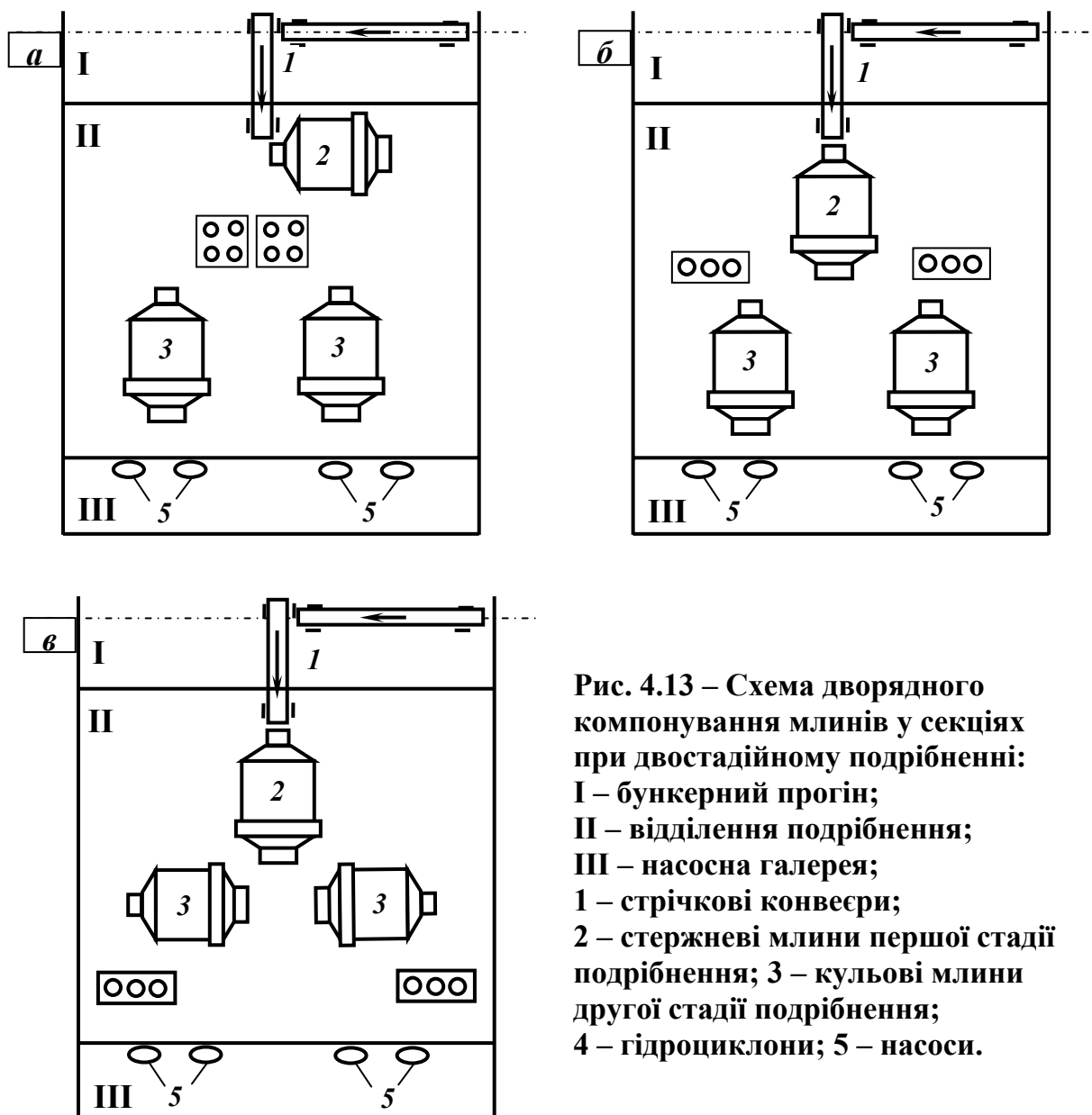


**Рис. 4.13 – Схема дворядного
компонування млинів у секціях
при двостадійному подрібненні:**
I – бункерний прогін;
II – відділення подрібнення;
III – насосна галерея;
1 – стрічкові конвеєри;
2 – стержневі млини першої стадії
подрібнення; 3 – кульові млини
другої стадії подрібнення;
4 – гідроциклони; 5 – насоси.

У першій схемі (рис. 4.13 *а*) на один стержневий млин першої стадії встановлюють два млини другої стадії. При цьому вісь стержневого млина паралельна осі розподільних бункерів, а осі кульових – перпендикулярні. Схеми застосовуються на багатосекційних збагачувальних фабриках. Перевага цієї схеми – компактність.

Друга схема (рис. 4.13 *б*) аналогічна попередній, але в цьому випадку осі всіх млинів перпендикулярні осі розподільного бункера. Недолік схеми – великі вільні площі по обидва боки стержневого млина.

У третій схемі (рис. 4.13 *в*) використане Т-подібне компонування млинів: вісь стержневого млина перпендикулярна осі розподільних бункерів, а осі кульових – паралельні. Розвантаження всіх млинів повернуто до центра вузла для зручності збору матеріалу в зумпф насоса і подачі його в гідроциклон. Для збагачувальних фабрик з однією секцією подрібнення Т-подібне компонування визнане найбільш доцільним.

Проектно-компонувальні рішення відділень подрібнення з млинами типу «Каскад» включають вузли класифікації, грохочення, дроблення і, при необхідності, виділення гальки. Відділення подрібнення з млинами типу «Каскад» при одностадійній схемі подрібнення компонують за однорядною поперечною схемою. При двостадійній схемі з подрібненням розвантаження млинів першої стадії в кульових млинах (або рудно-галькових) можливо змішане дворядне розташування агрегатів. Найбільш розповсюджений варіант компоновки – однорядне розташування млинів обох стадій подрібнення в одному прольоті (рис. 4.14).

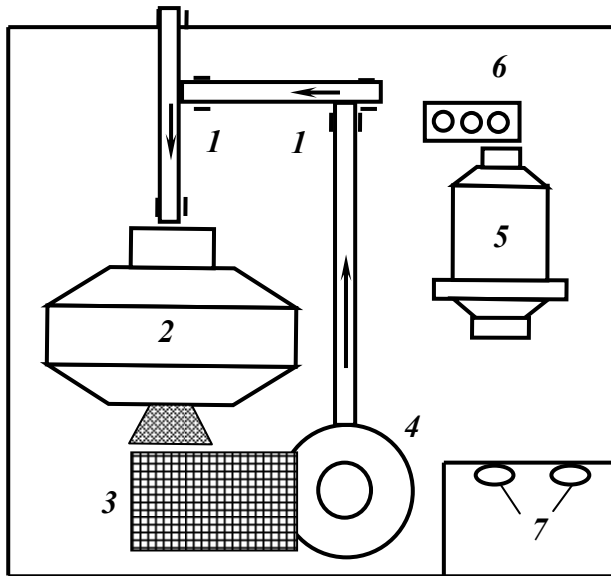


Рис. 4.14 – Схема компоновки відділення подрібнення з млинами типу «Каскад»:

**1 – стрічкові конвеєри; 2 – млин самоподрібнення з бутарою;
3 – грохот вібраційний; 4 – конусна дробарка; 5 – кульовий млин;
6 – гідроциклони; 7 – насоси.**

Млини самоподрібнення завантажуються крупнодробленою рудою зі складу. Виключення з головного корпусу бункерів дрібнодробленої руди і створення єдиного запасу руди в складі приводить до істотного зниження капітальних витрат на будівництво. Матеріал, що розвантажується з млина, звичайно піддається грохоченню для виділення кусків крупніших 10 мм. При необхідності з нього виділяється крупна галька, яка використовується як молотне середовище при рудно-гальковому подрібненні.

Підрешітний продукт грохочення насосами подається на двоступінчасту класифікацію в гідроциклонах або на дугових ситах і в гідроциклонах. Надрешітний продукт грохочення дробиться в конусній дробарці і повертається в млин.

5 ОХОРОНА НАВКОЛИШНЬОГО СЕРЕДОВИЩА

5.1 Діяння людини на природу

В процесі своєї діяльності людина завжди впливала на природу. В сучасних умовах розвиток галузей промисловості, що пов'язані з добуванням і збагаченням корисних копалин, є основою технічного прогресу. При добуванні корисних копалин людина проникає у надра Землі і тим змінює навколишнє середовище, втручається у природні процеси, що відбуваються на Землі. Сучасна техніка зробила людину такою могутньою, що природа в багатьох випадках поступається їй у здатності змінювати ландшафт і рельєф поверхні. Кар'єри довжиною до 10 км і глибиною до 1000 м, «гори» породних відвалів, терикони біля шахт, басейни-сховища дрібних відходів площею у декілька квадратних кілометрів – все це результат людської діяльності. У процесі сушіння продуктів збагачення, металургійної і хімічної переробки руд і концентратів утворюються димові гази, що містять тверді частинки, оксиди сірки, вуглецю, азоту, тому у атмосферу вони повинні випускатись тільки після очищення.

Внаслідок переміщення великих об'ємів гірничої маси погіршується режим ґрунтових і підземних вод, змінюється поверхневий водостік і структура ґрунту, інтенсифікується ерозійна робота води і вітру, що в деяких випадках спричиняє зміну клімату в районі ведення гірничих робіт.

Значна частка водних запасів держави використовується для технічних потреб. Величезні об'єми водоспоживання висувують проблему збереження якості води у водоймах і раціонального використання водних ресурсів в ряд найбільш актуальних. Збільшення водоспоживання приводить до росту об'єму стічних вод і забруднення водойм. Крім того, на збагачувальних фабриках як реагенти застосовують ксантогенати, ціаніди, нафтопродукти та інші хімічні речовини. Складність і мінливість стічних вод збагачувальних фабрик, їх висока токсичність, переважний вміст розчинених речовин вимагають застосування хімічних, фізико-хімічних і біологічних методів очищення стоків.

Під охороною навколишнього середовища розуміють сукупність державних, адміністративних, правових, економічних, політичних і суспільних заходів, які спрямовані на раціональне використання, відтворення і збереження природних ресурсів землі.

5.2 Шкідливі діяння підготовчих процесів на навколишнє середовище

Характерною особливістю збагачувальних фабрик є велика насиченість обладнанням, робота якого супроводжується шумом і вібраціями, викидами газу і пилу, забрудненням прилеглих земель і водних джерел.

Шум підвищеного рівня несприятливо діє на організм людини. Ступінь цієї дії залежить від характеристики шуму та індивідуальних особливостей людини. Шум діє не тільки на органи слуху, але й на нервову систему, спричиняє підвищення кров'яного тиску, ослаблення уваги, приводить до зниження продуктивності праці і підвищення рівня травматизму.

Існуючими нормативами передбачається гранично допустимий рівень звуку – 85 дБ. Рівень звукового тиску на частотах 63, 125, 250, 500, 1000, 2000, 4000, 8000 Гц не повинен перевищувати відповідно 99, 92, 86, 83, 80, 78, 76, 74 дБ. Нормується також *вібраційна швидкість*, яка на частотах 16, 32, 63, 250 Гц повинна відповідати 0,0015, 0,0022, 0,0027, 0,0035 м/с. При тривалості дії вібрації не більше 20 % робочого часу допускається збільшення вібраційної швидкості в 1,5 рази.

Основні види забруднюючих речовин, які викидаються збагачувальними фабриками в атмосферу – пил, сірчистий ангідрид, оксиди вуглецю, азоту, сірководень.

Об'єктами викиду шкідливих речовин являються аспіраційні системи дробарок, грохотів, конвеєрів, котельні і сушарні агрегати, склади корисних копалин і продуктів збагачення, породні відвали.

Надходження сполук сірки і азоту в атмосферу є головною причиною кислотних опадів, які завдають шкоди будівлям, пам'ятникам і металевим конструкціям, викликають дигресію і загибель лісів, знижують урожай багатьох сільськогосподарських культур, погіршують родючість ґрунтів, що мають кислу реакцію, і стан водних екосистем.

В процесі механізованого видобутку корисної копалини утворюється багато пилу. Транспортування і переробка корисної копалини на збагачувальних фабриках супроводжується додатковим пилоутворенням, що є джерелом виділення пилу всередині промислових приміщень і у атмосферу. Пил, що знаходиться у завислому стані, негативно впливає на здоров'я працівників і при визначених концентраціях може створювати вибухонебезпечні пилоповітряні суміші. Пил, який викидається у атмосферу, забруднює повітря прилеглих населених пунктів і являє собою також безповоротні втрати корисної копалини.

Класифікація пилу та інших шкідливих речовин за ступенем дії на організм людини наведені у табл. 5.1.

Таблиця 5.1 – Класифікація пилу та інших шкідливих речовин за ступенем дії на організм людини

Пил	Надзвичайно небезпечний	Дуже небезпечний	Помірно небезпечний	Мало-небезпечний
Клас небезпеки	1	2	3	4

Вугільний, сланцевий і кварцовий пил належать до четвертої мало-небезпечної групи.

Вміст пилу у робочих зонах, де постійно або тимчасово знаходяться працівники не повинен перевищувати 3 або 4 класу небезпеки, що відповідає гранично допустимим концентраціям (ГДК), які наведені у табл. 5.2.

Таблиця 5.2 – ГДК пилу у робочій зоні промислових приміщень збагачувальних фабрик

Пилоутворюючі матеріали	Вміст вільного кристалічного кремнезему, %	ГДК пилу у повітрі, мг/м ³
Порода	> 70	1
Порода	10 – 70	2
Силікати	> 10	4
Барит, апатит, фосфорит	< 10	6
Штучні абразиви	0	5
Цемент, глини	0	6
Вугілля	> 10	2
Вугілля	< 10	4
Вугілля	0	10
Кокс, вапняк	1,7 – 4,5	6

У цехах дроблення пил утворюється в місцях завантаження матеріалу у дробарки і розвантаження дробленого продукту з дробарок, на грохотах при сухому грохоченні і при перевантаженні сухого зернистого матеріалу з конвеєра на конвеєр. Для того щоб дотриматися норми запиленості усі ці місця герметизуються і з захисних засобів відсмоктується запилене повітря, яке після очищення від пилу викидається в атмосферу. Іноді застосовується зрошення матеріалу при розвантаженні з вагонів, у дробарках і на грохотах в межах, що допускаються технологічним процесом.

Пилоповітряні суміші при визначених умовах можуть бути вибуховими. *Вибуховість* вугільних і сланцевих пилів залежить від їхньої крупності (табл. 5.3), зольності, вмісту летких речовин, концентрації у пилогазових сумішах, наявності в них кисню або іншого активного газу, вмісту легкої сірки, вологості суміші.

Таблиця 5.3 – Класифікація пилу за крупністю

Вид пилу	Крупний	Дрібний	Тонкий	Надтонкий
Крупність, мкм	100 – 500	10 – 100	0,1 – 10	Менше 0,1

Ступінь вибуховості пилу (табл. 5.4) характеризується коефіцієнтом вибуховості:

$$K_{\epsilon} = 100(V^r + S_t^r) / [(NV)_c^r + W_t^r + A^r], \%, \quad (5.1)$$

де K_{ϵ} – коефіцієнт вибуховості, %; V^r – вихід летких речовин, %; S_t^r – вміст леткої сірки, %; $(NV)_c^r$ – нелеткий осад робочої маси твердого, %; W_t^r – гігроскопічна вологість пилу, %; A^r – вміст золи на робочу масу, %.

Вибуховість пилу збільшується при збільшенні виходу летких речовин і знижується при підвищенні вологості і зольності.

Можливість вибуху пилоповітряної суміші визначається її концентрацією: небезпечною по вибуху концентрацією пилу є 112 – 500 г/м³, при концентрації більше 1500 г/м³ і менше 30 г/м³ вугільний пил не вибухає.

Чим менше крупність пилу, тим при меншій його концентрації може відбутися вибух. Найбільш вибухонебезпечним є пил крупністю 70 – 100 мкм.

Таблиця 5.4 – Групи вибуховості пилу

Клас вибуховості пилу	Номер групи	K_{ϵ}
Безпечний по вибуху	0	0 – 10
Мало вибухонебезпечний	I	10 – 25
Середньо вибухонебезпечний	II	25 – 35
Підвищено вибухонебезпечний	III	35 – 50
Особливо вибухонебезпечний	IV	50 – 80

Діяння пилу на організм людини найбільше позначається на органи дихання, особливо якщо крупність частинок перевищує 10 – 15 мкм. При вдиханні такого пилу разом з повітрям частинки затримуються у верхніх дихальних шляхах і спричиняють їх роздратування і навіть запалення. Найбільш шкідливими є частинки крупністю 1 – 5 мкм, які при потрап-лянні у легені сприяють ущільненню легеневої тканини і виникненню пневмоконіозу. Найбільш шкідливий у цьому відношенні кварцовий пил з вмістом SiO_2 більше 10 %. Людина, яка працює протягом 10 і більше років у середовищі вугільного пилу може захворіти одним з різновидів пневмоконіозу – антракозом.

Гостро-негативно діє пил і на очі та шкіру: тонкий пил сприяє запаленню роговиці очей, а крупний пил може спричинити механічні ушкодження очей.

5.3 Заходи боротьби з шкідливими діяннями у підготовчих цехах збагачувальних фабрик

Нейтралізація шуму на збагачувальних фабриках здійснюється заходами загального і індивідуального характеру. Заходи загального характеру передбачають заміну машин або окремих вузлів з високим рівнем шуму на

безшумні; надійну звукоізоляцію джерел шумоутворення; дистанційне управління роботою машин; використання гуми для футеровки і для прокладок. Заходи індивідуального характеру включають використання заглушок і навушників при роботі з машинами з високим рівнем шуму.

Виникнення вібрацій запобігається установленням машин, що спричиняють вібрації, на спеціальні фундаменти з віброізоляцією і на фундаменти не зв'язані з будовою фабрики. Для віброізоляції застосовують прокладки з гуми, повсті, пробки, дерева, а також пружини.

На збагачувальних фабриках для *боротьби з пилом* проводять такі заходи:

- зменшення пилоутворення у процесах переробки корисних копалин за рахунок: зменшення пунктів перевантаження при транспортуванні і висоти падіння, застосування способів дроблення і грохочення, які не сприяють значному пилоутворенню;

- захист місць пилоутворення і відсмоктування повітря з цих місць;
- застосування закритих жолобів і конвеєрів при транспортуванні корисних копалин;

- зрошення місць утворення пилу або обробка їх паром;
- зменшення швидкості руху повітря в місцях утворення пилу;
- попереднє знепилення корисних копалин;
- облаштування місцевої витяжної і загальнообмінної вентиляції.

Захисні засоби дробарок в більшості випадків передбачають відсмоктування запиленого повітря при завантаженні вихідного матеріалу і вивантаженні дробленого продукту.

Захисні засоби грохотів передбачають відсмоктування запиленого повітря з декількох точок: зверху відсмоктування запиленого повітря виконується у точці завантаження матеріалу на грохот, знизу відсмоктування запиленого повітря здійснюють з піддону, також відсмоктування запиленого повітря здійснюється в місці падіння матеріалу з грохота на конвеєр.

Місця завантаження і розвантаження бункерів, де виділяється велика кількість пилу, повинні бути обладнані захисними засобами з відсмоктуванням пилу.

Шнеки, живильники змішувачі та інші апарати, що мають герметичні покриття, додаткових захисних засобів не потребують, але при завантаженні і розвантаженні матеріалу необхідно передбачити відсмоктування пилоповітряної суміші.

Захист збагачувального і транспортного обладнання має велике значення для успішної боротьби з пилоутворенням у промислових приміщеннях збагачувальних фабрик. Герметизація захисних пристроїв за рахунок застосування гумових і повстяних прокладок в місцях з'єднань їхніх окремих частин гарантує на 80 – 90 % усунення можливості проникнення пилу за межі захисних пристроїв.

ДОДАТКИ

Додаток А

Технічні характеристики дугових і конічних грохотів

Параметр	Дугові грохоти			Конічні грохоти		
	СД-1	СД-2	СДО-3	ГК-1,5	ГК-3	ГК-6
Площа сит, м ²	0,95	1,9	3,0	1,5	3,0	6,0
Ширина щілини, мм	0,5-3	0,5-2	0,5	0,5-1	0,5-1	0,5-1
Крупність вихідного матеріалу, мм	До 6	До 6	8-10	До 25	До 35	До 50
Продуктивність, м ³ /час	200	400	500	150	250	500
Габарити, мм:						
довжина	830	1440	1850	1800	3030	3600
ширина	1350	1170	1415	1412	2565	3100
висота	1880	1960	2860	1240	1460	1600
Маса, т	0,3	0,5	0,836	1,14	2,15	2,7

Технічні характеристики гідрогрохотів

Параметр	Гідрогрохоти			
	ГГЛ	ГГЛ 3	ГГН 2,7	КПУ 800
Площа просіюючої поверхні, м ²	4,2	4,2	2,7	9,5
Кут нахилу короба, град	23	23	23	23
Максимальна крупність живлення, мм	300	300	300	300
Вологість вугілля в живленні, %	Не обмежена			
Розмір щілини колосникових сит, мм	5 – 18	5 – 18	5 – 18	5 – 18
Максимальна питома витрата води, м ³ /т	1,5	1,5	1	1
Тиск води, на менше, МПа	0,1	0,1	0,1	0,1
Продуктивність по рядовому вугіллю, т/год	800	800	500	800
Габарити, мм:				
довжина	4735	5425	5550	8420
ширина	1920	1920	1670	2950
висота	3250	4585	4300	6100
Маса грохота, т	5,2	8,1	6,5	13,8

Технічні характеристики шнекових грохотів

Параметр	Шнекові грохоти	
	ГШ 500	ГШ 1000
Продуктивність, т/год	500	1000
Питома продуктивність, т/год·м ²	56	111
Максимальна крупність вихідного матеріалу, мм	300	400
Вологість вихідного матеріалу, %	Без обмежень	
Ефективність грохочення, %	90	95
Ширина щілини, мм	до 300	до 400
Кут нахилу робочої решітки, град	0	0
Довжина валу шнека, мм	1500	1500
Форма валу	Циліндричний двозахідний шнек	
Площа робочої поверхні, м ²	2000	2000
Ширина робочої поверхні, м	9	9
Висота перепаду між каскадами, мм	600	600
Частота обертання шнеків, хв ⁻¹	475	475
Швидкість транспортування гірничої маси, м/с	0,57	1,04
Потужність приводу, кВт	6x75	6x10
Маса грохота з приводом, т	7,0	11,6

Технічна характеристика грохота ГЕДП

Параметр	ГЕДП 52
Продуктивність, т/год	До 300
Максимальна крупність живлення, мм	300
Число сит	2
Площа сит, м ²	7,9
Розміри чарунок сита, мм	
верхнього (металічного)	25x25
нижнього (гумового)	8; 7x25
Відстань між опорами нижнього сита, мм	250
Кут нахилу грохота, град	10 – 25
Частота коливань короба, хв ⁻¹	12,2
Амплітуда коливань, мм	
короба	4
рами	10
Габарити, мм:	
довжина	4820
ширина	2630
висота	2500
Маса грохота, т	7,2

Технічні характеристики барабанних і циліндричних грохотів

Параметр	Грохоти				
	барабанні і бутари			циліндричні	
	ГБ 1,5	О-82	О-89	ГЦЛ-1	ГЦЛ-2
Розміри барабана, мм:					
діаметр	1500	1500	1330	1200	1700
довжина	4200	4200	8300	1500	2500
Ширина щілини між витками, мм	-	-	-	50; 70; 100	100; 150; 200
Кут нахилу осі барабана до горизонту, град	3 – 8	до 10	3	8	8
Частота обертання барабана, хв ⁻¹	10	10	16	11	9,26
Максимальна крупність грудок у живленні, мм	350	300	300	250	500
Витрата води, м ³ /т	4 – 6	4 – 6	4 – 8	-	-
Максимальна продуктивність, т/год	90	150	75	400	1000
Потужність електродвигуна, кВт	5,5	7,0	28,0	4,5	7,5
Габарити, мм:					
довжина	5385	4750	8780	3750	5700
ширина	2205	2800	3000	1750	2000
висота	2090	2670	2230	2400	3460
Маса грохота, т	5,2	7,5	12,6	3,2	9

Технічні характеристики інерційних грохотів легкого і середнього типу

Параметр	Грохоти легкого типу				Грохоти середнього типу	
	ГЛ 32	ГЛ 42	ГЛ 43	ГЛ 52	ГС 42	ГС 52
Площа сита, м ²	3,1	5,4	5,4	7,9	5,4	7,9
Число сит	2	2	3	2	2	2
Кут нахилу короба, град	10 – 25	10 – 25	10 – 25	10 – 25	10 – 25	10 – 25
Частота коливань, хв ⁻¹	1150	900; 1000	970	870	900	900
Амплітуда коливань, мм	2,5	3; 3,5	2,5	2,5; 3	4,5	3,7
Розмір отворів сит, мм	3 – 25	6 – 50	6 – 50	6 – 100	6 – 50	6 – 100
Потужність електродвигуна, кВт	4,0	7,5	7,5	7,5	10,0	15,0
Продуктивність, т/год	100	180	200	250	230	320
Габарити, мм:						
довжина	3077	4295	4265	5050	4500	5300
ширина	1674	2860	2770	3110	2150	2700
висота	1640	2710	2660	2910	1290	1300
Маса грохота, т	1,5	3,1	4,0	3,5	3,3	3,8

Технічні характеристики інерційних грохотів важкого типу

Параметр	Грохоти важкого типу					
	ГІТ 32	ГІТ 41	ГІТ 42	ГІТ 51	ГІТ 52	ГІТ 71
Площа сита, м ²	3,1	4,5	4,5	7,9	7,9	12,5
Число сит	2	1	2	1	2	1
Кут нахилу короба, град	10 – 30	10 – 30	10 – 30	10 – 30	10 – 30	10 – 30
Частота коливань, хв ⁻¹	776; 970	800	730; 970	730	543; 970	520; 730
Амплітуда коливань, мм	3 – 5	3	3 – 5	3 – 7	3 – 5	4 – 8
Розмір отворів сит, мм	12 – 40	12 – 80	12 – 80	6 – 80	20 – 100	50 – 120
Потужність електродви- гуна, кВт	10	13	13	17	22	30
Продуктивність, т/год	200	360	360	500	500	800
Габарити, мм:						
довжина	3300	3100	3600	4010	4400	5500
ширина	2000	2200	2300	2687	3100	3500
висота	1300	1500	1300	1487	1900	1800
Маса грохота, т	3,3	4,8	5,0	6,0	7,5	13,5

Технічні характеристики інерційно-самобалансних грохотів

Параметр	ГІСЛ 62	ГІСЛ 72	ГІСЛ 82	ГІСТ 72
Площа сита, м ²	10	15	21	16
Число сит	2	2	2	2
Кут нахилу короба, град	0	0	0	0
Частота коливань, хв ⁻¹	735	735	735	735
Амплітуда коливань, мм	6	6	6	6
Розмір отворів сит, мм	0,5 – 100	0,5 – 100	0,5 – 100	6 – 100
Потужність електродвигуна, кВт	2x17	2x22	2x40	2x30
Продуктивність, т/год	270	400	600	650
Габарити, мм:				
довжина	5670	6980	7650	6805
ширина	2700	3720	3740	3785
висота	2690	2500	2660	2530
Маса грохота, т	8,7	12,1	18,6	14,1

Технічні характеристики щоківих дробарок

Параметр	Дробарки із складним колюванням щок			Дробарки с простим колюванням щок		
	ЩДС 1- 2,5 x 4	ЩДС 1- 4 x 9	ЩДСП 6 x 9	ЩДП - 9 x 12	ЩДП – 12 x 15	ЩДП – 15 x 21
Розміри приймального отвору, мм	250x400	400x900	600x900	900x1200	1200x1500	1500x2100
Найбільший розмір грудок у живленні, мм	210	340	500	750	1000	1300
Ширина розвантажувальної щілини, мм	20-80	40-90	75-125	90-160	110-190	140-220
Продуктивність, м ³ /год	18	30	60	180	310	550
Потужність електродвигуна, кВт	37	45	75	90	160	250
Габарити, мм:						
довжина	2300	2200	3000	5300	6400	7500
ширина	2400	2600	2500	6000	6800	7000
висота	1900	2200	1800	4000	5000	6000
Маса дробарки, т	8	12	20	57	116	208

Технічні характеристики конусних дробарок крупного дроблення

Параметр	Дробарки крупного дроблення					Дробарки редуційні		
	ККД – 500/75	ККД – 900/140	ККД – 1200/150	ККД – 1500/180	КРД – 500/60	КРД – 700/75	КРД – 900/100	
Діаметр основи дробильного конусу, мм	1220	1700	1900	2520	1680	2040	2340	
Ширина приймального отвору, мм	500	900	1200	1500	500	700	900	
Найбільший розмір грудок у живленні, мм	400	750	1000	1200	400	550	750	
Ширина розвантажувальної щілини, мм	75	140	150	180	60	75	100	
Продуктивність, м ³ /год	200	420	680	1450	200	400	680	
Потужність електродвигуна, кВт	110	250	320	400	200	250	400	
Габарити, мм:								
довжина	4500	9000	10000	11800	4560	4800	11500	
ширина	4600	5000	6500	6800	2540	3600	6500	
висота	5100	7800	8900	10500	4320	7600	9100	
Маса дробарки, т	40,6	145	240	404	88	138	237	

Технічні характеристики конусних дробарок середнього дроблення

Параметр	КСД-600	КСД-900	КСД-1200Гр	КСД-1200Т	КСД-1750Гр	КСД-1750Т	КСД-2200Гр	КСД-2200Т	КСД-3000
Діаметр основи дробильного конусу, мм	600	900	1200	1200	1750	1750	2200	2200	3000
Ширина приймального отвору, мм	75	130	185	125	250	200	350	275	475
Найбільший розмір грудок у живленні, мм	60	105	150	100	200	160	300	250	380
Ширина розвантажувальної щілини, мм	12-35	15-40	20-50	10-25	25-60	15-30	30-60	15-30	25-50
Продуктивність, м ³ /год	30	60	100	70	250	150	500	250	600
Потужність електродвигуна, кВт	30	55	75	75	160	160	250	250	400
Габарити, мм:									
довжина	1600	2500	3500	3500	4400	4400	5500	5500	7000
ширина	1500	1730	2500	2500	3400	3400	4300	4300	5500
висота	1465	2300	3100	3100	4400	4400	5100	5100	6500
Маса дробарки, т	4,05	12,5	22	22	47	47	85	86	217

Технічні характеристики конусних дробарок дрібного дроблення

Параметр	КМД - 1200Гр	КМД - 1200Г	КМД - 1750Гр	КМД - 1750Г	КМД - 2200Гр	КМД - 2200Г1	КМД - 2200Г2	КМД - 3000Г
Діаметр основи дробильного конуса, мм	1200	1200	1750	1750	2200	2200	2200	3000
Ширина приймального отвору, мм	100	50	130	80	140	100	85	95
Найбільший розмір грудок у живленні, мм	80	40	100	70	110	85	75	75
Ширина розвантажувальної щілини, мм	5-15	3-12	9-20	5-15	10-20	5-15	7-15	6-20
Продуктивність, м ³ /год	50	40	120	100	250	200	180	400
Потужність електродвигуна, кВт	75	75	160	160	250	250	320	400
Габарити, мм:								
довжина	3500	3500	4400	4400	5500	5500	5700	7000
ширина	2500	2500	3400	3400	4300	4300	4300	5500
висота	3100	3100	4400	4400	5500	5500	5900	7100
Маса дробарки, т	21	21	46	46	85	86	98	217

Технічні характеристики конусних інерційних дробарок

Параметр	КІД - 300	КІД - 600	КІД - 900	КІД - 1200	КІД - 1750	КІД - 2200
Діаметр основи дробильного конуса, мм	300	600	900	1200	1750	2200
Найбільший розмір грудок у живленні, мм	20	50	60	80	90	110
Номинальна крупність дробленого продукту, мм	0-2	0-6	0-7	0-8	0-10	0-12
Продуктивність, м ³ /год	1	18	35	50	90	150
Потужність електродвигуна, кВт	10	75	160	250	500	630
Габарити, мм:						
довжина	1300	2170	3000	5000	6500	6600
ширина	800	1280	2200	3000	4000	4000
висота	1450	2170	3150	4000	5400	6400
Маса дробарки, т	1	5,5	25	45	90	160

Технічні характеристики двовалкових дробарок з гладкими валками

Параметр	ДГ 400x250	ДГ 600x400	ДГ 1000x550	ДГ 1500x600	ДГР 600x400
Розмір валків, мм:					
діаметр	400	600	1000	1500	600
довжина	250	400	550	600	400
Ширина щілини між валками, мм	2 – 12	2 – 14	4 – 18	4 – 20	10 – 30
Частота обертання валків, хв ⁻¹	148 – 275	134 – 187	63 – 112	24 – 76	175
Найбільший розмір кусків у живленні, мм	20	30	50	75	60
Продуктивність, м ³ /год	1,4 – 15,6	3 – 29,4	12 – 53,5	13 – 65	8 – 25
Потужність електродвигуна, кВт	4	10	40	55	20
Маса дробарки, т	1,9	5,3	16,7	34,0	3,3

Технічні характеристики двовалкових зубчатих дробарок

Параметр	ДДЗ-4	ДДЗ-6	ДДЗ-10	ДДЗ-16	ДДЗЕ- 15x12
Розмір валків, мм:					
діаметр	400	630	1000	1600	1500
довжина	500	830	1250	2000	1200
Ширина щілини між валками, мм	105	150	240	400	100
Частота обертання валків, хв ⁻¹	60	50	35	41	40
Найбільший розмір грудок у живленні, мм	200	500	600	1000	900
Максимальна крупність дробленого продукту, мм	25; 50; 75; 100; 125	50; 75; 100; 125; 150	100; 125; 150; 300	200; 300	100
Продуктивність, т/год	20-100	60-150	125-525	650-1000	150
Потужність електродвигуна, кВт	13	20	40	250	2x55
Маса дробарки, т	4,3	9,9	23,5	107,6	31,4

Технічні характеристики молоткових однороторних дробарок

Параметр	Дробарки нереверсивні			Дробарки реверсивні	
	М 6-4Б	М 8-6Б	М 13-16В	М 20-30Г	ДМРЕ 10х10 ДМРЕ 14,5х13
Розміри ротора, мм:					
діаметр	600	800	1300	2000	1000
довжина	400	600	1600	3000	1000
Частота обертання ротора, хв ⁻¹	1250	1000	735	600	750-1500
Ширина вихідної щілини решітки, мм	25	13	10	20	3 - 5
Найбільший розмір грудок у живленні, мм	150	250	400	600	80
Продуктивність, т/год	12-15	18-24	150-200	900-1200	100
Потужність електродвигуна, кВт	17	55	200	1250	250
Габарити, мм:					
довжина	1100	1350	2385	8865	3931
ширина	1031	1360	2750	3800	2632
висота	1150	1250	1900	3100	1802
Маса дробарки, т	1,15	2,7	11,0	60,0	8,3
					1450
					1300
					750-1000
					3 - 5
					80
					250
					500
					4943
					3320
					2270
					18,9

Технічні характеристики роторних дробарок

Параметр	ДРК 8х6	ДРК 12х10	ДРК 16х12	ДРК 20х16	ДРК 20х16	ДРК 12х12
Розміри ротора, мм:						
діаметр	800	1250	1600	2000	2000	1200
довжина	630	1000	1200	1600	1600	1200
Окружна швидкість бив ротора, м/с	20-35	20-35	20-35	20-35	20-28,8	20-28,8
Ширина вихідної щілини решітки, мм	16-160	25-250	22-320	40-400	16-200	20-250
Найбільший розмір грудок у живленні, мм	400	600	800	1100	300	375
Продуктивність, м ³ /год	55	125	200	370	125	200
Потужність електродвигуна, кВт	40	110	160	250	122	200
Габарити, мм:						
довжина	2500	3200	4200	5600	3400	2700
ширина	1700	2350	2900	3600	3200	2800
висота	2150	2800	3500	4400	2800	2100
Маса дробарки, т	6	15	30	68	18	10

Технічні характеристики стержневих млинів з центральним розвантаженням

Параметр	МСЦ 1500х х3000	МСЦ 2100х х2200	МСЦ 2100х х3000	МСЦ 2700х х3600	МСЦ 3200х х4500	МСЦ 3600х х4500	МСЦ 3600х х5500	МСЦ 4000х х5500	МСЦ 4500х х6000
Внутрішній розмір барабана (без футеровки), мм:									
діаметр	1500	2100	2100	2700	3200	3600	3600	4000	4500
довжина	3000	2200	3000	3600	4500	4500	5500	5500	6000
Номінальний об'єм барабана, м ³	4,2	6,3	8,5	17,5	32	40	49	60	82
Потужність електродвигуна, кВт	100	200	200	400	900	1000	1000	2000	2500
Габарити, мм:									
довжина	6300	8450	9100	9750	14150	14300	15200	15300	16000
ширина	3600	5650	4850	6300	7200	7200	7500	8400	9000
висота	2600	4250	3750	5050	5250	5200	5500	6200	6750
Маса, т	21	46	47	74	141	159	172	250	310

Технічні характеристики кульових млинів з центральним розвантаженням

Параметр	МШЦ- 2100х х2200	МШЦ- 2100х х3000	МШЦ- 2700х х3600	МШЦ- 3200х х3100	МШЦ- 3200х х4500	МШЦ- 3600х х5500	МШЦ- 4000х х5500	МШЦ- 4500х х6000	МШЦ- 5500х х6500
Внутрішній розмір барабана (без футеровки), мм:									
діаметр	2100	2100	2700	3200	3200	3600	4000	4500	5500
довжина	2200	3000	3600	3100	4500	5500	5500	6000	6500
Номінальний об'єм барабана, м ³	6,3	8,5	17,5	22,4	32	49	60	82	140
Потужність електродвигуна, кВт	200	200	400	630	900	1250	2000	2500	4000
Габарити, мм:									
довжина	8300	8850	9750	9650	14300	16000	16000	16700	25500
ширина	4850	4850	6400	6400	7300	7500	8500	9100	12400
висота	3750	3750	5050	5100	5230	5500	6250	6800	8800
Маса, т	39	43	74	89	140	161	250	310	706

Технічні характеристики кульових млинів з розвантаженням через решітку

Параметр	МШР- 2100х х1500	МШР- 2100х х2200	МШР- 2100х х3000	МШР- 2700х х3600	МШР- 3200х х3100	МШР- 3600х х4000	МШР- 3600х х5000	МШР- 4000х х5000	МШР 4500х х5000
Внутрішній розмір барабана (без футеровки), мм:									
діаметр	2100	2100	2100	2700	3200	3600	3600	4000	4500
довжина	1500	2200	3000	3600	3100	4000	5000	5000	5000
Номінальний об'єм барабана, м ³	4,3	6,3	8,5	17,5	22	36	45	55	68
Потужність електродвигуна, кВт	132	200	200	400	630	1000	1250	2000	2500
Габарити, мм:									
довжина	7350	8150	8850	9700	9600	13000	14700	14800	15100
ширина	4500	4850	4800	6400	6300	7200	7400	8400	9100
висота	3750	3750	3750	5050	5050	5200	5500	6300	6800
Маса, т	34,5	40,1	44,9	77	92,6	162	166	258	290

Технічні характеристики рудних і рудногалькових млинів мокрого самоподрібнення

Параметр	Млини рудного самоподрібнення					Млини рудногалькові			
	ММС- 3000х x1060	ММС- 5000х x2300	ММС- 7000х x2300	ММС- 7000х x6000А	ММС- 9000х x3000А	МГР- 4000х x7500	МГР- 5500х x7500А	МШРГУ- 4500х x6000	
Внутрішній розмір ба-рабана (без футеровки), мм									
діаметр	3000	5000	7000	7000	9000	4000	5500	4500	
довжина	1060	2300	2300	6000	3000	7500	7500	6000	
Номінальний об'єм барабана, м ³	6	36,5	80	195	160	83	160	83	
Частота обертання барабана, хв ⁻¹	-	15,3	13	13	11,5	-	14,9	16,7	
Найбільший розмір грудок у живленні, мм	300	400	400	500	500	-	-	-	
Потужність електродвигуна, кВт	-	630	1600	4000	4000	1600	3150	2500	
Габарити, мм:									
довжина	-	12500	18500	-	23650	17300	-	16000	
ширина	-	7340	10300	-	14450	8570	-	9100	
висота	-	4780	7900	-	7850	6250	-	6800	
Маса, т	51	202	429	719	816	310	695	327	

Технічні характеристики спіральних класифікаторів з незануреною спіраллю

Параметр	1КСН-12	1КСН-15	1КСН-20	1КСН-24	1КСН-30	2КСН-24	2КСН-30
Характеристика спіралі:							
число, шт.	1	1	1	1	1	2	2
діаметр, мм	1200	1500	2000	2400	3000	2400	3000
частота обертання, хв ⁻¹	4,1; 8,2	3,9	4,1	3,6	1,5; 3,0	2,5; 5,2	1,5; 3,0
Характеристика ванни:							
довжина, мм	6500	8200	8400	9200	12500	9200	12500
кут нахилу, градус	18	18	17	18	18	18	18
Продуктивність:							
по пісках, т/год	40-80	75	170	260	150-300	370-770	260-520
по зливу, т/год	7	10	17	18	33	46	63
Потужність електродвигуна, кВт	6	7	10	13	28	40	40
Габарити, мм:							
довжина	8500	10000	11000	12500	15000	11750	15150
ширина	1700	2360	2800	3150	3750	5600	6760
висота	3000	3750	4750	4900	5800	4900	7100
Маса, т	6,4	12,6	17,8	21,4	14,4	39,6	68,9

Технічні характеристики гідроциклонів

Параметр	ГЦ-75	ГЦ-150	ГЦ-250	ГЦ-360	ГЦ-500	ГЦ-710	ГЦ-1000	ГЦ-1400
Діаметр гідроциклону, мм	75	150	250	360	500	710	1000	1400
Кут конусності, градус	10	10	20	20	20	20	20	20
Еквівалентний діаметр живильного отвору, мм	17	38	65	90	130	150	210	300
Діаметр зливного отвору, мм	22	50	80	115	150	200	250	380
Діаметр піскового отвору, мм	8; 12; 17	12; 20; 27; 34	34; 48; 75	34; 48; 75; 96	48; 75; 96; 150	48; 150 75; 200	75; 150 200; 250	200; 250 300; 350
Тиск на вході, МПа	0,01- -0,02	0,01- -0,02	0,03 0,25	0,03- -0,25	0,03- -0,25	0,03- -0,25	0,06- -0,45	0,06- -0,45
Продуктивність по живленню з вмістом твердого 40 % при тиску 0,1 МПа, м ³ /год	5	15	50	95	180	260	470	900
Габарити, мм:								
довжина	300	500	600	700	900	1200	1500	2100
ширина	350	450	650	750	1000	1400	1600	2200
висота	600	1200	1400	1900	2500	3500	4500	6200
Маса, кг	20	100	200	300	450	1450	2400	4500

Методика розрахунку схеми дроблення

Методика розрахунку схеми дроблення розглянута на прикладі, що приведений нижче.

Завдання: Виконати розрахунок схеми дроблення (рис. 1) за наступними вихідними даними: продуктивність 3Ф $Q_{3Ф} = 600$ т/год; руда – середньої твердості; розмір максимального куска – у вихідному $D_{max} = 600$ мм, у дробленому продукті $d_{max} = 12$ мм; гранулометричні склади руди і дроблених продуктів (табл. 1).

Таблиця 1 – Гранулометричний склад руди

Клас, мм	$\gamma, \%$	$\gamma^{+d}, \%$	$\gamma^{-d}, \%$
+400	30	30	100
400 – 200	28	58	70
200 – 100	17	75	42
100 – 50	15	90	25
50 – 25	4	94	10
25 – 12	3	97	6
12 – 0	3	100	3
Разом	100	–	–

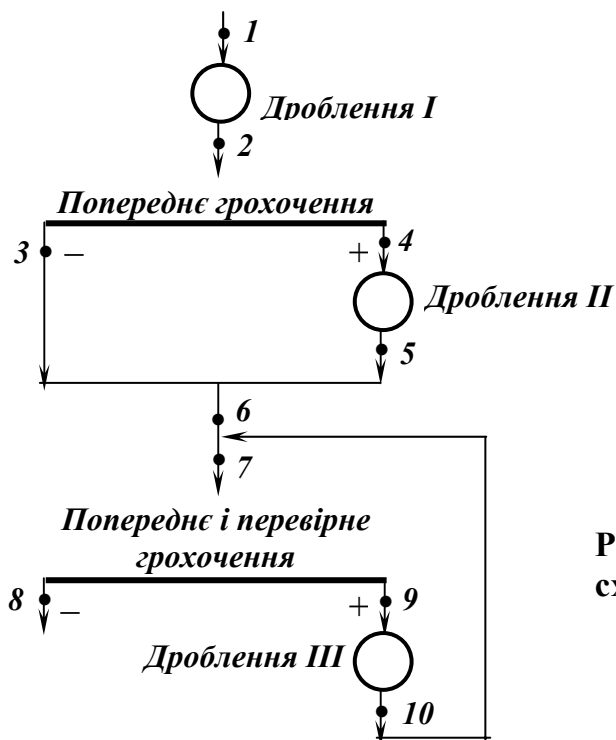


Рис. 1 – Розрахункова схема дроблення (АБГ).

1. Розрахунок технологічних показників

Визначаємо показники схеми дроблення.

1.1 Загальний ступінь дроблення:

$$S_{\text{заг}} = D_{\text{max}} / d_{\text{max}} = 600 / 12 = 50.$$

При отриманому загальному ступені дроблення може бути прийнята трьохстадіальна схема дроблення, що не суперечить I-му правилу вибору схеми дроблення.

1.2 Середній ступінь дроблення:

$$S_{\text{сер}} = \sqrt{S_{\text{заг}}} = \sqrt{50} = 3,7.$$

1.3 Ступені дроблення у окремих стадіях:

- у I і II стадії призначаємо

$$S_1 = S_2 = 3,3.$$

Перша і друга стадії працюють без перевірного грохочення, тому їхні ступені дроблення повинні бути менші, ніж у третьому ступені, який працює з перевірним грохоченням;

- тоді ступінь дроблення III стадії

$$S_3 = S_{\text{заг}} / (S_1 \cdot S_2) = 50 / 3,3 \cdot 3,3 = 4,6.$$

1.4 Умовна максимальна крупність грудок у окремих стадіях:

- у I стадії

$$D_1 = D_{\text{max}} / S_1 = 600 / 3,3 = 182 \text{ мм},$$

- у II стадії

$$D_2 = D_{\text{max}} / (S_1 \cdot S_2) = 600 / 3,3 \cdot 3,3 = 55 \text{ мм},$$

- у III стадії

$$D_3 = D_{\text{max}} / (S_1 \cdot S_2 \cdot S_3) = 600 / 3,3 \cdot 3,3 \cdot 4,6 = 12 \text{ мм}.$$

1.5 Ширина розвантажувальних щілин дробарок I і II стадій.

При дробленні руд без перевірного грохочення максимальна умовна крупність z дробленого продукту перевищує ширину розвантажувальної щілини дробарки (табл. 2).

Таблиця 2 – Максимальна умовна крупність z дробленого продукту

Категорія твердості руди	Максимальна умовна крупність z дробленого продукту для дробарок типу:			
	ККД	ЩДП	КСД	КМД
М'які	1,1	1,3	1,3 – 1,5	1,7 – 2,0
Середньої твердості	1,4	1,5	1,8 – 2,0	2,2 – 2,5
Тверді	1,6	1,7	2,4 – 2,6	2,7 – 3,0

З урахуванням закругнення ширина розвантажувальних щілин дробарок:

- I стадії (закрупнення для руди середньої твердості $z_1 = 1,4$)
 $i_1 = D_1/z_1 = 182/1,4 = 130 \text{ мм};$
- II стадії (закрупнення для руди середньої твердості $z_2 = 1,8$)
 $i_2 = D_2/z_2 = 55/1,8 = 30 \text{ мм}.$

1.6 Розмір отворів сит грохотів а і ефективність грохочення E_2^{-a} у II стадії дроблення.

Для попереднього грохочення розмір отворів сит грохотів приймають від i (якщо дробарка недовантажена) до zi (якщо дробарка перевантажена).

Для крупного грохочення на колосникових грохотах $E = 60 - 70 \%$ (в розрахунковій схемі відсутнє).

Для середнього і дрібного грохочення на вібраційних грохотах $E = 80 - 85 \%$.

Для розрахункової схеми приймаємо:

$$a_2 = i_2 = 30 \text{ мм}; \quad E_2^{-a} = E_2^{-30} = 85 \%.$$

1.7 Режим роботи грохотів і дробарок III стадії

У залежності від значень ширини розвантажувальної щілини дробарки i , розміру отворів сита a і ефективності грохочення E_2^{-a} , які визначають режим роботи грохотів і дробарок, змінюється характеристика крупності дробленого продукту, необхідне число дробарок і грохотів, продуктивність млинів.

Найбільш раціональні такі режими, при яких розвантажувальні щілини дробарок і ефективності грохочення зменшені, а розміри отворів сит грохотів збільшені.

Для розрахункової схеми приймаємо:

$$i_3 = 0,8D_3 = 0,8 \cdot 12 = 10 \text{ мм};$$

$$a_3 = 1,2D_3 = 1,2 \cdot 12 = 14 \text{ мм};$$

$$E_3^{-a} = E_3^{-14} = 75 \%.$$

1.8 Обґрунтування схеми дроблення.

Оскільки у вихідній руді, що надходить на ЗФ, вміст класу – 130 мм складає менше 15 % (див. табл. 1 – гранулометричний склад вихідної руди), I стадії дроблення не повинна передувати операція попереднього грохочення (обґрунтування по I правилу вибору схеми дроблення). В II стадії дроблення раціональне використання попереднього грохочення (обґрунтування по II правилу вибору схеми дроблення). В заключній стадії дроблення рекомендується застосовувати попереднє і перевірне грохочення (об-

грунтування по III правилу вибору схеми дроблення). Таким чином, прийнята тристадійна схема типу АБГ (рис. 1) є для даної руди раціональною.

2. Розрахунок схеми дроблення

Якщо є ситові аналізи вихідного матеріалу і продуктів дроблення необхідно побудувати їхні характеристики крупності і використовувати їх при розрахунках. При відсутності ситових аналізів слід скористатися типовими характеристиками або емпіричними формулами, які їх описують.

2.1 Розрахунок I стадії дроблення

• Маса продуктів I стадії:

$$Q_2 = Q_1 = 600 \text{ т/год.}$$

Після побудови характеристики крупності продукту I (рис. 2) визначаємо вміст у ньому класу + 130 мм: $\beta_1^{+130} = 67\%$ ($\beta_1^{-130} = 33\%$).

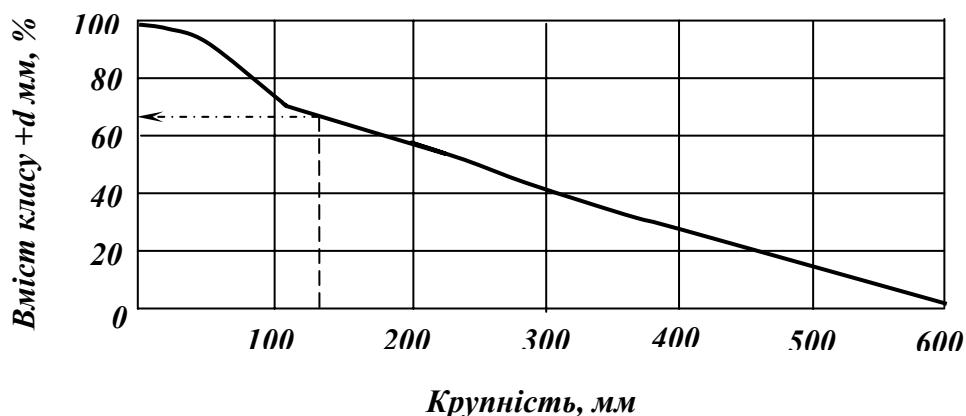


Рис. 2 – Характеристика крупності вихідної руди.

• Визначаємо *відносну крупність* зерен у дробленому продукті I стадії дроблення (табл. 3): $z_1 = d / i_1$ ($i_1 = 130$ мм).

Таблиця 3 – Відносна крупність зерен у дробленому продукті I стадії дроблення

d , мм	130	100	50	25	12
z_1	1,00	0,77	0,38	0,19	0,09

Потім для руди середньої твердості по типовій характеристиці крупності або за формулою (2.59) визначаємо гранулометричний склад класу +130 мм після його дроблення (табл. 4):

$$b^{+z} = (1 - 0,80z + 0,11z^3 - 0,02z^4) \cdot 10^2; \quad b^{-z} = 100 - b^{+z}.$$

Таблиця 4 – Гранулометричний склад класу + 130 мм після дроблення

d , мм	130	100	50	25	12
b_1^{+z}	29,0	43,3	70,2	84,8	92,8
b_1^{-z}	71,0	56,7	29,8	15,2	7,2

- Вихід класів у продукті 2 розраховується за формулою:

$$\beta_2^{-d} = \beta_1^{-d} + b_1^{-d} \cdot \beta_1^{+i_l}, \%,$$

де β_1^{-d} , β_2^{-d} – вихід класу « $-d$ » у вихідному і дробленому продуктах, %;
 b_1^{-d} – вміст класу « $-d$ » у дробленому продукті (табл. 4), %; $\beta_1^{+i_l}$ – вихід класу « $+i_l$ » у вихідному продукті ($\beta_1^{+130} = 0,67$), частки од.

Наприклад,

$$\beta_2^{-130} = 33 + 71 \cdot 0,67 = 80,6, \%;$$

$$\beta_2^{-100} = 25 + 56,7 \cdot 0,67 = 63,0, \% \text{ і т.д.}$$

Результати розрахунку гранулометричного складу продукту 2 наведені у табл. 5.

Таблиця 5 – Гранулометричний склад продукту 2

Клас, мм	γ , %	Сумарні виходи	
		γ^{+d} , %	γ^{-d} , %
+ 130	19,4	19,4	100,0
130 – 100	17,6	37,0	80,6
100 – 50	33,0	70,0	63,0
50 – 25	13,8	83,8	30,0
25 – 12	8,4	92,2	16,2
12 – 0	7,8	100,0	7,8
Разом	100,0	—	—

2.2 Розрахунок II стадії дроблення

Другій стадії дроблення передуює грохочення на ситі з розміром отворів $a_2 = 30$ мм. З використанням даних табл. 5 визначити вихід класу (0–30 мм) неможливо, тому необхідно побудувати сумарну характеристику крупності продукту 2 (рис. 3).

Після побудови характеристики крупності продукту 2 визначаємо вміст у ньому класу + 30 мм: $\beta_1^{+30} = 80\%$ ($\beta_1^{-30} = 20\%$).

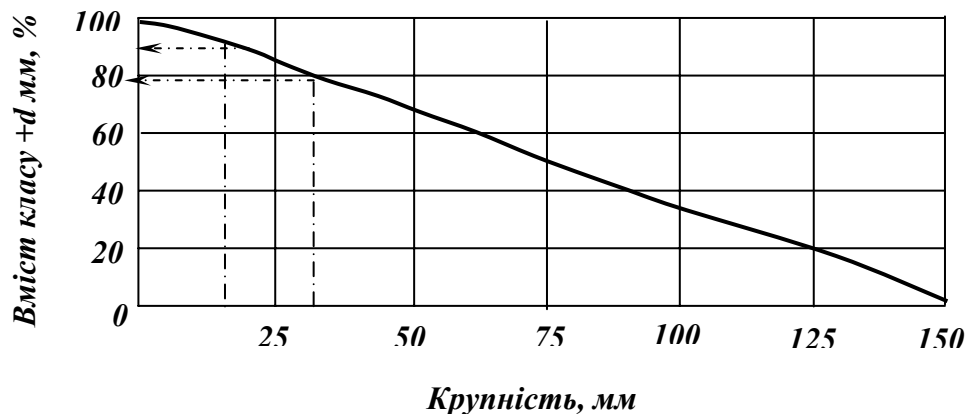


Рис. 3 – Характеристика крупності продукту 2.

Крім того, при розрахунку процесу грохочення необхідно знати вихід класу (0–15 мм): $\beta_1^{+15} = 90\%$ ($\beta_1^{-15} = 10\%$).

• Маса продуктів II стадії:

$$Q_6 = Q_1 = 600 \text{ т/год.}$$

$$Q_3 = Q_2 \cdot \beta_2^{-30} \cdot E_2^{-30} = 600 \cdot 0,2 \cdot 0,85 = 102 \text{ т/год; } (\gamma_3 = 17\%);$$

$$Q_4 = Q_2 - Q_3 = 600 - 102 = 498 \text{ т/год; } (\gamma_4 = \gamma_5 = 83\%);$$

$$Q_5 = Q_4 = 498 \text{ т/год;}$$

• Визначаємо відносну крупність зерен у дробленому продукті II стадії дроблення (табл. 6): $z_2 = d / i_2$ ($i_2 = 30$ мм).

Таблиця 6 – Відносна крупність зерен у дробленому продукті II стадії дроблення

d , мм	25	12
z_2	0,83	0,40

Потім для руди середньої твердості по типовій характеристиці крупності або за формулою (2.75) визначаємо гранулометричний склад класу +30 мм після його дроблення (табл. 7):

$$b^{+z} = (1 - 0,82z + 0,17z^2) \cdot 10^2;$$

$$b^{-z} = 100 - b^{+z}.$$

Таблиця 7 – Гранулометричний склад класу + 30 мм після дроблення

d , мм	25	12
b_2^{+z}	43,7	69,9
b_2^{-z}	56,3	30,1

- Вихід класів у продукті 6 розраховується за формулою:

$$\beta_6^{-d} = \beta_2^{-d} \cdot E_2^{-30} + b_2^{-d} \cdot \gamma_5, \%,$$

де β_2^{-d} , β_6^{-d} – вихід класу «– d» у продуктах 2 і 6, %; b_2^{-d} – вміст класу «– d» у дробленому продукті (табл. 7), %; γ_5 – вихід продукту 5, частки од.; E_2^{-30} – ефективність грохочення по зерну 30 мм, частки од.

Наприклад,

$$\beta_6^{-25} = 16,2 \cdot 0,85 + 56,3 \cdot 0,83 = 60,5, \%;$$

$$\beta_6^{-12} = 7,8 \cdot 0,85 + 30,1 \cdot 0,83 = 31,6, \% .$$

Результати розрахунку гранулометричного складу продукту 6 наведені у табл. 8.

Таблиця 8 – Гранулометричний склад продукту 6

Клас, мм	$\gamma, \%$	Сумарні виходи	
		$\gamma^{+d}, \%$	$\gamma^{-d}, \%$
+ 25	39,5	39,5	100,0
25 – 12	28,9	68,4	60,5
12 – 0	31,6	100,0	31,6
Разом	100,0	–	–

2.3 Розрахунок III стадії дроблення

У третю стадію дроблення включені операції попереднього і перевірного грохочення на ситі з розміром отворів $a_3 = 14$ мм. З використанням даних табл. 8 визначити вихід класу (0–14 мм) неможливо, тому необхідно побудувати сумарну характеристику крупності продукту 6 (рис. 4).

Після побудови характеристики крупності продукту 6 визначаємо вміст у ньому класу + 14 мм: $\beta_6^{+14} = 65\%$ ($\beta_6^{-14} = 35\%$).

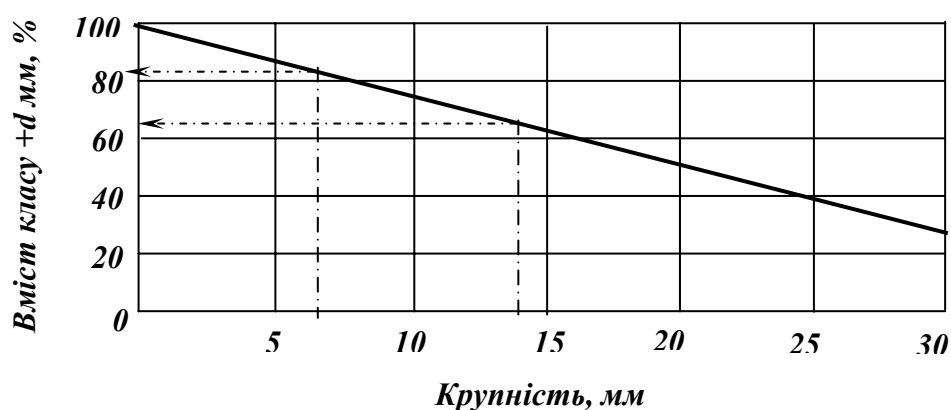


Рис. 4 – Характеристика крупності продукту 6.

- Визначаємо *відносну крупність* зерен у дробленому продукті III стадії дроблення (табл. 9): $z_2 = d / i_3$ ($i_3 = 10$ мм).

Таблиця 9 – Відносна крупність зерен у дробленому продукті III стадії дроблення

d , мм	14	12
z_3	1,4	1,2

Потім для руди середньої твердості по типовій характеристиці крупності або за формулою (2.78) визначаємо гранулометричний склад класу + 14 мм після його дроблення (табл. 10):

$$b^{+z} = (1 + 0,12z - 1,13z^2 + 0,62z^3 - 0,10z^4) \cdot 10^2; \quad b^{-z} = 100 - b^{+z}.$$

Таблиця 10 – Гранулометричний склад класу + 14 мм після дроблення

d , мм	14	12
b_2^{+z}	27,0	38,1
b_2^{-z}	73,0	61,9

Результати розрахунку гранулометричного складу продукту 10 наведені у табл. 11.

Таблиця 11 – Гранулометричний склад продукту 10

Клас, мм	γ , %	Сумарні виходи	
		γ^{+d} , %	γ^{-d} , %
+ 14	27,0	27,0	100,0
14 – 12	11,1	38,1	73,0
12 – 0	61,9	100,0	61,9
Разом	100,0	—	—

- Для визначення оригінального живлення, по якому вибирається дробарка, III стадія дроблення представляється у розгорнутому вигляді, тобто с роздільними операціями попереднього і перевірного грохочення (рис. 5).

- Маси продуктів III стадії:

$$Q_8 = Q_6 = Q_1 = 600 \text{ т/год};$$

$$Q_{6'} = Q_6 \cdot \beta_6^{-14} \cdot E_3^{-14} = 600 \cdot 0,35 \cdot 0,75 = 157,2 \text{ т/год}; \quad (\gamma_{6'} = 26,3 \text{ \%});$$

$$Q_{6''} = Q_6 - Q_{6'} = 600 - 157,5 = 442,5 \text{ т/год}; \quad (\gamma_{6''} = 73,7 \text{ \%}).$$

З використанням ситової характеристики продукту 10 (табл. 11) визначаємо C , Q_{10} , Q_7 :

$Q_{10'} = Q_{10} \cdot \beta_{10}^{-14} \cdot E_3^{-14}$, при $Q_{10} = Q_{6''} + C$ і $Q_{6''} = Q_{10'}$ отримуємо:

$$Q_{6''} = Q_{6''} \cdot \beta_{10}^{-14} \cdot E_3^{-14} + C \cdot \beta_{10}^{-14} \cdot E_3^{-14},$$

звідки

$$C = \frac{Q_{6''}(1 - \beta_{10}^{-14} \cdot E_3^{-14})}{\beta_{10}^{-14} \cdot E_3^{-14}} = \frac{442,5 \cdot (1 - 0,73 \cdot 0,75)}{0,73 \cdot 0,75} = 365,7 \text{ т/год};$$

$$Q_{10} = Q_{6''} + C = 442,5 + 365,7 = 808,2 \text{ т/год}; \quad (\gamma_{10} \approx 134,7 \%)$$

$$Q_7 = Q_6 + Q_{10} = 600 + 808,2 = 1408,2 \text{ т/год}; \quad (\gamma_7 \approx 234,7 \%)$$

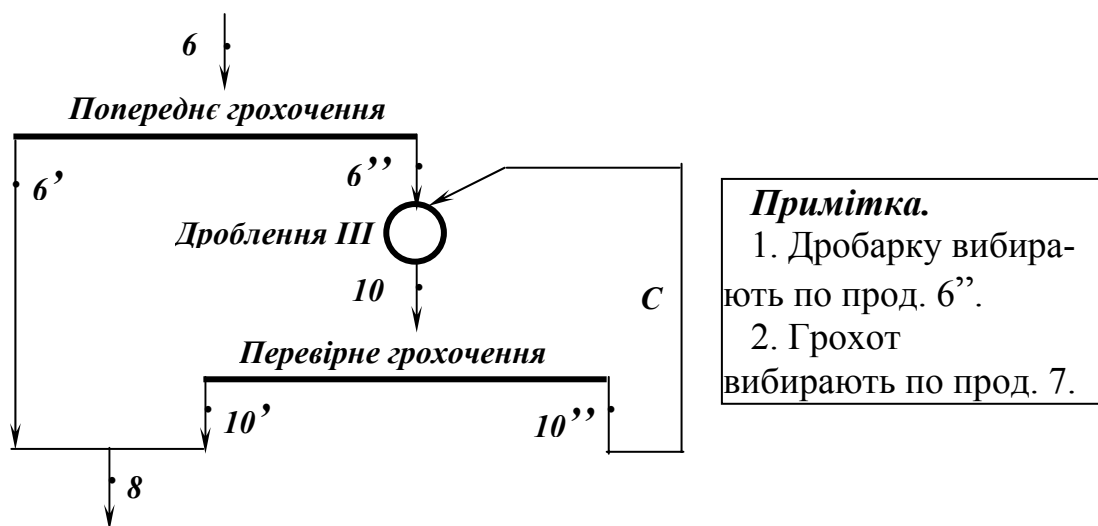


Рис. 5 – Розрахункова схема III-ої стадії дроблення.

- Вихід класу (– 12 мм) у продукті 8 розраховується за формулою:

$$\beta_8^{-12} = (\beta_6^{-12} + \beta_{10}^{-12} \cdot \gamma_{10}) \cdot E_3^{-14} = (31,6 + 61,9 \cdot 1,347) \cdot 0,75 = 86,2 \%,$$

де β_6^{-12} , β_{10}^{-12} – вихід класу «– 12» у продуктах 6 і 10, %; γ_5 – вихід продукту 10, частки од.; E_3^{-14} – ефективність грохочення по зерну 14 мм, частки од.

Результати розрахунку гранулометричного складу продукту 8 наведені у табл. 8.

Таблиця 12 – Гранулометричний склад продукту 8

Клас, мм	γ , %	Сумарні виходи	
		γ^{+d} , %	γ^{-d} , %
+ 12	13,8	13,8	100,0
12 – 0	86,2	100,0	86,2
Разом	100,0	–	–

При розрахунку процесу грохочення необхідні такі дані:

– вміст класу розміром менше половини розміру отворів сита (– 7 мм) у продукті 7. Оскільки характеристика крупності прямолінійна, вміст цього класу можна розрахувати за формулою:

$$\beta_7^{-7} \approx 0,5 \cdot \frac{\beta_6^{-14} + \beta_{10}^{-14} \cdot \gamma_{10}}{\gamma_7} = 0,5 \cdot \frac{35 + 73 \cdot 1,347}{2,347} = 28,4\% ;$$

– вміст надлишкових зерен (+ 14 мм) у продукті 7:

$$\beta_7^{+14} = \frac{\beta_6^{+14} + \beta_{10}^{+14} \cdot \gamma_{10}}{\gamma_7} = \frac{65 + 27 \cdot 1,347}{2,347} = 43,2\% .$$

3. Вибір обладнання схеми дроблення

Дробарки

3.1 Вимоги, яким повинні задовольняти дробарки наведені у табл. 13.

Таблиця 13 – Вимоги до дробарок

Показник	I стадія	II стадія	III стадія
Крупність максимальних грудок у живленні, мм	600	182	55
Ширина розвантажувальної щілини, мм	130	30	10
Потрібна продуктивність, т/год	600	498	442,5

3.2 Технологічні характеристики обраних дробарок.

Дробарки вибирають с урахуванням твердості матеріалу, що дробиться, і вимог, що указані в табл. 13. Для руд середньої твердості обираємо конусні дробарки, їхні технологічні характеристики наведені в табл. 14.

Таблиця 14 – Технологічні характеристики обраних дробарок

Стадія дроблення	Тип дробарки	Ширина, мм		Насипна густина т/м ³	Продуктивність	
		завант. отвору	розвант. щілини		м ³ /год	т/год
I	ККД 900/140	900	140	2	420	840
II	КСД 1750Гр	250	25 – 60		300	600
III	КМД 2200Т2	75	7 - 15		160	320

3.3 Визначення числа дробарок з урахуванням нерівномірності навантаження ($k_n = 1,1$):

- в I стадії:

$$n_1 = k_n \cdot Q_1 / Q_{\partial p_1} = 1,1 \cdot 600 / 840 = 0,8 \Rightarrow 1 \text{ др. ККД 900/140};$$

- в II стадії:

$$n_2 = k_n \cdot Q_4 / Q_{\partial p_2} = 1,1 \cdot 498 / 600 = 0,9 \Rightarrow 1 \text{ др. КСД 1750Гр};$$

- в III стадії:

$$n_3 = k_n \cdot Q_{6''} / Q_{\partial p_3} = 1,1 \cdot 442,5 / 320 = 1,5 \Rightarrow 2 \text{ др. КМД 2200Т2}.$$

Грохоти

3.3 Визначення площі просіюючої поверхні вібраційних грохотів II і III стадій виконується за формулою (1.34):

$$F = Q_o / q \cdot \delta \cdot k \cdot l \cdot m \cdot n \cdot o \cdot p,$$

де F – робоча поверхня грохота, м^2 ; q – питома продуктивність грохота, $\text{м}^3/\text{год} \cdot \text{м}^2$; δ – насипна густина матеріалу, $\text{кг}/\text{м}^3$; k – поправковий коефіцієнт на вміст у початковому матеріалі частинок розміром менше половини розміру отворів сита; l – поправковий коефіцієнт на вміст у початковому живленні частинок більше розміру отвору сита; m – поправковий коефіцієнт на ефективність грохочення; n – поправковий коефіцієнт на форму зерен; o – поправковий коефіцієнт на вологість матеріалу; p – поправковий коефіцієнт на спосіб грохочення (сухе або мокре).

Дані для визначення площі просіюючої поверхні грохотів використовуються дані табл. 1.8 і 1.9. Для прикладу, що розглядається, розрахункові коефіцієнти наведені у табл. 15.

Таблиця 15 – Розрахункові коефіцієнти для визначення площі просіюючої поверхні

Показники	$q, \text{м}^3/\text{год} \cdot \text{м}^2$	δ	k	l	m	n	o	p
II стадія	33	2	0,7	2,00	1,28	1	1	1
III стадія	25	2	0,9	1,47	1,45	1	1	1

- в II стадії:

$$F_2 = Q_2 / q \cdot \delta \cdot k \cdot l \cdot m \cdot n \cdot o \cdot p = 600 / 33 \cdot 2 \cdot 0,7 \cdot 2 \cdot 1,28 \cdot 1 \cdot 1 \cdot 1 = 5,1 \text{ м}^2;$$

- в III стадії:

$$F_3 = Q_7 / q \cdot \delta \cdot k \cdot l \cdot m \cdot n \cdot o \cdot p = 1408,2 / 25 \cdot 2 \cdot 0,9 \cdot 1,47 \cdot 1,45 \cdot 1 \cdot 1 \cdot 1 = 14,7 \text{ м}^2.$$

Для руд з насипною густиною 2 т/м^3 обираємо грохоти типу ГГТ-51 ($F_{gp} = 7,9 \text{ м}^2$) – для II і III стадії.

3.5 Визначення числа грохотів з урахуванням нерівномірності навантаження ($k_n = 1,1$):

- в II стадії:

$$n_2 = k_H F_2 / F_{\text{эп}} = 1,1 \cdot 5,1 / 7,9 = 0,7 \Rightarrow 1 \text{ гр. ПТ-51}$$

- в III стадії:

$$n_3 = k_H \cdot F_3 / F_{zp} = 1,1 \cdot 14,7 / 7,9 = 2,0 \Rightarrow 2 \text{ гр. ГИТ-51}$$

Схема ланцюга апаратів розрахованої схеми дроблення наведено на рис. 6.

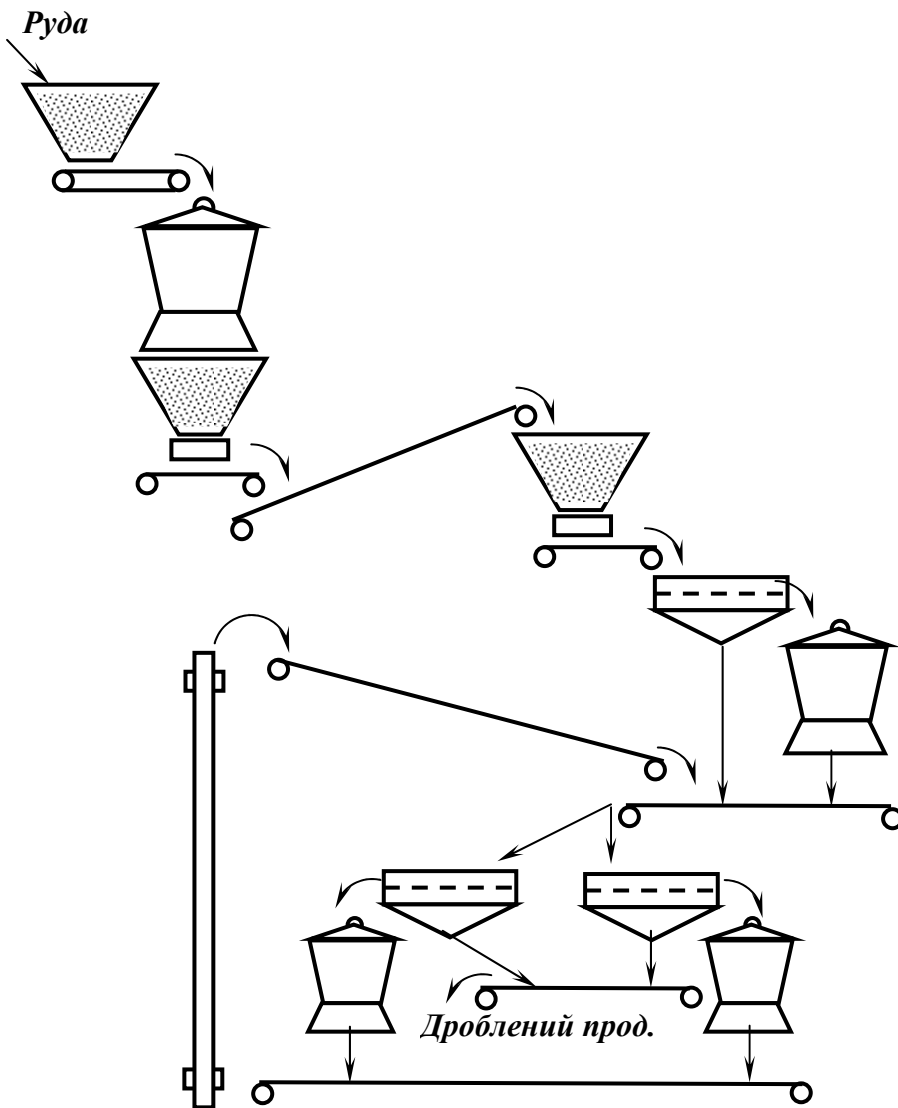


Рис. 6 – Апаратурне зображення розрахованої схеми дроблення.

Методика розрахунку схеми подрібнення

Методика розрахунку схеми подрібнення розглянута на прикладі, що приведений нижче.

Завдання: Виконати розрахунок схеми подрібнення (рис. 1) за наступними вихідними даними: продуктивність 3Ф $Q_{3Ф} = 600$ т/год; на подрібнення надходить дроблена руда середньої твердості; вкраплення – нерівномірне по крупності; розмір максимального куска у вихідному продукті $D_{max} \leq 20$ мм; попередніми дослідженнями встановлено, що раціональним варіантом є двостадійна схема ВГ; вміст розрахункового класу ($-0,074$ мм) у продуктах схеми наведено у (табл. 1).

Таблиця 1 – Вміст розрахункового класу у продуктах схеми

№ продукту	1	3	4	5	7	8	9
Вміст розрахункового класу, %	3	30	50	5	80	8	40

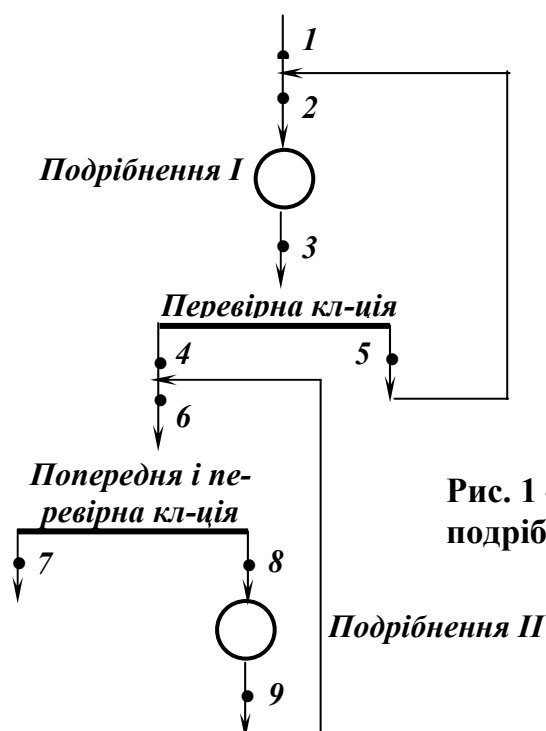


Рис. 1 – Розрахункова схема подрібнення.

1. Визначення мас продуктів

• I-а стадія подрібнення:

$$Q_4 = Q_1 = 600 \text{ т/год.}$$

Для визначення мас продуктів складаємо балансове рівняння для перевірної класифікації I стадії подрібнення:

$$Q_3\beta_3 = Q_4\beta_4 + Q_5\beta_5$$

при $Q_3 = Q_4 + Q_5$ і $Q_4 = Q_1$ одержимо:

$$(Q_1 + Q_5)\beta_3 = Q_1\beta_4 + Q_5\beta_5,$$

звідки

$$Q_5 = Q_1 \cdot \frac{\beta_4 - \beta_3}{\beta_3 - \beta_5} = 600 \cdot \frac{50 - 30}{30 - 5} = 480 \text{ , т/год;}$$

$$Q_2 = Q_3 = Q_1 + Q_5 = 600 + 480 = 1080 \text{ , т/год.}$$

Вибір млина I стадії подрібнення здійснюється по продукту 1 (без циркуляційного навантаження), а вибір класифікатора – по продукту 3 (з циркуляційним навантаженням).

• II-а стадія подрібнення:

$$Q_7 = Q_1 = 600 \text{ т/год.}$$

Для визначення циркуляційного навантаження і оригінального живлення, по якому вибирається млин, II стадія подрібнення представляється у розгорнутому вигляді, тобто з роздільними операціями попередньої і перевірної класифікації (рис. 2).

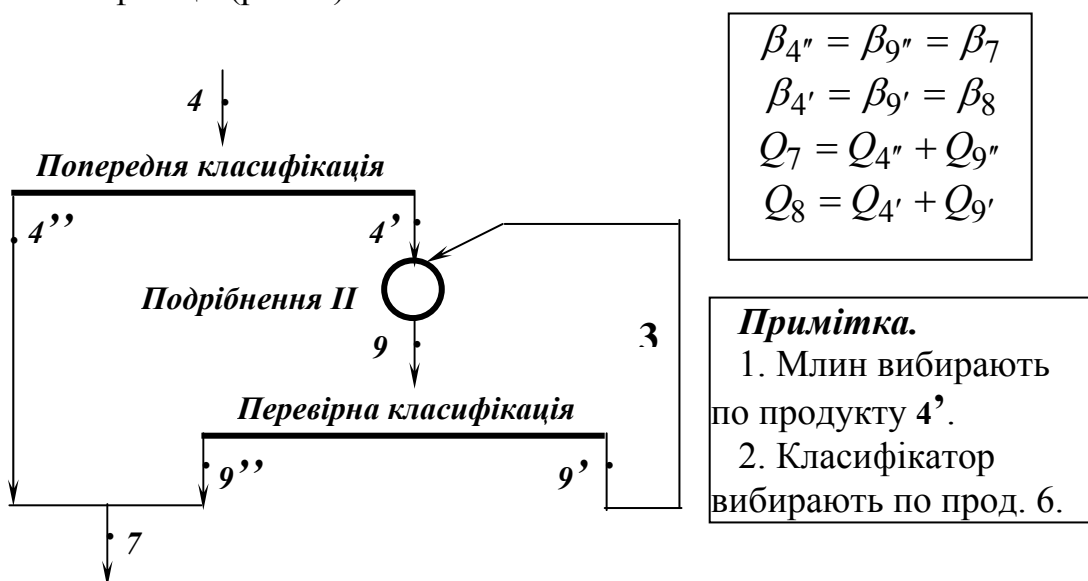


Рис. 2 – Розрахункова схема II стадії подрібнення.

Для визначення мас продуктів складаємо балансове рівняння для попередньої класифікації II стадії подрібнення:

$$Q_4 \beta_4 = Q_{4''} \beta_{4''} + Q_{4'} \beta_{4'}$$

при $Q_{4''} = Q_4 - Q_{4'}$ одержимо:

$$Q_4 \beta_4 = (Q_4 - Q_{4'}) \beta_{4''} + Q_{4'} \beta_{4'},$$

звідки

$$Q_{4'} = Q_4 \cdot \frac{\beta_{4''} - \beta_4}{\beta_{4''} - \beta_{4'}} = 600 \cdot \frac{80 - 50}{80 - 8} = 250 \text{ , т/год};$$

$$Q_{4''} = Q_4 - Q_{4'} = 600 - 250 = 350 \text{ , т/год}.$$

Для визначення мас продуктів складаємо балансове рівняння для перевірної класифікації II стадії подрібнення:

$$Q_9 \beta_9 = Q_{9''} \beta_{9''} + Q_{9'} \beta_{9'}$$

при $Q_9 = Q_{4'} + Q_{9'}$ і $Q_{4'} = Q_{9''}$ одержимо:

$$(Q_{4'} + Q_{9'}) \beta_9 = Q_{4'} \beta_{9''} + Q_{9'} \beta_{9'},$$

звідки

$$Q_{9'} = Q_{4'} \cdot \frac{\beta_{9''} - \beta_9}{\beta_9 - \beta_{9'}} = 250 \cdot \frac{80 - 40}{40 - 8} = 312,5 \text{ , т/год};$$

$$Q_8 = Q_9 = Q_{4'} + Q_{9'} = 250 + 312,5 = 562,5 \text{ , т/год}.$$

$$Q_6 = Q_4 + Q_9 = 600 + 562,5 = 1162,5 \text{ , т/год}.$$

2. Вибір обладнання схеми подрібнення

2.1 Млини

У I стадію подрібнення надходить руда крупністю 0 – 20 мм, вміст розрахункового класу – 0,074 мм у вихідному продукті $\beta_6 = \beta_1 = 3\%$, у остаточному – $\beta_0 = \beta_4 = 50\%$. У I стадії прийнятий до установаження стержневий млин з центральним розвантаженням – МСЦ.

У II стадію подрібнення надходить руда крупністю 0 – 3 мм, вміст розрахункового класу – 0,074 мм у вихідному продукті $\beta_6 = \beta_8 = 8\%$, у остаточному – $\beta_0 = \beta_7 = 80\%$. У II стадії прийнятий до установаження кульовий млин з центральним розвантаженням – МШЦ.

Продуктивність барабанних млинів розраховуємо за методом подібності, виходячи з практичних даних роботи млинів на подібній сировині при режимах, близьких до оптимального, тобто з використанням даних роботи 3Ф-аналога. Розрахунок робимо за питомою продуктивністю.

Питома продуктивність проектного млина за новоутвореним розрахунковим класом визначається за формулою:

$$q = q_e k_n k_k k_T k_\varphi k_\psi k_L k_D,$$

де q – питома продуктивність проектного млина за новоутвореним розрахунковим класом, т/год·м³; q_e – питома продуктивність еталонного млина за новоутвореним розрахунковим класом, т/год·м³; k_n – коефіцієнт, що враховує відмінності в подрібнюваності проектного до переробки руди і руди, що переробляється; k_k – коефіцієнт, що враховує розбіжності в крупності вихідного і кінцевого продуктів на діючій та проектній фабриках; k_T – коефіцієнт, що враховує розбіжності в типі проектного і працюючого млинів; k_φ – коефіцієнт, що враховує розходження в об'ємному заповненні проектного і працюючого млинів подрібнюючим середовищем; k_ψ – коефіцієнт, що враховує розходження в частоті обертання проектного і працюючого млинів; k_L – коефіцієнт, що враховує розходження в довжині барабанів проектного і працюючого млинів; k_D – коефіцієнт, що враховує розбіжності в діаметрах барабанів проектного і працюючого млинів.

За еталонний прийнятий кульовий млин МШЦ 2700х3600, що працює на 3Ф-аналогі і подрібнює руду середньої твердості крупністю 0 – 15 мм.

Параметри еталонного млина МШЦ 2700х3600: $V_e = 17,5 \text{ м}^3$; $Q_e = 35 \text{ т/год}$; $N_e = 400 \text{ кВт}$; $\beta_e^e = 5\%$; $\beta_o^e = 60\%$; $\varphi_e = 35\%$; $\psi_e = 75\%$.

У відповідності до параметрів еталонного млина його питома продуктивність складає:

$$q_e = \frac{Q_e (\beta_o^e - \beta_e^e)}{V_e} = \frac{35 \cdot (0,60 - 0,05)}{17,5} = 1,1 \text{ т/год} \cdot \text{м}^3.$$

Типорозміри прийнятих до установки млинів наведені у табл. 2.

Таблиця 1 – Типорозміри прийнятих до установки млинів

Варіант	I стадія	II стадія
1	МСЦ 3600х4500	МШЦ 3600х4500
2	МСЦ 4000х5500	МШЦ 4000х5500
3	МСЦ 4500х6000	МШЦ 4500х6000

• **Визначення поправкових коефіцієнтів**

Коефіцієнт подрібнюваності руди k_n .

Якщо руда, що проектується до переробки, має твердість меншу еталонної, $k_n > 1$. Якщо руда, що проектується до переробки, має твердість більшу еталонної, $k_n < 1$. Якщо руда, що проектується до переробки, і еталонна мають близьку твердість, $k_n = 1$.

Коефіцієнт крупності руди $k_k = m/m_e$,

де m – відносна продуктивність млина, що проектується, при заданій крупності вихідного і залишкового продуктів;

m_e – те ж саме для еталонного млина, що працює у промислових умовах.

Відносні продуктивності млинів і коефіцієнти k_k визначені з використанням даних табл. 3.4, результати розрахунку наведені у табл. 3.

Таблиця 3 – Відносні продуктивності млинів і коефіцієнти k_k

Млин	Крупність вихідної руди, мм	Вміст класу – 0,074 мм у залишковому продукті, %	Відносна продуктивність m	Коеф. k_k
Еталонний	0 – 15	60	0,96	–
I стадія	0 – 20	50	0,92	0,96
II стадія	0 – 3	80	0,94	0,98

Коефіцієнт типу млина k_T . Якщо еталонний млин МШЦ, а прийнятий до установки – МШР, $k_T = 1,10 – 1,15$. Якщо еталонний млин МШР, а прийнятий до установки – МШЦ, $k_T = 0,85 – 0,90$. Якщо еталонний млин і прийнятий до установки одного типу, $k_T = 1$.

Коефіцієнт заповнення подрібнюючим середовищем $k_\varphi = \varphi / \varphi_e$,

де φ і φ_e – ступені заповнення проектованого і еталонного млинів подрібнюючими тілами (максимальний ступінь заповнення – див. табл. 3.7). Ступені заповнення, прийняті для проектованих млинів, і коефіцієнти заповнення наведені у табл. 4.

Таблиця 4 – Ступені заповнення і коефіцієнти k_φ

Показники	Еталонний млин	МШЦ (I стадія)	МШЦ (II стадія)
φ , %	35	35	38
k_φ	–	1,00	1,08

Коефіцієнт частоти обертання $k_\psi = \psi / \psi_e$,

де ψ і ψ_e – частоти обертання проектового і еталонного млинів (максимальні частоти обертання – див. табл. 3.6). Частоти обертання, прийняті для проектованих млинів, і коефіцієнти частоти обертання наведені у табл. 5.

Таблиця 5 – Частоти обертання млинів і коефіцієнти k_ψ

Показники	Еталонний млин	МСЦ (I стадія)	МШЦ (II стадія)
ψ , %	75	70	75
k_ψ	–	0,93	1,00

Коефіцієнт довжини млина $k_L = (L / L_e)^{0,15}$,

де L і L_e – довжина проектового і еталонного млинів, м. Довжина проектованих млинів, і коефіцієнти довжини наведені у табл. 6.

Таблиця 6 – Довжина млинів і коефіцієнти k_L

Показники	Еталонний млин	Проектовані млини		
L , %	3,6	4,5	5,5	6,0
k_L	–	1,03	1,06	1,08

Коефіцієнт діаметра млина $k_D = \sqrt{(D - 2t) / (D_e - 2t_e)}$,

де D і D_e – діаметри проектового і еталонного млинів, м; t і t_e – товщина футеровки проектового і еталонного млинів, м.

$$t = 0,04 + 0,02D$$

Результати розрахунку коефіцієнта k_D наведені у табл. 7.

Таблиця 7 – величина поправкового коефіцієнта k_D

Млин	Діаметр, м	Товщина футеровки	Коеф. k_D
Еталонний	2,7	0,094	–
Проектовані	3,6	0,112	1,16
	4,0	0,120	1,23
	4,5	0,130	1,30

• Визначення продуктивності млинів

З використанням поправкових коефіцієнтів визначаємо *питомі продуктивності* проектованих млинів.(табл. 8).

Таблиця 7 – Питомі продуктивності млинів

Стадія	Вар.	q_e	k_n	k_k	k_T	k_ϕ	k_ψ	k_L	k_D	q
I	1							1,03	1,16	1,17
	2	1,1	1	0,96	1	1	0,93	1,06	1,23	1,28
	3							1,08	1,30	1,38
II	1							1,03	1,16	1,39
	2	1,1	1	0,98	1	1,08	1,00	1,06	1,23	1,52
	3							1,08	1,30	1,63

Визначаємо продуктивність прийнятих у проекті млинів і їх число:

$$Q_m = \frac{qV_m}{\beta_o - \beta_v}; \quad n_m = \frac{kQ_{жс}}{Q_m}.$$

Результати розрахунку продуктивності наведені у табл. 8.

Таблиця 8 – продуктивність млинів і їх число

Стадія	Вар.	q	V	β_o	β_v	Q_m	$Q_{жс}$	n_m
I	1	1,17	32			80		8
	2	1,28	60	0,50	0,03	160	600	4
	3	1,38	82			240		3
II	1	1,39	32			65		4
	2	1,52	60	0,80	0,08	125	250	2
	3	1,63	82			185		2

Вибір варіанта млинів здійснюється за результатами техніко-економічного порівняння (табл. 9).

Таблиця 9 – техніко-економічне порівняння варіантів

Стадія	Вар.	Кільк.	Маса, т		Установлена потужність, кВт		Вартість, млн. грн.	
			од.	заг.	од.	заг.	од.	заг.
I	1	8	160	1280	1000	8000	13,0	104,0
	2	4	250	1000	2000	8000	15,9	63,6
	3	3	310	930	2500	7500	21,7	65,1
II	1	4	160	640	1000	4000	13,0	52,0
	2	2	250	500	2000	4000	15,9	31,8
	3	2	310	620	2500	5000	21,7	43,4

Найбільш економічний 2-й варіант, але він незручний при компонуванні обладнання, тому приймається по 4 млина у кожній стадії (у I стадії 4 млина МСЦ 4000х5500, у II стадії – 4 млина МШЦ 3600х4500).

Класифікатори

Спіральні класифікатори використовують у замкнених циклах подрібнення для одержання грубого за крупністю зливу. Тому у I стадії установлюються спіральні класифікатори. Продуктивність класифікатора визначається з використанням емпіричних формул:

по зливу:

$$Q_C = 4,56 m k_\beta k_\delta k_c k_\alpha D^{1,768}, \text{ т/год};$$

по пісках:

$$Q_\Pi = 5,45 m k_\delta k_\alpha D^3 n, \text{ т/год},$$

де m , D , n – число, діаметр (м) і частота обертання спіралей (хв⁻¹); k_β , k_δ , k_c , k_α – коефіцієнти, що враховують відповідно крупність зливу, густину руди, розрідженість зливу і кут нахилу ванни класифікатора.

• Визначення поправкових коефіцієнтів

Коефіцієнт крупності зливу k_β , визначається за даними табл. 4.5.

При вмісті класу (– 0,074 мм) у зливі $\beta = 50 \%$ $k_\beta = 1,75$.

Коефіцієнт густини руди $k_\delta = \delta / 2,7$,

де δ – об'ємна густина руди, т/м³.

При об'ємній густині руди $\delta = 3,5 \text{ т/м}^3$ $k_\delta = 1,30$.

Коефіцієнт розрідженості зливу k_c враховує розбіжності між заданою розрідженістю (R) і базисною ($R_{2,7}$) для даної крупності зливу. Величина коефіцієнта k_c залежно від густини руди і співвідношення розрідженостей R і $R_{2,7}$ визначається за даними табл. 4.6.

При густині зливу, яка відповідає базисній, $k_c = 1$

Коефіцієнт кута нахилу ванни класифікатора k_α визначається за табл. 4.7.

При куті нахилу ванни класифікатора $\alpha = 14^\circ$ $k_\alpha = 1,12$.

• Визначення типорозміру класифікатора

Оскільки у I стадії прийнято до установки 4 млина, то доцільно визначити продуктивність однієї секції і для неї виконувати розрахунок необхідного класифікаційного обладнання.

Годинна продуктивність однієї секції:

– по зливу $Q_4^* = Q_4 / n_m = 600/4 = 150 \text{ т/год};$

– по пісках $Q_5^* = Q_5 / n_m = 180/4 = 120$ т/год.

Визначаємо діаметр спіралей класифікатора (класифікатор двоспіральний $m = 2$):

$$D^{1,768} = Q_4^* / 4,56 m k_\beta k_\delta k_c k_\alpha = 150 / 4,56 \cdot 2 \cdot 1,75 \cdot 1,3 \cdot 1,12 = 6,45 \text{ м.}$$

$D = 2,87$ м, найближчий стандартний розмір – $D = 3$ м.

Продуктивність обраного класифікатора по зливу:

$$Q_C = 4,56 m k_\beta k_\delta k_c k_\alpha D^{1,768} = 4,56 \cdot 2 \cdot 1,75 \cdot 1,3 \cdot 1,12 \cdot 3^{1,768} = 162 \text{ т/год.}$$

Перевіряємо вибраний класифікатор на продуктивність по пісках:

$$Q_{II} = 5,45 m k_\delta k_\alpha D^3 n = 5,45 \cdot 2 \cdot 1,3 \cdot 1,12 \cdot 3^3 \cdot 3 = 1285 \text{ т/год.}$$

Приймаємо 4 двоспіральних класифікатора – 2КСН-30 (по одному класифікатору на кожний млин).

Гідроциклони

Для класифікації подрібненого продукту II стадії подрібнення ($Q_6 = 1162,5$ т/год.) плануються гідроциклони ГЦ-710, ГЦ-1000 і ГЦ-1400.

Продуктивність гідроциклонів і їх число визначається за формулами:

$$Q_{гц} = 200 D^2, \text{ т/год;} \quad n = 1,1 Q_{жс} / Q_{гц}.$$

Результати розрахунку продуктивності і числа гідроциклонів наведені у табл. 10.

Таблиця 10 – Продуктивність і число гідроциклонів

Гідроциклон	ГЦ-710	ГЦ-1000	ГЦ-1400
Продуктивність, т/год	100	200	400
Число гідроциклонів	13	7	4

Вибір варіанта гідроциклонів здійснюється техніко-економічним порівнянням (табл. 11).

Таблиця 11 – Техніко-економічне порівняння варіантів

Варіант	ГЦ	Кільк.	Маса, т		Вартість, тис. грн.	
			од.	заг.	од.	заг.
1	710	13	1,45	18,85	18,0	234,0
2	1000	7	2,40	16,80	22,0	154,0
3	1400	4	4,50	18,00	38,0	152,0

З технологічних і економічних міркувань до установки прийняті ГЦ-1400 (зручність компонування – по одному гідроциклону на кожний млин і найменші витрати на ГЦ). Але гідроциклони приймають зі 100%-ним резервом, таким чином, у кожного млина буде встановлено по 2 гідроциклону – 1 робочий і 1 резервний.

Апаратне зображення 1-ої секції розрахованої схеми подрібнення наведено на рис. 3.

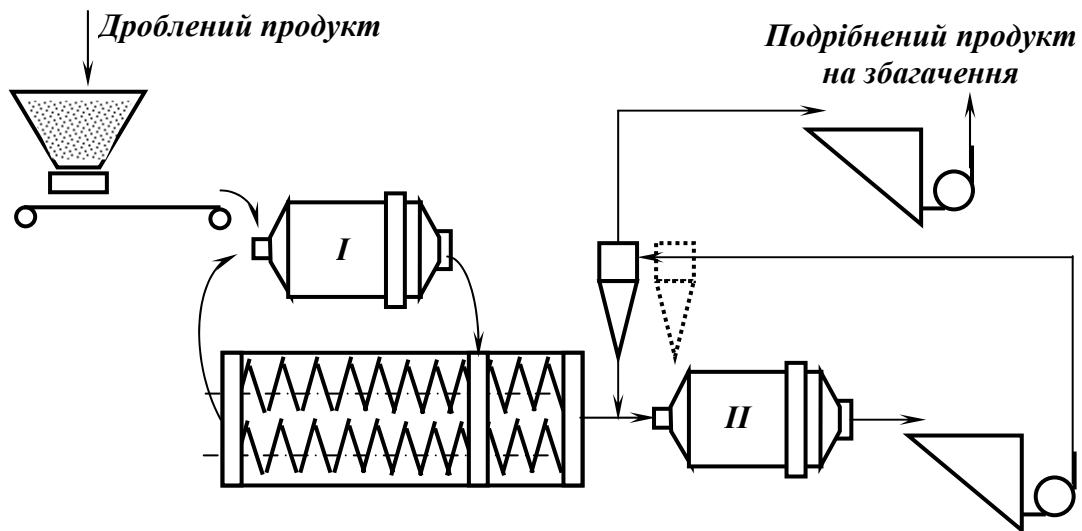


Рис. 3 – Апаратне зображення 1-ої секції розрахованої схеми подрібнення (усього секцій – 4).

Список рекомендованой литературы

1. Андреев С.Е., Перов В.А., Зверевич В.В. Дробление, измельчение и грохочение полезных ископаемых. – М.: Недра, 1980. – 415с.
2. Разумов К.А., Перов В.В. Проектирование обогатительных фабрик: Учеб. для вузов. - 4-е изд., перераб. и доп. – М.: Недра, 1982.– 518 с.
3. Серго Е.Е. Дробление, измельчение и грохочение полезных ископаемых. – М.: Недра, 1985. – 285с.
4. Смирнов В.О., Білецький В.С. Проектування збагачувальних фабрик. – Донецьк: Східний видавничий дім, 2002. –296 с.
5. Справочник по обогащению руд: Т. 1. Подготовительные процессы./ Под ред. О.С. Богданова, В.А. Олевского – М.: Недра, 1982. – 366с.
6. Справочник по обогащению углей./ Под ред. И.С. Благова, А.М. Коткина, Л.С. Зарубина. – М.: Недра, 1984.– 614 с.
7. Справочник по проектированию рудных обогатительных фабрик: Кн. 1 / Редкол. О.Н. Тихонов и др. – М.: Недра, 1988.– 374с.

Навчальний посібник

**Смирнов Валерій Олександрович
Білецький Володимир Стефанович**

**ПІДГОТОВЧІ ПРОЦЕСИ ЗБАГАЧЕННЯ
КОРИСНИХ КОПАЛИН**

Редакція авторська

Обкладинка і верстка

І. Венгренюк

Підп. до друку 20.06.2012. Формат 60x84 1/16. Папір офісний.
Друк цифровий. Гарнітура Times. Ум. друк. арк. 15,6.
Обл. вид. арк. 14,5. Зам. 3-06202012. Наклад 300 пр.

Видавниче підприємство "Східний видавничий дім"
(Державне свідоцтво № ДК 697 від 30.11.2001)
83086, м. Донецьк, вул. Артема, 45
тел/факс (062) 338-06-97, 337-04-80
e-mail: svd@stels.net

УДК 622.7

Смирнов В.О., Білецький В.С. Підготовчі процеси збагачення корисних копалин. [навчальний посібник] – Донецьк: Східний видавничий дім, Донецьке відділення НТШ, 2012. – 284 с.

ISBN 978-966-317-141-8

Викладені теоретичні основи і технологія процесів дроблення, подрібнення і грохочення корисних копалин. Розглянуті основні конструкції технологічного обладнання, його принцип дії і технологічні характеристики. Викладені методи контролю крупності перероблюваної мінеральної сировини і базисні положення охорони навколишнього середовища у підготовчих цехах збагачувальних фабрик.

Видання призначене для студентів вузів та фахівців гірничих спеціальностей.

Табл. 39, іл. 125, бібл. 7.

УДК 622.7