

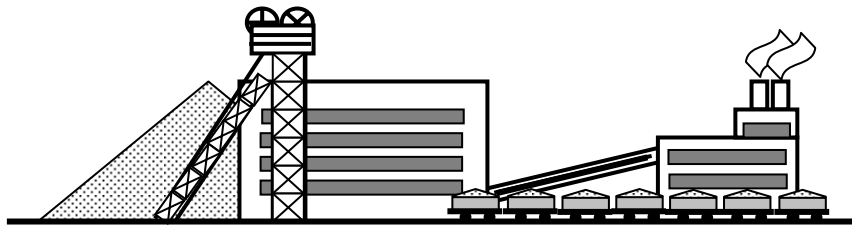
ДОНЕЦЬКИЙ НАЦІОНАЛЬНИЙ ТЕХНІЧНИЙ УНІВЕРСИТЕТ
ДОНЕЦЬКЕ ВІДДІЛЕННЯ НАУКОВОГО ТОВАРИСТВА ім. ШЕВЧЕНКА

Білецький В.С., Смирнов В.О.

ПЕРЕРОБКА І ЯКІСТЬ КОРИСНИХ КОПАЛИН

(курс лекцій)

*Рекомендовано Навчально-видавничою радою
Донецького національного технічного університету
(Протокол № 4 від 27.11.05.)*



Донецьк
“Східний видавничий дім”
2005

ББК 33.4-4
УДК 622.7

С 50 Білецький В.С., Смирнов В.О. Переробка і якість корисних копалин. Донецьк: Східний видавничий дім, 2005.- 324.

ISBN 966-7804-96-8

Викладені основні відомості щодо технології і процесів переробки і збагачення корисних копалин. Розглянуті принципові конструкції технологічного обладнання і його принцип дії. Викладені методи контролю при добуванні і переробці корисних копалин. Розглянуті технологічні схеми переробки різноманітних корисних копалин і основні положення охорони навколишнього середовища.

Посібник призначений для студентів та фахівців гірничих спеціальностей.

Табл. 24, іл. 120, бібл. 18.

ББК 33.4-4

Рецензенти:

д-р техн. наук, професор М.М. Бережний
(Криворізький технічний університет);
канд. техн. наук, доцент Ю.Г. Світлий
(Науково-виробниче об'єднання "Хаймек");
д-р хім. наук, професор Т.Г. Шендрик
(Інститут фізико-органічної хімії та вуглехімії НАН України);
д-р техн. наук, професор В.І. Саранчук
(Донецький національний технічний університет).

ISBN 966-7804-96-8

© Білецький В.С.,
Смирнов В.О., 2005
© Макет, "Східний
видавничий дім", 2005

ЗМІСТ

Передмова.....	6
1 Корисні копалини і продукти збагачення.....	7
1.1 Походження корисних копалин.....	7
1.2 Класифікація корисних копалин	10
1.3 Необхідність збагачення корисних копалин	10
1.4 Технологічні показники збагачення.....	12
1.5 Класифікація процесів збагачення.....	14
2 Технічний контроль при добуванні і переробці	
корисних копалин	17
2.1 Загальні відомості щодо технічного контролю і опробування ...	17
2.2 Види проб.....	18
2.3 Опробування родовищ корисних копалин	19
2.4 Опробування сипких матеріалів.....	22
2.5 Стандартизація і атестація товарної продукції.....	31
3 Підготовка корисних копалин до збагачення	36
3.1 Усереднення і шихтування корисних копалин.....	36
3.1.1 Основні положення усереднення і шихтування	36
3.1.2 Оцінка якості усереднення.....	39
3.2 Грохочення.....	41
3.2.1 Загальні відомості про процес.....	41
3.2.2 Порядок виділення класів при грохоченні.....	42
3.2.3 Гранулометричний склад корисних копалин	44
3.2.4 Грохоти	45
3.2.5 Показники роботи грохотів	51
3.3 Дроблення і подрібнення	53
3.3.1 Характеристика процесів.....	53
3.3.2 Закони дроблення	55
3.3.3 Способи руйнування гірських порід.....	56
3.3.4 Машини для дроблення і подрібнення	58
3.3.5 Схеми дроблення і подрібнення	68
3.4 Гідравлічна класифікація.....	70
3.4.1 Загальні відомості про процес	70
3.4.2 Закономірності руху тіл у середовищах	71
3.4.3 Закономірності процесу класифікації	78
3.4.4 Класифікатори	80
4 Основні (збагачувальні) процеси	89
4.1 Характеристика збагачуваності корисної копалини.....	89
4.2 Збагачення у важких середовищах.....	92
4.2.1 Характеристика процесу	92
4.2.2 Апарати для збагачення у важких середовищах.....	95
4.2.3 Технологія збагачення у важких середовищах.....	99
4.3 Відсадка.....	102
4.3.1 Теоретичні основи процесу відсадки.....	102

4.3.2 Відсаджувальні машини	104
4.3.3 Технологія відсадки.	107
4.4 Збагачення у струмені води на похилій площині	110
4.4.1 Теоретичні основи процесу розділення	110
4.4.2 Збагачення на шлюзах	112
4.4.3 Збагачення на концентраційних столах.	115
4.4.4 Гвинтова сепарація	118
4.4.5 Протитечійна водна сепарація	121
4.5 Промивка.	125
4.6 Пневматичне збагачення	130
4.7 Флотація.	135
4.7.1 Сутність процесу флотації і галузі використання	135
4.7.2 Фізико-хімічні основи флотації	136
4.7.3 Флотаційні реагенти	139
4.7.4 Класифікація мінералів за флотованістю	142
4.7.5 Флотаційні машини.	143
4.7.6 Допоміжне флотаційне обладнання.	146
4.7.7 Схеми флотації.	148
4.7.8 Фактори, що впливають на процес флотації.	150
4.8 Магнітне збагачення	151
4.8.1 Теоретичні основи магнітного збагачення	151
4.8.2 Магнітні сепаратори	155
4.8.3 Допоміжні апарати при магнітному збагаченні	160
4.8.4 Схеми магнітної сепарації.	162
4.8.5 Фактори, що впливають на процес магнітної сепарації	163
4.9 Електричне збагачення.	164
4.9.1 Теоретичні основи електричного збагачення	164
4.9.2 Електричні сепаратори	169
4.9.3 Схеми електричної сепарації	173
4.9.4 Фактори, що впливають на процес електричної сепарації	174
4.10 Спеціальні методи збагачення.	176
4.10.1 Радіометрична сепарація.	176
4.10.2 Збагачення за тертям і формою зерен	177
4.10.3 Збагачення на жирових поверхнях.	178
4.10.4 Вибіркове дроблення і декрепітація	179
4.10.5 Гідрометалургійні процеси збагачення.	179
5 Заключні (допоміжні) процеси.	181
5.1 Зневоднення	181
5.1.1 Загальні відомості про процес зневоднення	181
5.1.2 Дренування	182
5.1.3 Центрифугування.	185
5.1.4 Згущення.	188
5.1.5 Фільтрування	190
5.1.6 Сушка.....	195
5.2 Знепилення і пиловловлення.	199

5.2.1 Промисловий пил.	199
5.2.2 Знепилення	201
5.2.3 Пиловловлення.	203
6 Грудкування рудних матеріалів	206
6.1 Брикетування.	206
6.2 Обкатування.....	210
6.3 Агломерація.	213
7 Технологія збагачення корисних копалин	217
7.1 Технологія збагачення вугілля	217
7.1.1 Властивості вугілля.	217
7.1.2 Показники якості вугілля	222
7.1.3 Класифікація вугілля.....	222
7.1.4 Процеси і схеми збагачення вугілля	225
7.1.5 Комплексне використання продуктів переробки вугілля	234
7.2 Технологія збагачення руд чорних металів.....	235
7.2.1 Технологія збагачення залізних руд.....	235
7.2.2 Технологія збагачення марганцевих руд	241
7.2.3 Технологія збагачення хромових руд.	244
7.3 Технологія збагачення руд кольорових металів	247
7.3.1 Характеристика руд кольорових металів.....	247
7.3.2 Технологія збагачення мідевмісних руд.	248
7.3.3 Технологія збагачення свинцевовмісних руд.....	257
7.3.4 Технологія збагачення вольфрамових руд.	261
7.3.5 Технологія збагачення олов'яних руд.....	265
7.3.6 Технологія збагачення пісків рідкісних металів	269
7.3.7 Технологія збагачення золотовмісних руд.	275
7.4 Технологія збагачення гірничо-хімічної сировини	283
7.4.1 Технологія збагачення апатитових і фосфоритових руд.....	283
7.4.2 Технологія збагачення сірчаних руд.	290
7.4.3 Технологія збагачення калійних руд.....	293
7.4.4 Технологія збагачення флюоритових руд	296
7.5 Технологія переробки природних будівельних матеріалів	301
7.5.1 Класифікація будівельних матеріалів.	301
7.5.2 Властивості будівельних матеріалів.	303
7.5.3 Вимоги до будівельних матеріалів	307
7.5.4 Технологія переробки будівельних матеріалів	312
8 Охорона навколишнього середовища	318
8.1 Вплив людини на природу	318
8.2 Заходи щодо охорони навколишнього середовища.	319
8.3 Очищення вод.	319
8.4 Рекультивація земель, зайнятих відходами збагачення	322
Список рекомендованої літератури.	323

ПЕРЕДМОВА

Переробка корисних копалин є однією з основних галузей сучасної переробної промисловості. Активно розвивається збагачення копалин, розробляються принципово нові і вдосконалюються відомі процеси, машини і механізми, що ініціює закономірний процес оновлення підручників і посібників в цій галузі.

У даному посібнику розглянуто походження і класифікація корисних копалин, показана необхідність їх збагачення, викладені технологічні показники і класифікація сучасних процесів збагачення. Окремий розділ присвячено технічному контролю при добуванні і переробці корисних копалин. Докладно викладено підготовчі, основні та допоміжні процеси, що застосовуються при збагаченні корисних копалин, а також розкрита тема грудкування рудних матеріалів. Викладені сучасні теоретичні уявлення про процеси власне збагачення мінеральної сировини – гравітаційні, флотаційні, магнітні, електричні та спеціальні. Описані основні конструктивні рішення технологічного обладнання, його принцип дії. Розкриті особливості технології збагачення вугілля, руд чорних та кольорових металів, гірничо-хімічної сировини, технології переробки природних будівельних матеріалів. Викладені базисні положення охорони навколишнього середовища.

Виклад матеріалу ґрунтується на вітчизняному та закордонному досвіді в галузі збагачення корисних копалин, контролю за його якістю, досягненнях наукових шкіл збагачення мінеральної сировини останніх років. Застосована сучасна вітчизняна терміносистема гірництва, опрацьована в ряді фундаментальних словникових та енциклопедичних праць початку ХХІ ст.

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

1. КОРИСНІ КОПАЛИ І ПРОДУКТИ ЗБАГАЧЕННЯ

Мета розділу: вивчення основних ознак корисної копалини і продуктів її первинної переробки.

1.1 ПОХОДЖЕННЯ КОРИСНИХ КОПАЛИН

Корисними копалинами називаються видобуті з надр природні речовини, що при даному стані техніки можуть бути з достатньою ефективністю використані в природному вигляді або після попередньої обробки.

Корисні копалини бувають твердими (руди, нерудні і горючі корисні копалини), рідкими (нафта, мінеральні води) і газоподібними (природні гази).

Корисні копалини звичайно залягають в гірських породах, що являють собою природні агрегати однорідних або різних мінералів, що утворилися за певних геологічних умов у земній корі чи на земній поверхні.

За походженням розрізняють *магматичні, осадові та метаморфічні* гірські породи.

Магматичні гірські породи – це мінеральні асоціації, що утворилися внаслідок кристалізації та (або) затвердіння магми, як на глибині, в середині земної кори, так і на поверхні після виверження. Концентрація цінних мінералів у магмі, що вихолоняє, зумовлена різними причинами:

– магма при охолодженні може розпадатися на дві рідини, що не змішуються (процес ліквідації, який приводить до виникнення ліквідаційних родовищ), прикладом є сульфідні мідно-нікелеві руди;

– цінні мінерали при розкристалізації можуть виділитися раніше від інших, зосередитися на дні магматичного резервуара і сформувати поклади ранньомагматичних родовищ (акумулятивних або сегрегаційних). До них належать деякі родовища руд хрому, титану і заліза. Оригінальними ранньомагматичними утвореннями є трубки кімберлітів Сибіру і Південної Африки, що складаються із застиглої магми ультраосновного складу (кімберліт), що містить кристали алмазів, які виділилися на ранній стадії її охолодження;

– у магмі, багатій на газ, при її розкристалізації речовина корисної копалини може сконцентруватися в легкоплавкому залишковому розплаві і при подальшому твердінні утворити пізньомагматичні родовища. Серед них відомі родовища титаномагнетитового типу – гори Качканар на Уралі, хромітів південного Уралу, апатитів Кольського півострова, танталу, ніобію і рідкісноземельних елементів;

– значно рідше родовища виникають у вигляді потоків, що виливаються з жерла вулканів, як напр., потоки сірки вулканів Італії і Японії.

Серед магматичних родовищ найбільш значні родовища руд заліза, титану, ванадію, хрому, платиноїдів, міді, нікелю, кобальту, апатиту, алмазів, ніобію, цирконію і гафнію. Магматичні гірські породи можуть викори-

стовуватись як будівельні (туфи, лабрадорити і ін.), абразивні (пемза) і теплоізоляційні (пемза, перліт) матеріали.

Осадкові гірські породи утворилися на поверхні літосфери внаслідок вивітрювання та перевідкладення більш давніх порід різного походження, випадіння речовин з розчинів, нагромадження решток рослинних і тваринних організмів та продуктів їх життєдіяльності, вулканічного матеріалу та матеріалу, що надходить з космосу. Породоутворення осадових гірських порід включає таку послідовність основних процесів: *седиментація* або *седиментогенез* (накопичення осадів) → *діагенез* (перетворення осадів у гірські породи) → *катагенез* (зміни осадових порід на глибині поза зоною діагенезу) → *метагенез* (більш глибокі зміни речовини осадових порід на глибині та під дією високих температур) → *гіпергенез* (зміни порід під впливом вивітрювання в приповерхневій зоні земної кори). За характером осадонакопичення осадкові родовища поділяють на 4 класи:

– *механічні осадкові родовища* представлені уламковими фракціями осадів, що використовуються в основному як будівельні матеріали (родовища гравію, піску і глини), а також річкові, прибережно-морські і океанічні розсипи золота, платини, алмазів, мінералів олова, титану, вольфраму та ін.;

– *хімічні осадкові родовища* включають родовища солей, гіпсу, ангідриту, боратів, бариту, руд заліза, марганцю, алюмінію (бокситів), а також деяких кольорових і рідкісних металів (мідь, молібден, ванадій, уран), що виникли зі справжніх колоїдних розчинів на дні водойм;

– *біохімічні осадкові родовища* включають родовища горючих газів, нафти, вугілля, фосфоритів, карбонатних і кременистих порід; вони осаджувалися з розчинів при хімічних процесах внаслідок життєдіяльності організмів у водах і на дні водойм;

– *вулканогенні осадкові родовища* виникли з осадів продуктів підводного і прибережного вулканізму; до них належать колчеданні родовища кольорових металів, оксидні родовища руд заліза і марганцю, а також яшми і кварцитів.

Біля 70 % всіх корисних копалин представлені осадовими гірськими породами.

Метаморфічні гірські породи утворилися внаслідок суттєвої зміни текстури, структури і мінералогічного складу магматичних і осадових порід під дією температури, тиску і хімічних глибинних процесів. Метаморфізм звичайно відбувається при зміні температури в діапазоні 1100 – 300°C і тискові в діапазоні 1 – 6000 атм. Так напр., при тривалій дії великого тиску і високої температури утворюються різні метаморфічні сланці – хлоритові, глинисті та ін.; при зіткненнях з розплавленою масою магматичних порід вапняки перетворюються у мрамур. Метаморфічні гірські породи характеризуються зернистою будовою, здебільшого сланцюватою текстурою. З метаморфізмом пов'язані родовища мармуру, корунду, сланців, андалузиту, кіаніту, силіманіту, аргілітів та ін.

За іншою класифікацією виділяють *ендогенні* та *екзогенні* корисні копалини.

Ендогенні корисні копалини – речовини, які утворилися в надрах Землі внаслідок кристалізації, затвердіння магми та діяльності магматичних розчинів. До них належать:

- *магматичні* – мінеральні асоціації, що утворилися внаслідок кристалізації та (або) затвердіння магми як на глибині, всередині земної кори, так і на поверхні після виверження; у залежності від цього виділяють два головних класи магматичних корисних копалин – інтрузивні (глибинні) та ефузивні (виливні);

- *пегматитові* – крупнокристалічні мінеральні комплекси, що утворилися внаслідок кристалізації залишкового магматичного розплаву і які залягають у вигляді лінз, жил, штоків та гнізд;

- *карбонатитові* – карбонатні або силікатно-карбонатні гірські породи; представлені жилами та масами неправильної форми з кальциту, доломіту і інш. карбонатів, що містять рудні мінерали, просторово і генетично асоційовані з глибинними (інтрузивними) утвореннями;

- *гідротермальні* – речовини, які утворюються з гарячих водних (гідротермальних) розчинів, які циркулюють у надрах Землі.

Екзогенні корисні копалини – речовини, які утворилися на поверхні Землі або у верхній частині земної кори під впливом процесів вивітрювання – фізичного, хімічного, біогенного руйнування, напр., при дії потоків води й живих організмів.

Екзогенні корисні копалини утворюються, зокрема, на дні боліт, озер, рік, морів і океанів. Вони формуються в результаті механічного і біохімічного перетворення та диференціації мінеральних речовин ендогенного походження. Розрізняють чотири генетичні групи цих копалин: залишкові, інфільтраційні, розсипні і осадові.

- Залишкові формуються внаслідок винесення розчинних мінеральних сполук із зони вивітрювання і накопичення важкорозчинного мінерального залишку, що утворює руди заліза, нікелю, марганцю, алюмінію.

- Інфільтраційні виникають при осадженні з підземних вод поверхневого походження розчинених в них мінеральних речовин з утворенням покладів руд урану, міді, срібла, золота, самородної сірки.

- Розсипні утворюються при накопиченні в пухких відкладах на дні рік і морського узбережжя важких цінних мінералів, до числа яких належать золото, платина, мінерали титану, вольфраму, олова.

- Осадові утворюються в процесі осадо накопичення на дні морів і континентальних водоймищ, що формує поклади вугілля, горючих сланців, нафти, горючого газу, солей, фосфоритів, руд заліза, марганцю, бокситів, урану, міді, а також будівельних матеріалів (гравій, пісок, глина, вапняк, цементна сировина).

1.2 КЛАСИФІКАЦІЯ КОРИСНИХ КОПАЛИН

Залежно від характеру і призначення цінних компонентів корисні копалини підрозділяють на *рудні, нерудні і горючі*.

Руди поділяють на *металічні і неметалічні*. До металічних відносять руди, що є сировиною для одержання чорних, кольорових, рідкісних, дорогоцінних і інших металів (залізни, мідні, уранові і ін.). До неметалічних відносять руди, що є сировиною для металургійної, хімічної і харчової промисловості (азбестові, графітові, фосфоритові і ін.).

До *нерудних корисних копалин* належить сировина для виробництва будівельних матеріалів (глина, пісок, гравій, вапняк і ін.).

Горючі корисні копалини представлені вугіллям, торфом, нафтою і природним газом.

За умовами залягання виділяють *пластові, жильні* та ін. корисні копалини.

За фізичним станом є *тверді, рідкі й газоподібні* корисні копалини. Крім того, розрізняють копалини *органічного і неорганічного* походження.

До корисних копалин *органічного* походження належать речовини всіх трьох агрегатних станів: газоподібні (природний газ), рідкі (нафта) і тверді (кам'яне вугілля, сланці, торф). До *неорганічних* належать тверді копалини трьох видів: нерудна мінеральна сировина, що містить неметалічні породи (азбест, графіт, граніт, гіпс, вапняк, кам'яна сіль, кварц, мармур, сірка, слюда тощо); агрономічні руди (апатитові, фосфоритові); руди чорних, кольорових, благородних і рідкісних металів.

За своїм значенням корисні копалини поділяють на *загальнодержавного і місцевого значення*. В Україні віднесення корисних копалин до загальнодержавного та місцевого значення здійснюється Кабінетом Міністрів України за поданням Державного комітету України з геології і використання надр.

Класифікація корисних копалин за походженням викладена у розділі 1.1.

1.3 НЕОБХІДНІСТЬ ЗБАГАЧЕННЯ КОРИСНИХ КОПАЛИН

Видобута з надр Землі гірничя маса являє собою суміш грудок окремих мінералів, мінеральних комплексів, зростків різноманітних розмірів і форми зерен, які мають різні фізичні, фізико-хімічні і хімічні властивості. Ефективність використання корисної копалини залежить головним чином від вмісту в ній корисного компонента і наявності шкідливих домішок. Корисні копалини, що добуваються, тільки в тих випадках піддаються безпосередній переробці металургійними, хімічними та іншими методами, коли їхня якість відповідає вимогам, пропонованим до даної сировини. Але такі корисні копалини в природі зустрічаються рідко. Вміст корисних компонентів у сировині, що добувається, може складати від часток відсотка

(мідь, нікель, кобальт і ін.) до декількох відсотків (свинець, цинк і ін.) і декількох десятків відсотків (залізо, марганець, вугілля і ін.). Безпосередня переробка бідних за вмістом корисних копалин технічно і економічно недоцільна. Тому в більшості випадків корисні копалини піддають спеціальній переробці з метою їхнього збагачення.

Збагачення корисних копалин – це сукупність процесів первинної переробки мінеральної сировини з метою підвищення концентрації корисних компонентів шляхом їх відокремлення від порожньої породи і шкідливих домішок, що не являють собою практичної цінності в даних техніко-економічних умовах.

Збагачення корисних копалин дозволяє:

- збільшити промислові запаси сировини за рахунок використання родовищ бідних корисних копалин з низьким вмістом цінних компонентів;
- підвищити продуктивність праці на гірничих підприємствах і знизити вартість руди, що добувається, за рахунок механізації гірничих робіт і суцільної виїмки корисної копалини замість вибіркової;
- підвищити техніко-економічні показники металургійних і хімічних підприємств при переробці збагаченої сировини за рахунок зниження витрати палива, електроенергії, флюсів, хімічних реактивів, поліпшення якості готових продуктів і зниження втрат корисних компонентів з відходами;
- здійснити комплексне використання корисних копалин, тому що попереднє збагачення дозволяє вилучити з нього не тільки основні корисні компоненти, але і супутні, що містяться в малих кількостях;
- знизити витрати на транспортування до споживачів більш багатих продуктів, а не всього об'єму добутої корисної копалини;
- виділити з мінеральної сировини шкідливі домішки, що при подальшій його переробці можуть погіршувати якість кінцевої продукції, забруднювати навколишнє середовище і загрожувати здоров'ю людей.

Якість корисних копалин і продуктів збагачення визначається вмістом цінного компонента, домішок, супутніх елементів, а також вологістю і крупністю.

Цінним (корисним) компонентом називають хімічний елемент або природне з'єднання, для одержання якого добувається корисна копалина (напр., Fe у залізних рудах, Cu у мідних рудах).

Домішками називають хімічні елементи або природні з'єднання, що містяться в корисній копалині у невеликих кількостях. Домішки можуть бути корисними і шкідливими; корисні поліпшують якість цінного компонента, а шкідливі – погіршують (напр., V, W, Mn, Cr – корисні домішки в залізних рудах, а S, P – шкідливі).

Супутніми називають цінні елементи, що містяться в корисній копалині у невеликих кількостях, і їхнє вилучення економічно доцільно тільки тому, що вони добуваються з надр попутно з основним компонентом (напр., благородні метали в поліметалічних рудах). Супутні елементи при збагаченні виділяють або в самостійний продукт, або в колективний продукт з

основним цінним компонентом. З колективного продукту супутні елементи вилучають у процесі металургійної або хімічної переробки.

Мінерали, що не містять цінних компонентів, називають *порожньою породою*. При збагаченні вони разом зі шкідливими домішками направляються у відходи і віддаляються у відвал.

У результаті збагачення корисна копалина розділяється на кілька продуктів: **концентрат** (один або декілька) і **відходи**. Крім того, у процесі збагачення можуть бути отримані **проміжні продукти**.

Концентрати – продукти, у яких зосереджена основна кількість цінного компонента. Концентрати в порівнянні зі збагачуваним матеріалом характеризуються значно більш високим вмістом корисних компонентів і більш низьким вмістом порожньої породи і шкідливих домішок.

Відходи – продукти, у яких зосереджена основна кількість порожньої породи, шкідливих домішок і невелика (залишкова) кількість корисних компонентів.

Проміжні продукти (промпродукти) – це механічна суміш зростків з розкритими зернами корисних компонентів і порожньої породи. Промпродукти характеризуються більш низьким у порівнянні з концентратами і більш високим у порівнянні з відходами вмістом корисних компонентів.

Переробка корисних копалин здійснюється на збагачувальних фабриках, що являють собою потужні високомеханізовані підприємства зі складними технологічними процесами.

Збагачення корисних копалин уможливорює подальшу ефективну металургійну, хімічну та іншу їх переробку.

1.4 ТЕХНОЛОГІЧНІ ПОКАЗНИКИ ЗБАГАЧЕННЯ

Результати збагачення корисної копалини характеризуються якісно-кількісними показниками, основні з них такі: вихід продукту, вміст компонента, вилучення, ступінь скорочення, ступінь концентрації.

Вихід продукту – показник, що характеризує, яку частину маси корисної копалини, що переробляється, складає той чи інший продукт збагачення. Вихід продукту збагачення виражають у відсотках, рідше в частках одиниці:

$$\gamma = 100Q_{np} / Q_{вих}, \% \quad (1.1)$$

де Q_{np} і $Q_{вих}$ - маси продукту і вихідного матеріалу.

Сумарний вихід усіх продуктів збагачення повинний відповідати виходу вихідної збагачуваної корисної копалини, що приймається за 100 %. Якщо при збагаченні одержують два кінцевих продукти – концентрат з виходом γ_k і відходи з виходом $\gamma_{відх}$, то ця умова записується таким рівнянням, що виражає баланс виходів продуктів збагачення:

$$\gamma_k + \gamma_{відх} = 100\% . \quad (1.2)$$

Вміст компоненту – показник, що характеризує частку компонента в корисній копалині або продукті збагачення. Вміст компонентів у корисній копалині α і у продуктах збагачення β виражають у відсотках, іноді в частках одиниці. Вміст дорогоцінних металів у рудах і продуктах збагачення виражають звичайно в г/т.

Сумарна кількість будь-якого компонента, що міститься в кінцевих продуктах збагачення, повинна відповідати кількості цього компонента у вихідній корисній копалині. Якщо при збагаченні отримані два кінцевих продукти – концентрат і відходи, то ця умова запишеться рівністю:

$$\gamma_{\kappa} \beta_{\kappa} + \gamma_{\text{відх}} \beta_{\text{відх}} = 100\alpha . \quad (1.3)$$

Рівності (1.2) і (1.3) називаються рівняннями балансу продуктів збагачення.

Вилучення ε – показник, що оцінює частину корисного компонента, що міститься в збагачуваній корисній копалині, яка перейшла в продукт збагачення. Вилучення виражається у відсотках, рідше в частках одиниці, і обчислюється як відношення маси компонента в i -тім продукті до його маси в збагачуваній корисній копалині:

$$\varepsilon_i = \gamma_i \beta_i / \alpha , \quad (1.4)$$

Сумарне вилучення даного компонента в усі кінцеві продукти збагачення складає 100 %.

Ступінь скорочення k_c – величина, що показує у скільки разів вихід отриманого концентрату γ_{κ} менше кількості переробленої корисної копалини:

$$k_c = 100 / \gamma_{\kappa} . \quad (1.5)$$

Ступінь скорочення показує, яку кількість тонн корисної копалини необхідно переробити для одержання 1 т концентрату.

Ступінь концентрації (ступінь збагачення) k_{κ} - величина, що показує у скільки разів збільшився вміст компонента в концентраті в порівнянні з його вмістом у збагачуваній корисній копалині:

$$k_{\kappa} = \beta_{\kappa} / \alpha . \quad (1.6)$$

Якісно-кількісні показники збагачення характеризують технічну досконалість технологічного процесу фабрики. Чим вище вміст цінного компонента в концентраті і його вилучення, чим більше показники ступеня збагачення і ступеня скорочення, тим вище ефективність збагачення корисної копалини.

Якість продуктів збагачення в окремих випадках характеризують не тільки вмістом цінних компонентів і наявністю шкідливих домішок, але і

вмістом зерен різного розміру – *гранулометричним складом*. Якість кінцевих продуктів збагачення, одержуваних на збагачувальних фабриках, повинна відповідати вимогам, пропонованим до них споживачами продукції. Вимоги до якості концентратів називаються *кондиціями* і регламентуються державними стандартами (ДСТУ) або технічними умовами (ТУ), вони розробляються з урахуванням технології і економіки переробки даної сировини і її властивостей, а також з урахуванням реальних можливостей технології збагачення. Кондиціями встановлюються середній і мінімально або максимально припустимий вміст різних компонентів корисної копалини в кінцевих продуктах збагачення. Якщо якість продуктів відповідає кондиціям, продукти називаються кондиційними.

1.5 КЛАСИФІКАЦІЯ ПРОЦЕСІВ ЗБАГАЧЕННЯ

Переробка корисних копалин на збагачувальних фабриках включає ряд послідовних операцій, у результаті яких досягається відокремлення корисних компонентів від домішок. За призначенням процеси переробки корисних копалин підрозділяють на підготовчі, основні (збагачувальні) і заключні (допоміжні).

Підготовчі процеси призначені для роз'єднання мінералів, що входять до складу корисної копалини, і розділення її на класи крупності, що задовольняють наступним процесам збагачення.

До підготовчих відносять процеси дроблення, подрібнення, грохочення і класифікації.

Дроблення і подрібнення – процеси зменшення розмірів грудок корисних копалин під дією зовнішніх сил, що переборюють внутрішні сили зчеплення між частинками твердої речовини.

Дроблення і подрібнення не мають між собою принципових відмінностей. Умовно прийнято вважати, що при дробленні одержують продукти крупніше 5 мм, а при подрібненні – дрібніше 5 мм. Розмір максимальних зерен, до якого необхідно роздробити або подрібнити корисну копалину при її підготовці до збагачення, залежить від розміру включень основних компонентів, що входять до складу корисної копалини, і від технічних можливостей обладнання, на якому передбачена наступна переробка дробленого (подрібненого) продукту.

Грохочення і класифікація застосовуються з метою розділення корисної копалини на продукти різної крупності – класи.

Грохочення здійснюється розсівом корисної копалини на решетах і ситах з каліброваними отворами на дрібний (*підрешітний*) продукт і крупний (*надрешітний*). Грохочення застосовується для розділення корисних копалин по крупності на поверхнях, що просівають, з розмірами отворів від часток міліметра до декількох сотень міліметрів.

Класифікація здійснюється у водному або повітряному середовищі і базується на використанні відмінності у швидкостях осадження частинок різної крупності. Великі частинки осаджуються швидше і концентруються в нижній частині класифікатора, дрібні частинки осаджуються повільніше і

виносяться з апарата водним або повітряним потоком. Одержувані при класифікації крупні продукти називаються *пісками*, а дрібні – *зливом* (при гідравлічній класифікації) або *тонким продуктом* (при пневмокласифікації). Класифікація застосовується для розділення дрібних і тонких продуктів по зерну розміром не більше 1 мм.

Основні (збагачувальні) процеси призначені для розділення вільних мінеральних зерен на відповідні продукти. У результаті основних процесів корисні компоненти виділяють у вигляді концентратів, а породні мінерали видаляють у відвал у вигляді відходів. У процесах збагачення використовують відмінності мінералів по густині, магнітній сприйнятливості, змочуваності, електропровідності, крупності, формі зерен і ін.

Відмінності в густині мінеральних зерен використовуються при збагаченні корисних копалин *гравітаційним методом*, який застосовують при збагаченні вугілля, руд і нерудної сировини.

На *розходженнях магнітної сприйнятливості компонентів* заснований *магнітний метод* збагачення, застосовуваний для збагачення руд чорних металів, титанових, вольфрамітових руд, для виділення залізистих домішок із графітових, талькових і інших корисних копалин, для регенерації магнетитових суспензій.

Відмінності в змочуваності компонентів водою використовуються при збагаченні корисних копалин *флотаційним методом*. Особливістю флотаційного методу є можливість штучного регулювання змочуваності і розділення дуже тонких мінеральних зерен. Завдяки цим особливостям флотаційний метод є одним з найбільш універсальних, він застосовується для збагачення різноманітних тонковкраплених корисних копалин.

Корисні копалини, компоненти яких мають *відмінності по електропровідності* або мають здатність під дією тих чи інших факторів здобувати різні по величині і знаку електричні заряди, можуть збагачуватися *методом електричної сепарації*. До таких корисних копалин належать апатитові, вольфрамові, олов'яні і інші руди.

Збагачення по крупності використовується в тих випадках, коли корисні компоненти представлені більш крупними або, навпаки, більш дрібними зернами в порівнянні з зернами порожньої породи. У розсипах корисні компоненти знаходяться у вигляді дрібних частинок, тому відділення крупних класів дозволяє позбутися від значної частини породних домішок.

Відмінності у формі зерен і коефіцієнті тертя дозволяє відокремити плоскі лускаті частинки слюди або волокнисті агрегати азбесту від частинок породи, що мають округлу форму. При русі по похилій площині плоскі і волокнисті частинки сковзають, а округлі зерна скачуються вниз. Коефіцієнт тертя катання завжди менше коефіцієнта тертя ковзання, тому плоскі і округлі частинки сходять з похилої площини з різною швидкістю і по різних траєкторіях, що створює умови для їхнього розділення.

Відмінності в оптичних властивостях компонентів використовуються при збагаченні корисних копалин *методом фотометричної сепарації*. Цим методом здійснюється механічна рудорозбірка зерен, які мають різний колір і блиск (напр., зерен алмазів від зерен порожньої породи).

Застосування того чи іншого методу збагачення залежить від мінерального складу корисних копалин і фізичних властивостей розділюваних компонентів.

Заклучні операції в схемах переробки корисних копалин призначені для зневоднення продуктів збагачення з метою зниження їхньої вологості до кондиційної, а також для регенерації оборотних вод збагачувальної фабрики.

Вибір метода зневоднення залежить від характеристики матеріалу, що зневоднюється (початкової вологості, гранулометричного і мінералогічного складів) і вимог до кінцевої вологості. Часто необхідної кінцевої вологості важко досягти в одну стадію, тому на практиці для деяких продуктів збагачення використовують операції зневоднення різними методами в декілька стадій.

Для зневоднення продуктів збагачення використовують *методи дренавання* (грохоти, елеватори), *центрифугування* (фільтруючі і відсаджувальні центрифуги), *згущення* (згущувачі, гідроциклони), *фільтрування* (вакуум-фільтри, фільтр-преси) і *термічної сушки*.

Крім технологічних процесів для нормального функціонування збагачувальної фабрики повинні бути передбачені *процеси виробничого обслуговування*: внутрішньоцеховий транспорт корисної копалини і продуктів її переробки, постачання фабрики водою і електроенергією, технологічний контроль якості сировини і продуктів переробки.

Контрольні запитання

1. *Що називають корисною копалиною?*
2. *Класифікація корисних копалин.*
3. *За якими показниками визначається якість корисної копалини?*
4. *Яка мета первинної переробки корисної копалини?*
5. *Які продукти (за якістю) одержують в результаті первинної переробки?*
6. *Класифікація процесів збагачення корисних копалин за призначенням.*
7. *Які властивості мінералів використовуються при збагаченні корисних копалин?*
8. *Назвіть технологічні показники збагачення корисних копалин.*

2. ТЕХНІЧНИЙ КОНТРОЛЬ ПРИ ДОБУВАННІ І ПЕРЕРОБЦІ КОРИСНИХ КОПАЛИН

Мета розділу: визначення необхідності технічного контролю за якістю корисної копалини при її добуванні і переробці. Розкриття суті і змісту технічного контролю при збагаченні корисних копалин.

2.1 ЗАГАЛЬНІ ВІДОМОСТІ ЩОДО ТЕХНІЧНОГО КОНТРОЛЮ І ОПРОБУВАННЯ

Якість корисних копалин і продуктів збагачення нормується державними стандартами, технічними умовами і тимчасовими нормами. Нормування якості корисних копалин забезпечує їх раціональний розподіл по галузям промисловості і ефективне використання, а також є стимулом підвищення якості продукції. Для визначення показників якості корисної копалини, що добувається, виконують її опробування.

Опробуванням називається комплекс операцій по відбору, підготовці і дослідженню проб корисної копалини для визначення її складу, властивостей і показників якості.

Опробування виконується при розвідці, видобутку і переробці корисних копалин.

При геологічній розвідці опробування виконується для визначення середнього вмісту корисних компонентів на родовищі; міцності рудних тіл і порід контуру; підрахунку запасів корисної копалини; встановлення просторового розміщення типів і сортів руди, що вимагають різних технологічних процесів і схем переробки; фізико-механічних властивостей і збагачуваності корисних копалин.

При експлуатації родовища дані опробування використовуються для складання планів і програм видобутку корисної копалини в зв'язку зі зміною речовинного складу корисної копалини при переході робіт на інші ділянки і горизонти; визначення контурів рудних тіл і виявлення їх морфології для оперативного керівництва очисними роботами при валовій і роздільній виїмці різних типів корисної копалини; визначення втрат і взаємних розрахунків між гірничодобувним підприємством і споживачем корисної копалини.

На підприємствах, що перероблюють корисні копалини, опробування служить для технологічної оцінки кожного сорту вихідної сировини при дослідженні на збагачуваність (визначення мінерального складу, вмісту мінералів, форми зерен і характеру їх зрощень); оперативного контролю за технологічними параметрами, що визначають якість сировини і продуктів, і забезпечують стабільні умови технологічного процесу та якість кінцевих продуктів збагачення; складання технологічних і товарних балансів продуктів збагачення; визначення показників для розрахунку з постачальниками сировини і споживачами товарної продукції і для аналізу та удосконалення технологічного процесу збагачення.

2.2 ВИДИ ПРОБ

Опробування сировини і продуктів переробки полягає в періодичному відборі за визначеними правилами окремих порцій названих матеріалів з метою контролю їх властивостей і ефективності функціонування окремих апаратів і підприємства у цілому. Окремі порції того або іншого продукту, що відбираються за один прийом, називаються *точковими* пробами або *порціями*. Проби, які складені з точкових проб продуктів, що надходять на переробку, або продуктів, що одержані за деякий час, називаються *спільними*.

Пробою називається деяка частина (порція) корисної копалини, що відібрана за визначеними правилами від спільної його маси, достатня для даного виду випробувань і відбиває з відомою точністю властивості корисної копалини. Проба, яка з певною точністю характеризує властивості корисної копалини, називається *представницькою (репрезентативною)*.

Необхідна точність опробування може бути досягнута за умови правильного відбору точкових проб і при визначеній мінімальній масі спільної проби. Мінімальна маса представницької спільної проби залежить від крупності максимальних зерен продукту, що опробується, густини, вмісту і рівномірності вкраплення компоненту, що контролюється. *Мінімальна маса спільної проби* визначається за емпіричною формулою:

$$Q_{min} = kd^2, \text{ кг} \quad (2.1)$$

де Q_{min} – мінімальна маса проби, кг; d – розмір максимального зерна в пробі, мм; k – коефіцієнт однорідності, що враховує рівномірність вкраплення і характер корисної копалини (табл. 12.1).

Таблиця 2.1 – Значення коефіцієнта k

Категорія однорідності	Корисні копалини і концентрати				
	кольорових і рідкісних металів	золото-вмісні	марганцеві	залізни	вугільні
Однорідні	0,10	0,20	0,10	0,025	0,05
Середньої однорідності	0,15	0,40	0,10	0,050	0,05
Неоднорідні	0,20	0,80	0,10	0,100	0,05

Залежно від характеру продукту, що опробується, задач опробування і цільового призначення проби поділяють на мінералогічні, хімічні і технологічні.

Мінералогічні проби відбирають для макро- і мікроаналізів. При макроскопічному аналізі мінеральний склад проби у шліфі або порошку визначається неозброєним оком, при мікроскопічному – проба досліджується під мікроскопом. Мінералогічний аналіз робиться для одержання даних про сировину як об'єкт збагачення: кількісний склад корисних і породних мінералів; структурні і текстурні особливості корисної копалини (характе-

ристка вкраплення, характер зростання мінеральних зерен, крупність кристалізації); фізичні і хімічні властивості мінералів (густина, магнітні і електричні властивості, змочуваність, міцність, блиск і ін.). На збагачувальних фабриках мінералогічний аналіз використовується для оперативного контролю якості вихідного матеріалу і продуктів збагачення, а також для визначення технологічних властивостей корисних копалин.

Хімічні проби відбираються для визначення хімічного складу корисної копалини і продуктів її переробки. За даними хімічного аналізу і геологічного дослідження визначаються запаси корисної копалини і придатність її для промислового використання. Результати хімічного аналізу служать для оцінки якості корисної копалини і продуктів збагачення, вмісту корисних і породних компонентів, контролю технологічного процесу і складання технологічного і товарного балансів.

Технологічні проби служать для визначення складу і властивостей корисної копалини, її збагачуваності, ситового і фракційного аналізів, що дозволяє вибрати і обґрунтувати раціональну схему збагачення, а також розрахувати результати збагачення корисної копалини.

2.3 ОПРОБУВАННЯ РОДОВИЩ КОРИСНИХ КОПАЛИН

В кожному конкретному випадку при відборі проб у вибоях гірничих виробок перевагу віддають методу, що забезпечує найбільше представництво проби при високій продуктивності і мінімальній вартості робіт.

При достатній поверхні оголення пласта застосовують *ямковий (точковий) метод* (рис. 2.1). Поверхня виробки покривається умовною сіткою, у вузлах якої відбираються порції. Сітка може бути ромбічною, квадратною або прямокутною.

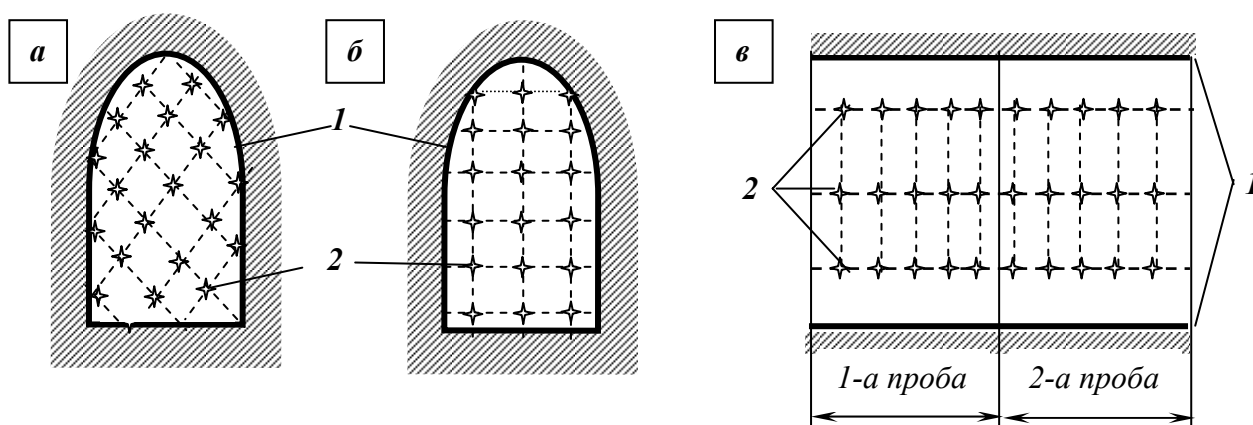


Рис. 2.1 – Ямковий метод відбору проб.

Розташування точок відбору:

а – ромбічне; *б* – квадратне; *в* – прямокутне.

1 – контур виробки; 2 – точки відбору проб.

Число порцій залежить від рівномірності оруденіння. Точність опробування зростає зі збільшенням числа порцій. Проба, що відібрана ямко-

вим методом, являє собою суму порцій, які відбиті від стінки вибою у вузлах сітки. В пробу включають також ту частину пустої породи або забалансової корисної копалини, яка при прийнятій системі гірничих робіт попадає у видобуток. Порції відбивають пневмомолотком, кайлом, молотком, зубилом. Число порцій повинно бути від 10 (для руд з рівномірним вкрапленням) до 20 (для руд з нерівномірним вкрапленням) при масі кожної порції 1 – 5 кг. Таким чином, маса однієї проби складає від 10 до 100 кг.

При малій площі оголення рудного тіла застосовують *рівчаківий метод* (рис. 12.2).

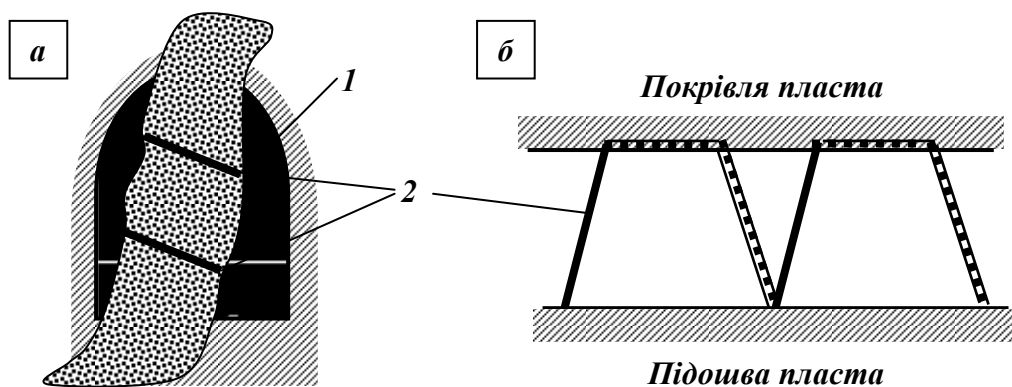


Рис.2.2 – Рівчаківий метод відбору проб.

Розташування рівчаків: *а* – прямокутно-поперечне ; *б* – спіральне.

1 – контур виробки; 2 – рівчаки.

Напрями рівчаків повинні збігатися з напрямом найбільшої неоднорідності рудного пласта, щоб в пробу потрапили всі його компоненти в тому співвідношенні, в якому вони представлені в масі рудного тіла. Рівчаки проводять прямокутно-поперечні, подовжні, спіральні або кругові.

Рівчакове опробування при великій довжині виробки заміняють ямковим, але зі збереженням напрямку рівчака, при цьому відстані між ямками повинні бути однаковими. Розміри ямок і рівчаків визначаються масою проби і крупністю матеріалу, яка залежить від характеристики вкраплення корисного мінералу. Для більшості проб масою не менше 100 кг крупність грудок в пробі повинна бути 25 мм. Тому для крупнокристалічних корисних копалин з нерівномірним вкрапленням глибина ямки або рівчаку повинна бути не менше 25 мм, для тонковкраплених руд 10 – 25 мм; ширина рівчака звичайно складає близько 100 мм. Маса проби, що відбирається з 1 м рівчака, складає 2 – 15 кг.

При відборі проб зі старих виробок поверхню рудного пласта необхідно очистити від продуктів окиснення і підрівняти кайлом або молотком.

Для опробування металовмісних руд застосовується *метод вичерпування*. При використанні цього методу поверхню руди після вибуху і провітрювання вибою ділять на квадрати чи прямокутники, в центрі або в кутах яких роблять ямки глибиною до 0,5 м. З кожної ямки совком або лопатою відбирають порції і направляють їх в початкову технологічну пробу.

Мінімальна маса початкової технологічної проби, маса і число порцій для металовмісних руд визначаються державними стандартами.

Шпуровий метод оснований на підриванні коротких шпурів, які забезпечують розпушення корисної копалини в точки відбору порції. Матеріалом порції є бурове борошно або шлам. Збирання бурового борошна може здійснюватись вручну або спеціальним пневматичним приймачем пилу. Матеріалом для опробування може служити також буровий шлам, що вимивається зі шпурів довжиною 15 – 20 м, які пробурюють при підземних буро-підривних гірничих роботах.

Метод черкання може застосовуватись при розвідці канавами жильних родовищ малої міцності. В пробу направляється весь матеріал, що відбивається зі всієї площі рудного тіла. Глибина черкання складає 5 – 10 см, маса проби з 1 м² площі рудного тіла може бути до 250 кг. Через високу вартість метод черкання застосовується рідко, звичайно він замінюється рівчаковим.

При опробуванні деяких рудних родовищ з дуже нерівномірним вкрапленням корисних компонентів (золота, платини, рідкісних металів) застосовується *валовий метод*, що передбачає надходження в пробу всієї видобутої руди. Маса проби в цьому випадку складає від декількох тон до декількох десятків тон. Обробка валових проб виконується за технологічними схемами, що застосовуються при збагаченні цих руд.

Керновий метод застосовується, якщо родовище не розкрито гірничими виробками, а колонкове буріння при розвідці виконано по частій сітці свердловин. В цьому випадку технологічну пробу можна скласти з рудних кернів (з половин або чвертин кернів, що розколоті вздовж осі).

Геофізичні методи опробування корисних копалин як у природному, так і в відбитому стані оснований на використанні деяких фізичних властивостей (магнітної проникності, електричної провідності, природної або штучної радіоактивності). Опробування рух кольорових, рідкісних металів і розсіяних елементів в умовах гірничих виробок і свердловин і лабораторні аналізи проводять в основному ядерно-геофізичними методами. Серед методів, оснований на дослідженні природної радіоактивності основна роль належить *гамма-методам*, на дослідженні штучної радіоактивності – *гамма-гамма методам*. Геофізичні методи можуть бути застосовані для визначення кондиційності руди, контрольного і товарного опробування руди на складах, в транспортних посудинах, для експрес-аналізів вмісту металів у грубо-подрібнених або порошкових пробах. Гамма-гамма метод опробування застосовують на свинцевих рудниках для опробування руд у вибоях і видобутої руди на поверхні. Визначення вмісту заліза в буро-підривних свердловинах виконують за допомогою магнітного каротажу. Геофізичні методи також застосовують при розвідки нафти і газу, вугілля, руд, будівельних матеріалів і води.

Відбір проб при відкритому видобутку корисних копалин здійснюється тими ж методами, що й при підземному .

Опробування родовищ палива (вугілля буре і кам'яне, антрацит і горючі сланці), розкритих експлуатаційними виробками, проводять для кон-

тролю якості пластів, що розроблюються, а також при оцінці запасів палива і складання норм показників якості.

2.4 ОПРОБУВАННЯ СИПКИХ МАТЕРІАЛІВ

Опробування корисних копалин і продуктів їх переробки є необхідною умовою контролю технологічного процесу при добуванні і збагаченні корисних копалин.

Сипкі матеріали, що опробуються можуть знаходитися як в нерухомому (на складі, в вагоні, штабелі, відвалі і т.п.), так і в рухомому (при транспортуванні конвеєрами, по жолобах і трубах) стані. Залежно від того знаходиться матеріал, що опробується, у спокої або рухається спосіб відбору проб може бути різним.

Спосіб відбору проби зі штабелю або з відвалу залежить від його розміру, форми, характеру матеріалу і цінності корисної копалини.

Простим і дешевим методом відбору проб зі штабелів є метод поверхневого вичерпування (рис. 2.3), який забезпечує достатню для проведення дослідних робіт точність випробування. При цьому методі по всій поверхні штабеля проводять ряд паралельних ліній на відстані 0,5 м одна від одної (найнижча – на відстані 0,25 м від основи штабелю). На ці лінії в шаховому порядку наносять точки на відстані 2 м одна від одної. В позначених точках перпендикулярно до поверхні штабеля (або відвалу) викопують лопатою ямки глибиною близько 0,5 м та з дна ямок беруть в проби число лопат, що пропорційне відстані до основи відвалу за вертикаллю.

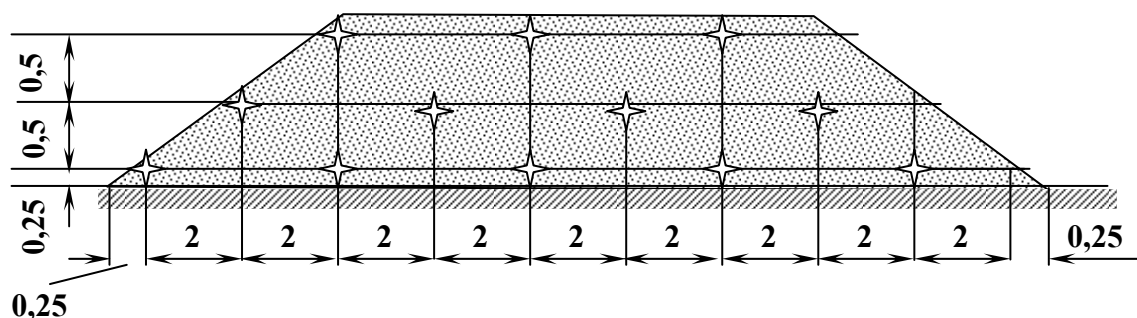


Рис. 2.3 – Відбір проб методом вичерпування.

* – точки відбору проб.

Метод вичерпування застосовується для опробування таких корисних копалин як вугілля, залізні і апатитові руди, вапняк і ін. Точність цього методу залежить від рівномірності складу матеріалу по висоті вагона, штабеля і т.п.

Точність опробування цим методом зменшується з підвищенням нерівномірності матеріалу за крупністю і розподіленням корисних компонентів в окремих грудках і зернах. Тут в значній мірі проявляється явище сегрегації, яке полягає в тому, що при русі матеріалу по похилій площині відбувається класифікація його за крупністю і густиною. Для підвищення точ-

ності опробування методом вичерпування точкові проби відбирають з дна лунок на глибині до 0,4 м. Але більш точні результати отримують при систематичному відбиранні точкових проб по мірі нарощування штабеля або по мірі завантаження вагону.

Маса порцій та їх число залежать від роду продукту, що опробується, його загальної маси в штабелі і максимального розміру грудок.

Метод відбору проб щупом застосовується при опробуванні дрібнозернистих матеріалів, що знаходяться у вагонах, вагонетках і невеликих штабелях. Як що в невеликому штабелі знаходиться тонкоподрібнений матеріал (напр., відвал флотаційних відходів), пробу беруть на всю глибину штабеля щупом. На поверхні штабеля наносять сітку з відстанями між лініями сітки 1 – 2 м або більше. Проби беруть у вузлах сітки.

Конічний щуп для опробування (рис. 2.4 *а*) являє собою відрізок конічної труби з ручкою на верхньому кінці. Довжина труби повинна бути достатньою для відбору проби на всю глибину штабеля. Труба поступово вертикально вдавлюється в штабель, при цьому стовпчик матеріалу, що вирізається нижнім гострим кінцем, входить у трубу і заповнює її. Після занурення труби на потрібну глибину її витягають і матеріал з неї вивантажують. Якщо матеріал вологий і липкий, то завдяки конусоподібності труби, матеріал при витяганні щупа не висипається і в пробу потрапляє стовпчик матеріалу, який порівнює глибині відвалу.

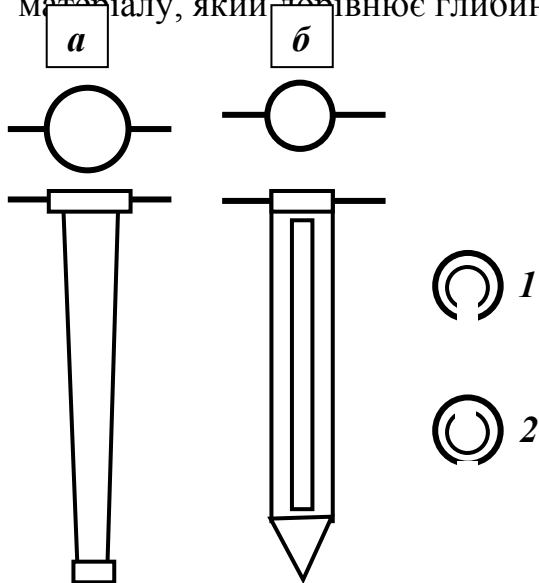


Рис. 2.4 – Щупи для відбору проб.

а – щуп конічний;

б – щуп циліндричний.

Положення труб циліндричного щупа при його вдавлюванні (1) в штабель і при витяганні (2) зі штабеля.

Якщо матеріал сипкий і при витяганні труби висипається, використовують циліндричний щуп (рис. 2.4 *б*). В циліндричному щупі є подовжня щілина, через яку й набирається проба. Після вдавлювання щупа на задану глибину щілину відкривають і щуп обертають для заповнення пробкою. Коли щуп заповнений пробкою, щілину закривають, щуп витягають і пробу висипають.

Відбір товарних проб з транспортних посудин виконується для визначення якості продукції, що відвантажується споживачам (вихідної руди, вугілля, концентрату і ін.). Кожній шахті, руднику, збагачувальній фабриці установлюються державні стандарти або тимчасові норми на якість продукції.

кції, що відвантажується. На підставі даних аналізу товарних проб продукція приймається або бракується, а також провадяться взаєморозрахунки між постачальниками і споживачами. При відборі проб з транспортних посудин необхідно дотримуватися таких умов: забезпечити однакову ймовірність попадання в пробу усіх частин матеріалу, що опробується; маса порцій повинна бути не менше установленої для матеріалу даної крупності; розмістити точки відбору порцій так, щоб виключити можливість систематичних помилок внаслідок сегрегації матеріалу; число порцій повинно прийматися залежно від неоднорідності матеріалу і необхідної точності опробування. Товарну пробу відбирають від кожної партії, марки, сорту і т.п. Вона складається з окремих порцій, які відбирають з усіх вагонів партії. Маса порції залежить від крупності матеріалу, що опробується, а число порцій – від маси партії. Товарні проби рекомендується відбирати механізованим способом (установки грейферного типу – ОВ і ГМУ і бурового типу – МПВ-2).

При відбиранні проб з транспортних посудин ширина пробовідсікача повинна бути не менше ніж в 1,5 рази більшою максимального розміру грудки матеріалу, що опробується, при відбиранні проб на перепадах – не менше ніж в 2,5 рази, при відбиранні проб з конвеєрних стрічок – не менше ніж в 2 рази. Але в усіх випадках ширина пробовідсікача повинна бути не менше 50 мм.

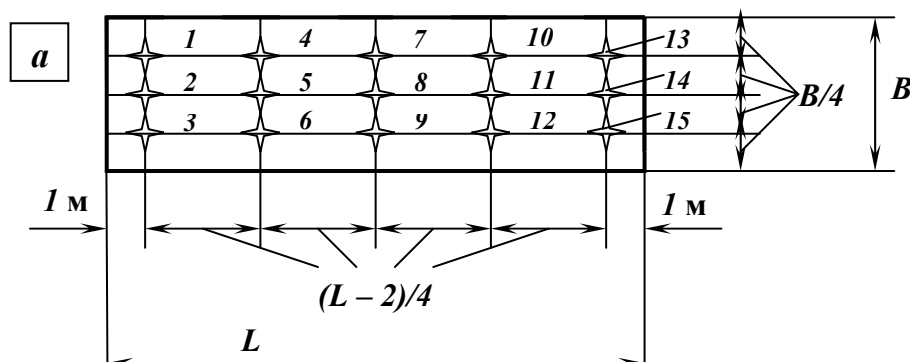
При відбиранні проб з вагонів, вагонеток і автомашин розташування точок відбирання порцій визначають за схемами, що наведені на рис. 2.5.

Відбір товарних проб палива з залізничних вагонів, вагонеток і автомашин виконують тільки в тих випадках, якщо неможливо застосувати опробування методом перетину при навантаженні або розвантаженні цих транспортних посудин. При цьому необхідне число порцій розділюється на число посудин і точки відбору порцій розташовують рівномірно на поверхні всіх посудин, що входять до складу партії. Маса порцій та їх число залежать від роду продукту, що опробується, його маси і максимального розміру грудок.

Відповідно до стандарту маса порцій палива, що опробується, повинна складати приблизно $0,06 d_{\max}$, при цьому одна порція відбирається від кожних 20 т, тобто:

$$n = M / 20, \quad (2.1)$$

де n – число порцій; M – маса партії, що опробується, т



Число порцій, що відбираються в товарну пробу від залізної і марганцевої руди, може бути розраховано в залежності від маси проби і однорідності руди за формулою:

$$\lg n = k \lg M / a, \quad (2.2)$$

де n – число порцій; M – маса партії, що опробується, т; k і a – коефіцієнти пропорційності, що залежать від виду руди і її однорідності (табл. 2.2).

Таблиця 2.2 – Значення коефіцієнтів k і a

Руда	Коеф. a	Коеф. k		
		однорідна	середньої однорідності	неоднорідна
Залізна	3,0	1	2	3
Марганцева	2,4	1	1,5	2

Відбір товарних проб залізних і марганцевих руд, їх концентратів, агломератів і котунів повинен за стандартом бути механічним. Ручний відбір проб використовують в тих випадках, коли неможливо організувати механічне опробування. Проби руди, яка завантажена у вагони, морські та річкові судна і баржі, допускається відбирати вручну.

При опробуванні руд і концентратів кольорових металів, число порцій, що відбираються в товарну пробу, також залежить від маси матеріалу, який опробується і визначається за формулою:

$$n = c\sqrt{M}, \quad (2.3)$$

де n – число порцій; M – маса партії руди або концентрату, що опробується, т; c – коефіцієнт пропорційності, що залежить від однорідності руди.

Таблиця 2.3 – Значення коефіцієнта c

Руди або концентрати	дуже однорідні	однорідні	середньої однорідності	неоднорідні
Коеф. c	1,0	1,5	2,5	3,0

Рухомий сипкий матеріал звичайно опробується *методом перерізів*. Найбільш точним методом відбору проб є *метод поперечних* або *поздовжніх перерізів*. Сутність методу поперечних перерізів полягає у тому, що періодично по всій ширині потоку через рівні проміжки часу пробовідбирачем відбирається точкова проба. Маса цієї проби пропорційна площі поперечного перерізу потоку. Спосіб поздовжніх перерізів відрізняється тим, що рухомий потік як би розділяється на ряд паралельних стрічок, одна з яких або декілька відбираються у спільну пробу. Метод поздовжніх перерізів менш точний, тому що внаслідок сегрегації окремі стрічки матеріалу можуть виявитися нерівноцінними. Потоки сухих і вологих матеріалів опробують обома методами, але перевагу віддають методу поперечних перерізів, як більш точному. Відбір проб звичайно здійснюється при розвантаженні матеріалу з конвеєра або безпосередньо з рухомої конвеєрної стрічки.

При опробуванні сухих і вологих матеріалів застосовують ковшові, скреперні і маятникові пробовідбирачі. Відбір проб з потоку пульпи виконується тільки методом поперечних перерізів за допомогою щілинних пробовідбирачів.

Пробовідбирачі ковшові (рис. 2.6) призначені для відбору проб сипучих матеріалів крупністю до 150 – 300 мм в містах їх перепадів.

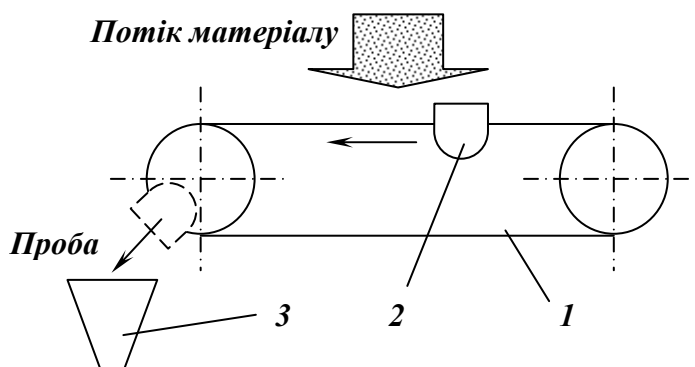


Рис. 2.6 – Схема ковшового пробовідбирача.
1 – ланцюговий конвеєр;
2 – ківш; 3 – збірник проб.

Пробовідбирач являє собою ланцюговий ковшовий конвеєр 1. На дві пари коліс-зірочок надіті замкнені ланцюги, до яких прикріплені один або два ковші-відсікачі 2. Відбір порції відбувається в момент перетинання потоку матеріалу ковшем, що рухається на верхній гілці пробовідбирача. При огинанні зірочки порція вивантажується у збірник 3. Розміри ковша повинні забезпечити перетинання усього потоку матеріалу і розміщення усієї маси відібраної порції.

Ковшові пробовідбирачі можуть функціонувати як у автоматичному режимі, так і на ручному управлінні.

Скреперні пробовідбирачі (рис. 2.7) призначені для відбору проб матеріалу крупністю до 300 мм і вологістю до 14 % безпосередньо зі стрічкових конвеєрів.

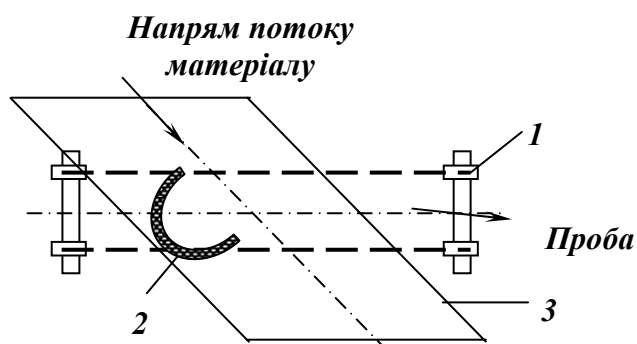


Рис. 2.7 – Схема скреперного пробовідбирача.

1 – ланцюговий конвеєр;
2 скрепер; 3 – конвеєрна стрічка.

Пробовідбирач встановлюється над робочою гілкою горизонтального або похилого стрічкового конвеєра 3. Частина стрічки конвеєра, де встановлено скреперний пробовідбирач повинна бути плоскою. Відсікач проб являє собою відкритий спереду і знизу скрепер 2 з напівкруглою задньою стінкою. Скрепер закріпленний на нижній гілці короткого ланцюгового конвеєра 1. Для повного зняття стрічки матеріалу (порції) з конвеєра на нижній кромці скрепера закріплена прогумована смуга. При русі по замкненому контуру скрепер опускається на стрічку конвеєра, сковзає по ній смугою і згрібає шар матеріалу в збірник.

Скреперні пробовідбирачі можуть функціонувати як у автоматичному режимі, так і на ручному управлінні.

Маятникові пробовідбирачі (рис. 2.8) призначені для відбору проб матеріалу крупністю до 150 – 300 мм і будь-якою вологістю безпосередньо зі стрічкових конвеєрів без вирівнювання стрічки.

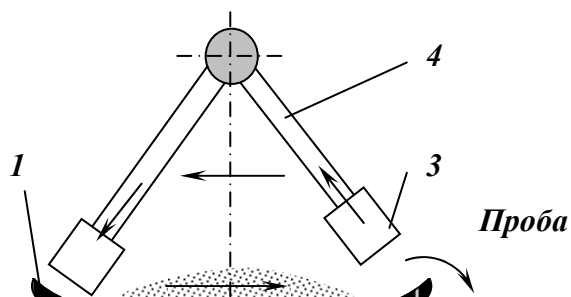


Рис. 2.8 – Схема маятникового пробовідбирача.

1 – конвеєрна стрічка;
2 – опорні ролики;
3 – ківш пробовідбирача;
4 – маятникова штанга;

Пробовідбирач складається зі зварної рами, на якій закріплена маятникова штанга 4 зі скреперним відсікачем проб 3 і приводів дугового і вертикального переміщення. Принцип дії маятнікового пробовідбирача полягає у згрібанні через визначені проміжки часу зі стрічки конвеєра порції за допомогою відкритого спереду і знизу скреперного ковша. При робочому ході ківш знаходиться в нижньому положенні, за допомогою механізму дугового переміщення рухається за траєкторією відповідною радіусу кривизни стрічки конвеєра. При цьому скрепер згрібає з конвеєра стрічку матеріалу (точкову пробу). При зворотному ході механізмом вертикального переміщення скреперний ківш піднімається угору і над потоком матеріалу повертається у вихідне положення.

Маятникові пробовідбирачі функціонують у автоматичному режимі.

Щілинні пробовідбирачі (рис. 2.9) призначені для відбору проб з потоку пульпи, що містить зерна крупністю не більше 3 мм.

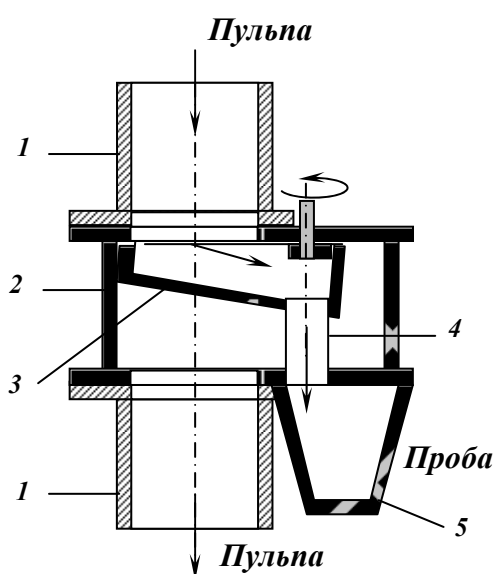


Рис. 2.9 – Схема щілинного пробовідбирача.

1 – пульпопровід; 2 – корпус пробовідбирача; 3 – відсікач; 4 – полий вал; 5 – збірник проб.

Пробовідбирач складається з вертикального корпуса 2 з фланцями для приєднання до пульпопроводу 1 і пробовідсікача 3, що обертається в горизонтальній площині на полуму валу 4. Потік пульпи періодично перетинається секторним відсікачем, при цьому порція пульпи проходить через щілину відсікача у сектор і далі по полуму валу надходить у збірник 5.

Щілинні пробовідбирачі функціонують у автоматичному режимі.

Механізована обробка відібраних спільних проб може здійснюватись за двома варіантами:

- до крупності і маси лабораторної проби в машинах типу МПЛ,
- до крупності і маси аналітичної проби в машинах типу МПА.

Пробообробна машина МПЛ-300 (рис. 2.10) призначена для обробки спільних проб крупністю до 300 мм і вологістю до 18 % з метою приготування лабораторних проб крупністю 0 – 3 мм.

Спільна проба, що відбирається пробовідбирачем ковшового (або іншого) типу 1 і накопичується у збірнику 2 надходить у пробообробну машину МПЛ. Пробообробна машина МПЛ-300 складається з двох частин.

У першій частині проба крупністю до 300 мм стрічковим живильником 3 подається у молоткову дробарку 4, де вона дробиться до 25 мм. Потім за допомогою багатоконвального скорочувача 5 дроблена до 25 мм проба скорочується і направляється у проміжний бункер 6.

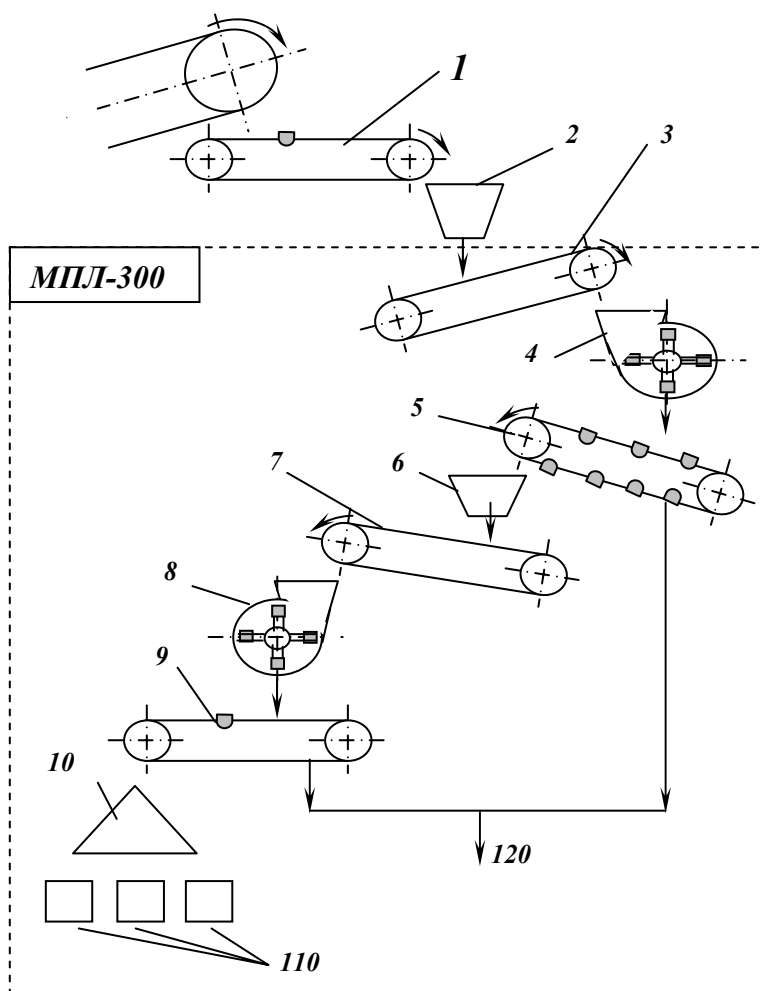


Рис. 2.10 – Схема пробообробної машини МПЛ-300.

- 1 – ковшовий пробовідбирач;
- 2 – бункер первинної проби;
- 3, 7 – стрічкові живильники;
- 4, 8 – молоткові дробарки;
- 5, 9 – ковшові скорочувачі;
- 6 – бункер проміжної проби;
- 10 – лотковий розподільувач;
- 11 – лабораторні проби;
- 12 – видалення залишку проби.

З проміжного бункера 6 проба надходить на другу стадію дроблення у молотковій дробарці 8. Дроблена до 3 мм проба повторно скорочується ковшовим скорочувачем 9 до маси лабораторної проби і розподільувачем 10 ділиться на необхідне число лабораторних проб 11. Залишок переробленої проби 12 видаляється з машини.

Пробообробна машина МПА-150 (рис. 2.11) призначена для обробки спільних проб кам'яного вугілля, антрацитів, горючих сланців крупністю до 150 мм з метою приготування аналітичної і лабораторної проб.

Первинна проба стрічковим живильником 3 подається у молоткову дробарку 4, де вона дробиться до 3 мм. Під молотковою дробаркою 4 установлений скорочувач 5 з подвійним ковшем, що дозволяє виділити дві проби, одна з них надходить у збірник лабораторної проби Л, а друга – в піч 6 для сушіння при температурі $115 \pm 10^\circ\text{C}$.

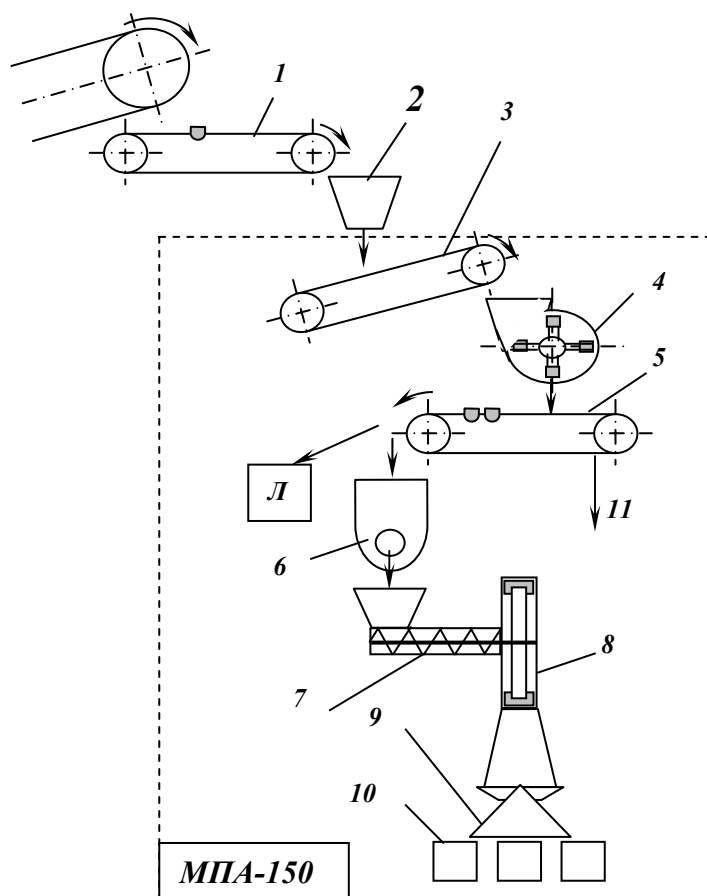


Рис. 2.11 – Схема пробообробної машини МПА-150.

- 1 – ковшовий пробовідбирач;
- 2 – бункер первинної проби;
- 3 – стрічковий живильник;
- 4 – молоткова дробарка;
- 5 – ковшовий скорочувач;
- 6 – сушарка;
- 7 – шнековий живильник;
- 8 – молотковий млин;
- 9 – лотковий розподільувач;
- 10 – аналітичні проби;
- 11 – видалення залишку проби.

Підсушена до повітряно-сухого стану проба шнековим живильником 7 направляється у молотковий млин 8, де подрібнюється до 0,2 мм. Лотковим розподільувачем 9 подрібнена проба ділиться на необхідне число аналітичних проб 10. Залишок переробленої проби 11 видаляється з машини.

2.5 СТАНДАРТИЗАЦІЯ І АТЕСТАЦІЯ ТОВАРНОЇ ПРОДУКЦІЇ

Важливим фактором підвищення ефективності виробництва є поліпшення якості. Якість продукції визначається тим наскільки вона придатна для задоволення виробничих або побутових потреб. Найважливішим елементом управління якістю продукції є стандарти.

Стандарт – затверджений компетентним органом нормативно-технічний документ, який встановлює визначені норми і вимоги до об'єкту стандартизації.

За сферою дії розрізняють стандарти державні (ДСТУ), галузеві (ГСТ) і підприємств (СТП). Термін дії стандартів може бути обмежений.

При видобутку і збагаченні корисних копалин використовують *виробничі норми якості*, які враховують природні властивості корисних копалин, технологію їх видобутку і збагачення, а також *споживчі норми якості*, що встановлюються для всіх родовищ країни і всіх основних видів продукції. Виробничі норми оформлюються як *технічні умови (ТУ)*, споживчі норми – у вигляді державних стандартів (ДСТУ) за видами споживання.

Технічні умови розробляються підприємствами і потім затверджуються відповідним міністерством. Галузеві стандарти систематично уточнюються і переглядаються раз в 2 – 3 роки. Розробка і перегляд державних стандартів здійснюють науково-дослідні інститути і інші спеціалізовані організації з урахуванням зауважень і пропозицій зацікавлених організацій. Затверджуються ДСТУ Держстандартом України.

Норми показників якості (НПЯ) розробляються підприємствами окремо для кожного продукту переробки, що випускається, з урахуванням прийнятої технології і умов виробництва товарної продукції. НПЯ оформлюються у вигляді ТУ відповідно діючим стандартам і переглядаються не рідше одного разу на рік, а також в випадку різкої зміни якості сировини, що надходить на переробку.

Методика розробки НПЯ для рядового вугілля на шахтах і кар'єрах базується на результатах опробування вугільних пластів. Пластові проби визначають якісну характеристику вугілля в пласті до його видобування, а експлуатаційні – характеристику видобутого вугілля. Норми встановлюються на такі показники якості:

а) для вугілля, що відвантажується на збагачувальні фабрики:

– зольність середня A_{cp}^d і гранична A_{gp}^d ;

– вміст вологи граничний W_{gp}^r ;

– вміст сірки середній S_{cp}^r ;

б) для товарного вугілля, що відвантажується споживачам:

– зольність середня A_{cp}^d і гранична A_{gp}^d ;

– вміст вологи граничний W_{gp}^r ;

- вміст сірки середній S_{cp}^r і граничний S_{2p}^r ;
- вміст мінеральних домішок крупністю > 25 мм – граничний;
- вміст дріб'язку < 6 мм в рядових антрацитах і напівантрацитах, що піддають збагаченню і розсортуванню, і в сортовому паливі – граничний.

Середня норма зольності розраховується окремо для кожного пласта. *Середня норма зольності вугілля по шахті* або кар'єру A_{cp}^d (%) визначається з установлених розрахункових норм для дільниць A_{∂}^d (%) і запланованої участі C (%) кожної дільниці у видобутку шахти (кар'єру):

$$A_{cp}^d = (A_{\partial 1}^d C_{\partial 1} + A_{\partial 2}^d C_{\partial 2} + \dots + A_{\partial N}^d C_{\partial N}) / 100, \% . \quad (2.2)$$

Розрахункова зольність для кожної дільниці встановлюється за результатами аналізу пластових проб і даними показників якісної характеристики пластів вугілля з урахуванням їх участі в видобутку, а також з урахуванням допустимого засмічення боковими породами.

Величина засмічення вугілля боковими породами обумовлюється міцністю шару породи $M_{\partial n}$ (м), що потрапляє у видобуток з покрівлі або підшви пласта в результаті довільного обрушення при нормальному веденні очисних робіт (без штучного підрублювання покрівлі або підшви пласта). Величина засмічення вугілля боковими породами розраховується за формулою:

$$M_{\partial n} = \frac{M_{nl} \delta_{nl} (A_e^d - A_{nl}^d)}{\delta_{\partial n} (A_{\partial n}^d - A_e^d)}, \text{ м}, \quad (2.3)$$

де M_{nl} (м), δ_{nl} (кг/м³), A_{nl} (%) – середньозважені міцність, густина і зольність вугільного пласта на дільниці, що підлягає відробці в наступний період; A_e^d – зольність гірничої маси, що відповідає спільній зольності експлуатаційної проби (приймається за результатами ситового аналізу, який проводиться при зважуванні гірничої маси), % ; $\delta_{\partial n}$ (кг/м³), $A_{\partial n}$ (%) – густина і зольність бокових порід, що залягають в безпосередній покрівлі або підшві пласта.

За основне джерело засмічення вугілля боковими породами приймається безпосередня покрівля пласта за виключенням випадків, коли підшва представлена дуже слабими («піддувними» або «повзучими») породами. На таких дільницях густина і зольність бокових порід визначаються як по покрівлі, так і по підшві пласта з урахуванням їх частинної участі в засміченні вугілля (встановлюється експертним шляхом за даними експлуатації).

Розрахункова норма зольності для кожної дільниці A_{∂}^d (%) на наступний період встановлюється з середньозваженої зольності пласта з ураху-

ванням допустимого засмічення вугілля вмісними породами і визначається за формулами:

– при відвантаженні вугілля на збагачення:

$$A_{\partial}^d = A_{нл}^d + \frac{M_{\partial n} \delta_{\partial n} (A_{\partial n}^d - A_{нл}^d)}{M_{\partial n} \delta_{\partial n} + M_{нл} \delta_{нл}} - \Delta A^d, \% , \quad (2.4)$$

де ΔA^d – зниження зольності за рахунок проведення заходів, що намічені на запланований період, % ;

- при відвантаженні вугілля іншим споживачам у відповідності з вимогами стандартів по видам споживання розрахункова норма зольності для дільниці коректується на допустимий вміст мінеральних домішок з розміром грудок більше 25 мм:

$$A_{\partial}^d = \frac{100 A_{\partial}^d - (C_{+25} - C_{\partial on}) A_{+25}^d}{100 - (C_{+25} - C_{\partial on})} , \% , \quad (2.5)$$

де C_{+25} , A_{+25}^d – спільний вміст і зольність видимої породи з грудками розміром більше 25 мм, які приймаються за даними ситового аналізу, % ; $C_{\partial on}$ – допустимий вміст породи крупністю більше 25 мм, %.

Гранична норма зольності вугілля по шахті встановлюється залежно від коливань зольності, що мали місце в минулому періоді (не менше 6 місяців). При цьому величина відхилення зольності не повинна перевищувати значень, що вказані в табл. 2.2.

Таблиця 2.2 – Допустимі відхилення зольності вугілля від середньої норми

Середня норма зольності, %	Вугілля, що відвантажується	
	на збагачення	іншим споживачам
до 10,0	–	1,5
10,1 – 20,0	5,0	2,5
20,1 – 30,0	6,0	3,0
більше 30,0	6,0	4,0

Гранична норма вмісту вологи по шахті (кар'єру) визначається з встановлених норм вологості для дільниць W_{∂}^r (%) і запланованої участі C (%) кожної дільниці у видобутку шахти (кар'єру):

$$W_{zp}^r = (W_{\partial 1}^r C_1 + W_{\partial 2}^r C_2 + \dots + W_{\partial n}^r C_n) / 100, \% . \quad (2.6)$$

Розрахунок граничного вмісту вологи по дільницям з урахуванням зрошення вугілля виконується за формулою:

$$W_{\delta}^r = 100(q + kW_{nl}^r)/(q + 1000), \% , \quad (2.7)$$

де q – встановлена для пласта питома норма витрати води для придушення пилу, л/т; W_{nl}^r – середня вологість пласта на дільниці (за даними пластових або експлуатаційних проб без використання зрошення), % ; k – коефіцієнт, що враховує коливання вологості вугільного пласта (якщо коливання вологості пласта відносно середнього значення не перевищують $0,1W_{nl}^r$, коефіцієнт $k = 11$, в інших випадках $k = 11,5$).

Середня норма вмісту сірки S_{cp}^r (%) для вугілля, що відвантажується визначається за формулою:

$$S_{cp}^r = S_{mn}^r + (S_{nc}^r - S_{mc}^r), \% , \quad (2.8)$$

де S_{mn}^r – фактичний вміст сірки в товарному паливі за минулий період (не менше 6 місяців), % ; S_{nc}^r, S_{mc}^r – вміст сірки у вугільних пластах на поточний і минулий періоди, % .

Гранична норма вмісту сірки встановлюється залежно від коливань цього показника у відвантаженому паливі, що мали місце не менше ніж за 6 місяців. При цьому величина відхилення від середньої норми не повинна перевищувати 20 %.

Середні норми вмісту дріб'язку (0 – 6) мм в антрацитах і напівантрацитах, що піддаються збагаченню і розсортуванню, встановлюються за результатами ситового аналізу палива, що відвантажується, при заданій часті пластів у видобутку.

Граничні норми вмісту дріб'язку (0 – 6) мм в паливі, на яке розповсюджуються вимоги стандартів по видам споживання, повинні задовольняти цим вимогам.

Норми вмісту мінеральних домішок крупністю більше 25 мм встановлюються у відповідності до вимог діючих стандартів по видам споживання.

В результаті видобування корисних копалин і їх переробки одержують різні продукти: сировину (рядове вугілля, руду, будівельні матеріали), концентрати, брикети, агломерат і ін. На всю продукцію, що виробляється підприємствами, встановлені стандарти, які визначають номенклатуру показників її якості. Продукція, що відповідає вимогам стандартів, може бути використана за своїм виробничим або побутовим призначенням. Важливіші продукти переробки (напр., сортове паливо, концентрати) потребують періодичної атестації.

Попередню оцінку якості продуктів переробки, підготовку і оформлення матеріалів відповідно до галузевій інструкції з атестації якості продукції здійснюють постійнодіючі комісії гірничо-збагачувальних підпри-

ємств. Державна атестаційна комісія, до складу якої входять представники Держстандарту і відповідних міністерств, атестують продукцію по вищій, першій або другій категоріям. Рішення Державної комісії затверджується міністерством, продукція якого атестується.

До *вищої категорії* належить продукція, що за своїми техніко-економічними показниками відповідає сучасним досягненням науки і техніки і є кращою в порівнянні з іншими вітчизняними і зарубіжними аналогами. Виробам цієї категорії якості у встановленому порядку присвоюється державний знак якості.

До *першої категорії* належить продукція, що за своїми техніко-економічними показниками відповідає вимогам діючих стандартів і технічних умов.

До *другої категорії* належить продукція, що за своїми техніко-економічними показниками не відповідає вимогам споживачів, що встановлені в діючих стандартах.

При зміні умов роботи підприємства (розробка нового пласта шахтою, зміна сировини, що надходить на збагачувальну фабрику) стандарти і технічні умови на якість продукції можуть бути переглянуті.

Контрольні запитання

- 1. Які ви знаєте методики опробування корисної копалини?*
- 2. Що називається пробою?*
- 3. На які види розділяють проби за призначенням?*
- 4. Які існують методи відбирання проб?*
- 5. Які типи пробовідбирачів використовують для опробування потоків сипких матеріалів?*
- 6. Які типи пробовідбирачів використовують для опробування матеріалів у штабелі?*
- 7. Як готують пробу до аналізу?*
- 8. Як розраховуються норми показників якості?*
- 9. Поняття про стандарт і категорію якості?*

3. ПІДГОТОВКА КОРИСНИХ КОПАЛИН ДО ЗБАГАЧЕННЯ

3.1 УСЕРЕДНЕННЯ І ШИХТУВАННЯ КОРИСНИХ КОПАЛИН

Мета розділу: визначення операцій усереднення і шихтування корисної копалини при її добуванні і переробці

3.1.1 Основні положення усереднення і шихтування

Якість корисної копалини визначається кількісними показниками, що характеризують склад, технологічні, фізичні і структурні властивості, які впливають на процес збагачення. Надходження в технологічні операції корисної копалини з коливаннями якісних показників приводить до зниження продуктивності, якості концентрату і вилучення корисних компонентів в концентрат. Для стабілізації процесу на оптимальному рівні корисну копалину необхідно *усереднювати* за всіма показниками якості, що негативно впливають на ефективність роботи фабрики (вміст компонентів і домішок, вміст крупних і дрібних класів крупності, подрібнюваність, вологість, вміст глини і ін.).

Усереднення і шихтування часто розглядають як одну технологічну операцію, але розрізняють і за технологічним призначенням, і за способом їх виконання.

Під *усередненням* розуміють комплекс технологічних операцій і організаційних заходів, які направлені на підвищення однорідності видобутої корисної копалини або продуктів її переробки, без дотримання наперед запланованої пропорції, що розрахована на одержання заданої якості усередненого матеріалу. В ідеальному випадку якісні показники суміші в будь-якій точці об'єму або потоку повинні бути однаковими. Абсолютна величина цих показників наперед не регламентується і частинна участь складових компонентів не змінюється з метою одержання заданого значення визначального показника (напр., зольності при збагаченні вугілля).

На відміну від усереднення *шихтування* передбачає змішування окремих компонентів в строго регламентованій пропорції з метою одержання суміші (шихти) заданої якості. При зміні якості окремих компонентів їх частинна участь може змінюватись так, щоб визначальний показник в шихті залишався на рівні заданого, який не повинен перевищувати допустимих меж коливань.

Таким чином, мета усереднення – це одержання однорідної суміші без обмеження її якості, а мета шихтування – одержання однорідної суміші заданої якості (з заданими технологічними властивостями).

Операції усереднення і шихтування корисних копалин реалізуються різними способами і на різних виробничо-технологічних стадіях.

Усереднення корисних копалин починається ще у відвантажувальних бункерах шахти або кар'єру, куди надходять видобуті на різних дільницях і з різних пластів корисні копалини неоднорідної якості. Однак усереднення корисних копалин на цій стадії в більшості випадків малоефективне внаслідок невеликої місткості відвантажувальних бункерів і неритмічної роботи відвантажувальних пунктів.

Достатньо ефективно усереднення корисних копалин досягається на складах сировини, що оснащені мостовими грейферними кранами, штабелеукладальниками, екскаваторами, забірними машинами або перевантажувачами. Усереднення корисних копалин на таких складах здійснюється шляхом закладки штабелів горизонтальними шарами по всій площі, що відведена для даного сорту, марки або шахтогрупи, і забору корисної копалини по вертикальній площині перпендикулярно до горизонтальних шарів (рис. 3.1). Усередненню на складах звичайно піддають великі маси корисних копалин, що накопичуються протягом значного часу.

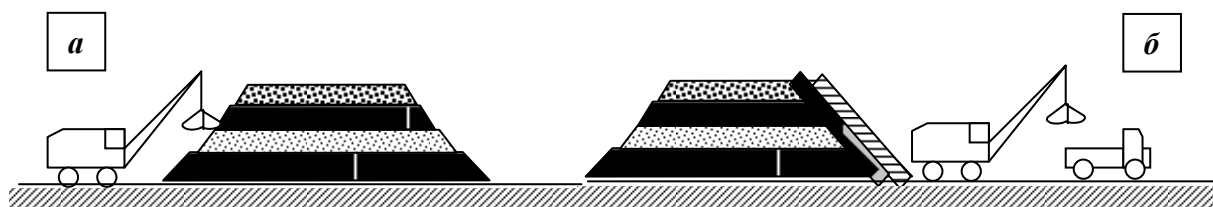


Рис. 3.1 – Схема формування штабелю (а) і забору корисної копалини зі складу (б).

Маса корисної копалини, що відбирається для поточного виробництва складається з множини невеликих порцій, які взяті з кожного горизонтального шару. Таким чином, усереднена суміш представлена корисними копалинами різних відвантажувальних партій і різних термінів надходження. Цей спосіб усереднення дозволяє вирівняти коливання якісних показників, але частинна участь складових в одержаній суміші не регламентована і носить випадковий характер, обумовлений нерівномірністю надходження корисної копалини.

Більш ефективно усереднення досягається за допомогою акумулюючих бункерів (рис. 3.2). Послідовне завантаження чарунок акумулюючих бункерів корисною копалиною, що надходить на збагачувальну фабрику, і паралельне вивантаження із всіх або більшої частини чарунок дозволяє одержати на збірному конвеєрі достатньо однорідну суміш. На багатьох вуглезбагачувальних фабриках акумулюючі бункери виконують роль дозувальних відділень, де виконується складання шихти з вугілля різних марок або різних шахтогруп.

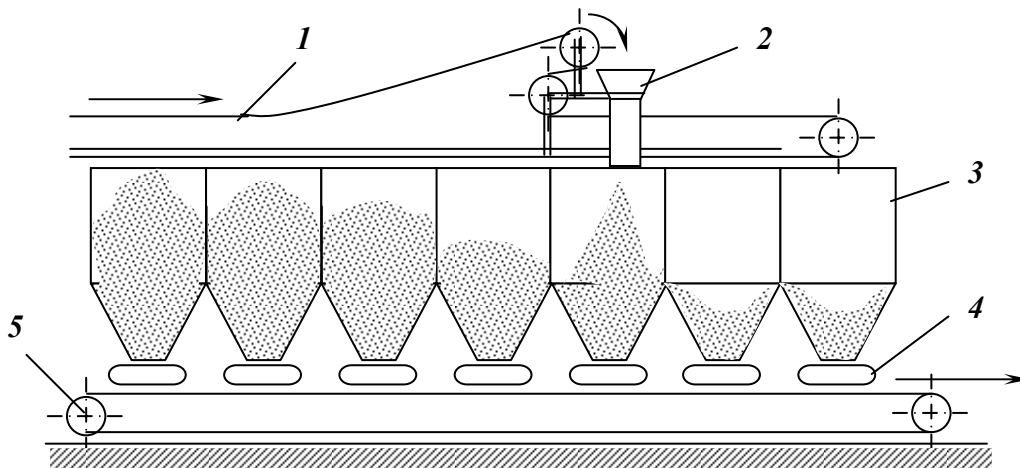


Рис. 3.2 – Схема усереднення корисної копалини в бункерах.

1 – завантажувальний конвеєр; 2 – розвантажувальний візок; 3 – бункер; 4 – живильник; 5 – розвантажувальний конвеєр.

Кожний бункер дозувального відділення призначається для прийому вугілля визначеної марки або шахтогрупи. Вивантаження вугілля з бункерів здійснюється в строго заданій пропорції у відповідності з планом складання багатомарочної шихти. Частинна участь вугілля, що вивантажується з кожної чарунки бункера, розраховується таким чином, щоб одержана суміш була не тільки однорідною за якістю, але й відповідала визначеним показникам якості (напр., за вмістом сірки, зольності, виходом летких речовин і т.п.).

Ще однією можливістю усереднення володіє транспортний цех коксохімзаводів. Сюди надходять від різних постачальників партії вугілля, які мають різні якісні характеристики. При правильному керуванні потоками і двох приймальних лініях збагачувального цеху, які працюють на один збірний конвеєр цілком реально змішувати вугілля однієї марки але різної якості уже в потоці перед бункером-силосом. Це збільшує однорідність вугільної сировини в кожному з бункерів, що в цілому збільшує ефективність усереднення всієї схеми.

Ефективність усереднення і шихтування корисних копалин залежать від кількості чарунок бункерів, що працюють одночасно. Зі збільшенням числа чарунок зростає ймовірність взаємної компенсації максимальних і мінімальних значень показників, які характеризують якість компонентів, що входять до складу суміші. Відхилення якісних показників від середніх значень зменшується і рівномірність складу корисної копалини підвищується.

Корисні копалини, що характеризуються різкими коливаннями речовинного складу, збагачують за різними технологічними схемами. При неможливості такої переробки їх ретельно усереднюють перед збагаченням.

3.1.2 Оцінка якості усереднення

Оцінка якості усереднення базується на методах статистичного аналізу. Суміш умовно вважають двокомпонентною і за ступінню розподілу основного компонента (корисного) в масі другого (породного) оцінюють якість усереднення. Основним критерієм оцінки якості усередненої сировини є *середнє квадратичне відхилення* σ вмісту корисного компонента в пробах суміші від його середнього вмісту:

$$\sigma = \sqrt{\sum_{i=1}^n (\alpha_i - \bar{\alpha})^2 / (n - 1)}, \%,$$

(3
.1)

де α_i – вміст корисного компонента в i – тої пробі, % ; $\bar{\alpha}$ – середній вміст корисного компонента в матеріалі, що опробується, % ; n – число проб.

Ефективність усереднення визначається порівнюванням характеристик коливань показників якості до і після усереднення. Для оцінки ефективності усереднення корисної копалини використовуються:

– *ступінь усереднення* C , що дорівнює відношенню середніх квадратичних відхилень показників якості в не усередненої σ_n і усередненої σ_y корисної копалині:

$$C = \sigma_n / \sigma_y;$$

(3.2)

– *коефіцієнт зменшення середнього квадратичного відхилення* в усередненої корисної копалині:

$$K_{\sigma} = \sigma_y / \sigma_n.$$

(3
.3)

Показники ефективності усереднення несуть однакову інформацію і зв'язані між собою:

$$K_{\sigma} = 1/C .$$

(3
.4)

Найбільш ефективно усереднення досягається при поєднанні партій корисної копалини, показники якості яких різко розрізняються і не зв'язані кореляційною залежністю. В цьому випадку ступінь усереднення визначається з використанням залежності:

$$C = \sigma_n / \sigma_y = \sqrt{n} ,$$

(3.5)

де n – число партій корисної копалини, що поєднуються.

Чим більше число партій корисної копалини, що змішуються, тим більше ступінь усереднення. При змішуванні n порцій корисної копалини, показники якості яких зв'язані кореляційною залежністю, ступінь усереднення визначається за формулою:

$$C = \sigma_n / \sigma_y = \sqrt{n/[1+r(n-1)]} ,$$

(3
.6)

де r – коефіцієнт кореляції в суміжних партіях корисної копалини.
Ефективність усереднення E_y звичайно оцінюють за формулою:

$$E_y = 1 - K_\sigma.$$

(3.7)

Усереднення якості корисної копалини забезпечує стабілізацію технологічного процесу на оптимальному рівні і ефективну роботу засобів автоматизації, а також дозволяє підвищити продуктивність збагачувальної фабрики, якість концентратів і ступінь вилучення цінних компонентів.

Контрольні запитання

- 1. Яке призначення операції усереднення?*
- 2. Яке призначення операції шихтування?*
- 3. Як оцінюється якість усереднення?*

3.2 ГРОХОЧЕННЯ

Мета розділу: вивчення процесу розділення сипких матеріалів за крупністю на просіюючих поверхнях.

3.2.1 Загальні відомості про процес

Грохоченням називається процес розділення корисної копалини на класи крупності шляхом просівання через одне або кілька сит. Продукти зі строго визначеними розмірами зерен називаються *класами*. Крупність класів виражається в міліметрах і позначається числом зі знаком « + » чи « - » (напр., + 50 мм ; - 0,5 мм), а також двома числовими показниками, що позначають мінімальний і максимальний розміри зерен у даному класі (напр., 10 – 100 мм).

Матеріал, що надходить на грохочення, називається *вихідним*, а продукти грохочення класами крупності. Матеріал, що залишився на ситі, називається *надрешітним продуктом*, матеріал, що пройшов через отвори сита, – *підрешітним*. Клас, використовуваний як готовий товарний продукт, називається *сортом*.

Як робочі просіюючі поверхні у виробничих умовах застосовуються колосникові решітки, штамповані решітки, дровові і гумові сита (рис. 3.3).

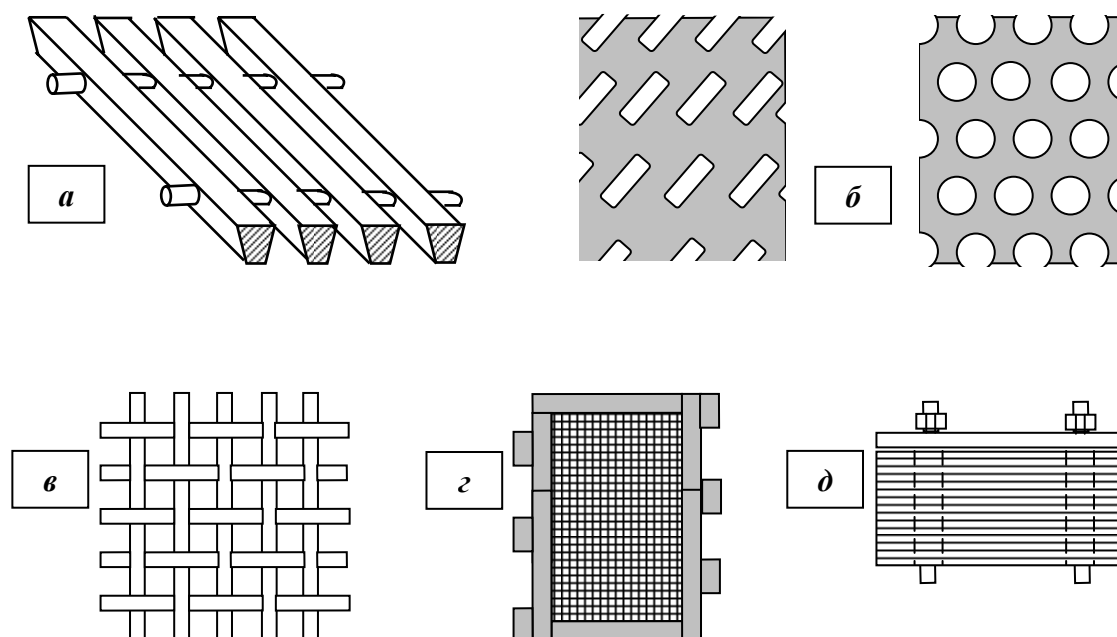


Рис. 3.3 – Просіюючі поверхні грохотів.

а - колосникові решітки (живий переріз 40 – 70 %); *б* – штамповані решітки (живий переріз 50 – 70 %); *в* – сита з металевого дроту або з синтетичного волокна (живий переріз 40 – 60 %); *з* – литі секційні гумові або синтетичні сита (живий переріз 40 – 70 %); *д* – шпальтові сита для зневоднення (живий переріз 10 – 40 %).

Колосникові решітки збирають з колосників різного профілю, розташованих паралельно і скріплених між собою. Колосники можуть мати різний профіль, але кращим вважається трапецієподібний, тому що при проходженні через щілину, що розширюється, зерна матеріалу в ній не заклинюються. Колосникові решітки застосовують для виділення крупних класів при відстані між колосниками не менш 50 мм. Матеріал по решітках переміщується під дією сили ваги, тому кут нахилу решіток повинен бути 30 – 45°, а при підвищеній вологості матеріалів на 5 – 10° більше.

Решета штамповані з листової сталі застосовуються при просіюванні по крупності від 5 до 150 мм. Отвори в решетах можуть мати круглу, квадратну, прямокутну або овальну форму і розташовуватися в шаховому порядку чи «у ялинку». Для забезпечення міцності решета товщина листа приймається:

- при діаметрі отворів до 20 мм:

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

(3.8)

- при діаметрі отворів більше 20 мм:

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

(3
.9)

Перевага сталевих решіт – висока зносостійкість (4 – 6 місяців), а решіт з литої гуми – у 10 – 20 разів більше. Недолік решіт – малий живий перетин (до 40 %).

Сита бувають тканні, плетені, струнні і шпальтові. Тканні і плетені сита виготовляють із квадратними і прямокутними отворами розміром від 0,04 до 100 мм зі сталевого, латунного, бронзового, мідного чи нікелевого дроту. Виготовляють також гумові, капронові і капросталеві сита. Шпальтові щілясті сита набирають із дроту трапецієподібного перетину (рідше круглого). Шпальтові сита призначені для виділення дрібних класів і зневоднення. Ширина щілястих отворів може бути 0,1 – 16

мм. Щілясті сита виготовляють з нержавіючої сталі, їхній термін служби складає 2 – 3 місяці.

3.2.2

П

орядок виділення класів при грохоченні

Розрізняють наступні види грохочення: допоміжне, підготовче, самостійне зневоднююче і вибіркове.

Допоміжне грохочення застосовується для відділення готового по крупності продукту від вихідного матеріалу перед дробленням.

Підготовче грохочення застосовується для розділення вихідного матеріалу по крупності на класи перед наступним збагаченням.

Самостійним називається *грохочення*, продукти якого є товарними і направляються споживачу.

Зневоднююче грохочення використовується з метою відділення води і шламів від продуктів збагачення.

Вибіркове грохочення застосовується в тих випадках, коли різні класи корисної копалини відрізняються по якості. Цей вид грохочення можна також назвати операцією збагачення по крупності.

Розрізняють такі види грохочення: *від дрібного до крупного* (рис. 3.4 а), *від крупного до дрібного* (рис. 3.4 б) і *комбінований* (рис. 3.4 в).

Схема грохочення *від дрібного до крупного* забезпечує добре спостереження за всіма ситами, зручну їхню заміну, великий фронт розвантаження продуктів грохочення. Недоліки цієї схеми: знижена 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 грохоту, куди надходить уся маса вихідного матеріалу; підвищене подрібнення крупних класів.

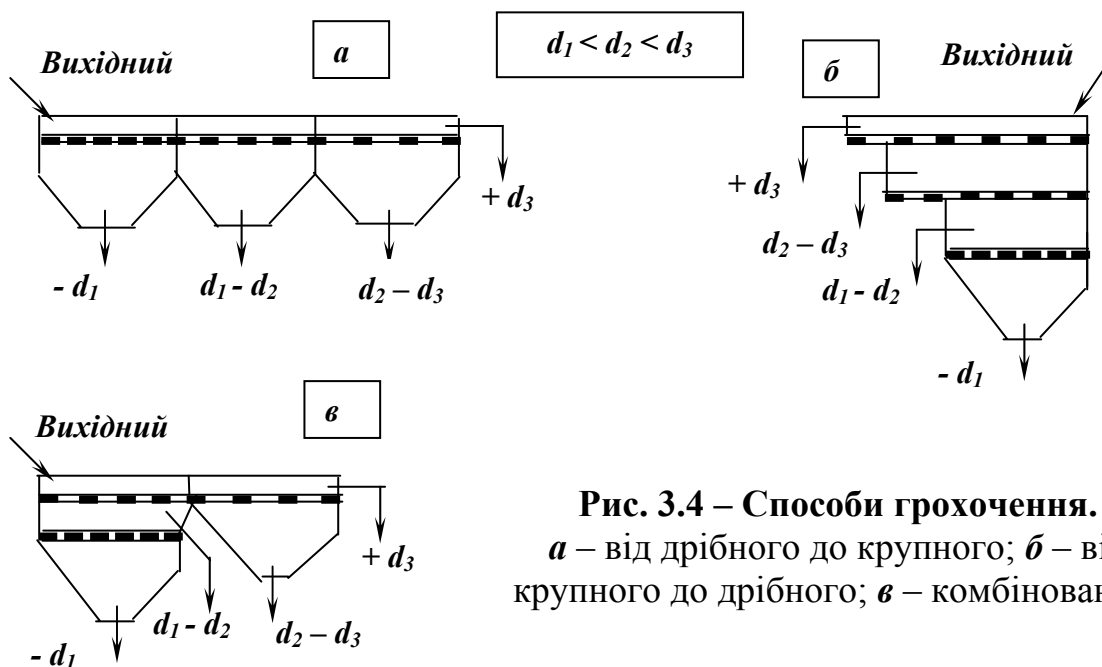


Рис. 3.4 – Способи грохочення.
а – від дрібного до крупного; б – від крупного до дрібного; в – комбінований.

При грохоченні *від крупного до дрібного* сита розташовують одне під другим. 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, а до недоліків – незручності контролю стану нижніх сит, їхнього ремонту і заміни, а також розвантаження отриманих класів.

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

3.2.3 Гранулометричний склад корисних копалин

Корисні копалини, що після видобутку на шахті або в руднику, надходять на збагачувальну фабрику, а також продукти їхньої переробки являють собою суміші мінеральних зерен різного розміру. Ці розміри коливаються від декількох мікронів до сотень міліметрів. Оскільки зерна корисної копалини мають неправильну форму, їхній розмір оцінюється *еквівалентним діаметром* d_e , тобто діаметром кулі, рівновеликої по об'єму реальному зерну довільної форми:

$$d_e = 1,24(m/\delta)^{0,33}, \text{ мм}, \quad (3.10)$$

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

При масових визначеннях розмірів зерен (напр., при грохоченні) за їхній діаметр приймають розмір найменшого квадратного отвору сита, через яке це зерно проходить. Крупність усієї маси сипучого матеріалу оцінюють по вмісту в ній класів визначеної крупності, тобто по її гранулометричному складу. Визначення гранулометричного складу сухих матеріалів найбільше часто здійснюється ситовим аналізом. *Ситовий аналіз* – розсів проб досліджуваних корисних копалин і продуктів їхньої переробки на ряд класів за допомогою набору стандартних сит, що дозволяє кількісно характеризувати склад досліджуваного матеріалу по крупності і визначити співвідношення в ньому зерен різної крупності. Результати ситового аналізу оформляють у вигляді таблиці (напр., табл. 3.1), за даними якої будують характеристику крупності досліджуваного продукту (рис. 3.5).

Таблиця 3.1 – Результати ситового аналізу продуктів

Клас крупності, мм	Продукт № 1		Продукт № 2		Продукт № 3	
	В и х і д к л а с і в , %					
	частковий	сумарний	частковий	сумарний	частковий	сумарний
+100	5,1	5,1	19,7	19,7	40,2	40,2
50 – 100	14,8	19,9	40,1	59,8	39,4	79,6
25 – 50	20,2	40,1	20,3	80,1	9,6	89,2
10 – 25	29,9	70,0	9,7	89,8	5,5	94,7
5 – 10	10,4	80,4	5,2	95,0	3,1	97,8
0 – 5	19,6	100,0	5,0	100,0	2,2	100,0
Разом	100,0	-	100,0	-	100,0	-

По характеристиці крупності можна визначити вміст будь-якого класу в досліджуваному матеріалі, розмір середнього і максимального зерен. Вигляд сумарної характеристики крупності, побудованої по « +d », указує на переваги тих або інших класів крупності в збагачуваному матеріалі. Увігнута характеристика **1** вказує на переважання у суміші дрібних зерен, опукла **3** – на переважання крупних, прямолінійна **2** – на рівномірний розподіл класів крупності.

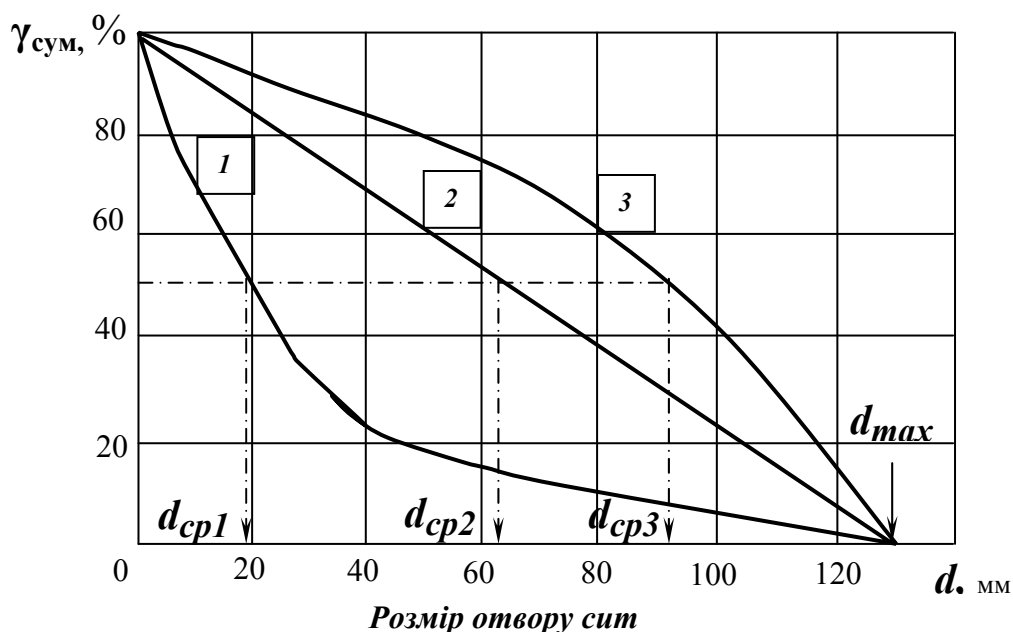


Рис. 3.5 – Сумарні характеристики крупності.

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

3.2.4 Грохоти

Для розділення корисних копалин по крупності застосовують грохоти різних конструкцій. Грохоти відрізняються геометричною формою і характером руху просіюючої поверхні, її розташуванням щодо горизонтальної площини. За формою просіююча поверхня буває плоска, циліндрична або дугова. За розташуванням просіюючої поверхні грохоти розділяють на похилі і горизонтальні. За характером руху просіюючої поверхні розрізняють грохоти нерухомі, рухомі з круговим рухом і рухомі з прямолінійним рухом. Однак, незважаючи на конструктивні відмінності, принцип дії у всіх грохотів однаковий – поділ по крупності відбувається шляхом відсівання

дріб'язку з матеріалу, що надходить на грохочення, при його переміщенні в розпушеному стані по просіюючій поверхні.

Грохоти, застосовувані на збагачувальних фабриках, можуть бути підрозділені на такі групи: нерухомі – колосникові, конічні і дугові; барабанні обертові; вібраційні з круговими вібраціями (з дебалансним віброзбуджувачем) і з прямолінійними вібраціями (із самобалансним віброзбуджувачем).

Залежно від густини розділюваних матеріалів грохоти можуть бути легкого ($\delta \leq 1,4 \text{ т/м}^3$), середнього ($\delta \leq 1,8 \text{ т/м}^3$) і важкого ($\delta \leq 2,8 \text{ т/м}^3$) типів.

Нерухомі грохоти

Нерухомі колосникові грохоти (колосникові решітки, рис. 3.3 а) встановлюють у першій стадії дроблення при наявності у вихідному матеріалі понад 15 % дріб'язку (по масі) або при відсутності достатнього запасу продуктивності у дробарки крупного дроблення.

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 – рівною ширині живильника. Щоб уникнути зависання грудок матеріалу між бічними стінками грохота мінімальна його ширина приймається в три рази більшою розміру максимального шматка у вихідному матеріалі. Довжина грохота звичайно приймається в 2 рази більшою його 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°.

Необхідну площу грохочення розраховують за формулою:

$$F = Q / (q_0 a \delta k), \text{ м}^2, \quad (3.11)$$

де Q - необхідна продуктивність, т/год.; q_0 - питома об'ємна продуктивність на 1 мм щілини, м³/год·м²; a - розмір щілини сита грохота, мм; δ - насипна густина живлення, т/м³; k - коефіцієнт, що враховує ефективність грохочення.

Дугові і конусні грохоти (типів СД і ГК) застосовують для мокрого грохочення дрібного і тонкого матеріалу, для зневоднення і знешламлю-

вання, 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 нього нерухомо закріплена робоча поверхня 2 (рис. 3.6), що являє собою напівциліндричне шпальтове сито з розміром щілин 0,5 – 1 мм. Розмір завантажувального отвору, що визначає швидкість пульпи на вході і продуктивність грохота, регулюється притискним листом 3, положення якого фіксується гвинтом 4.

Вихідна пульпа через завантажувальний пристрій 7 під тиском до 0,25 МПа подається на шпальтове сито 2 і рухається по його поверхні.

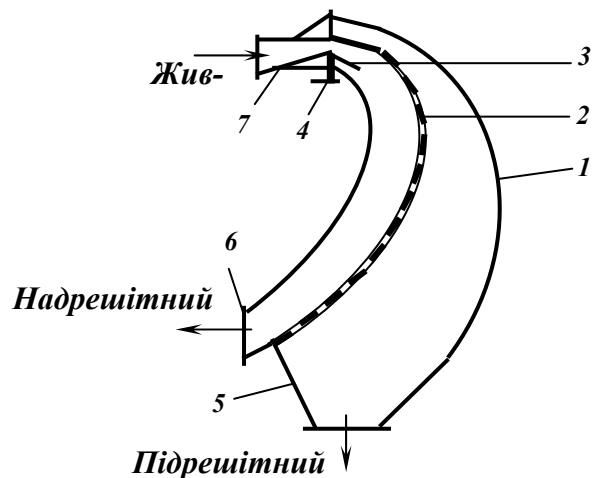


Рис. 3.6 – Схема дугового грохота.

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

Під дією відцентрової сили пульпа розшаровується, шлам і вода (підрешітний продукт) зрізуються крайками колосників і надходять у розвантажувальну коробочку 5, а знешламлений матеріал (надрешітний продукт) видаляється з грохота по жолобу 6.

Конусний грохот (рис. 3.7) складається зі сталевого корпусу 1, усередині якого розташована зневоднююча поверхня зі шпальтових сит із щільною розміром 0,5 - 1 мм.

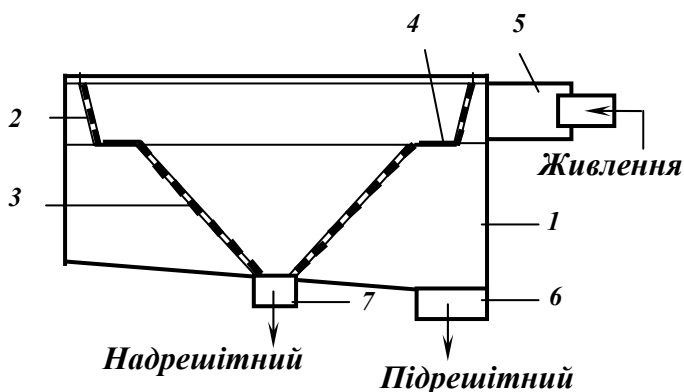


Рис. 3.7 – Схема конусного грохота.

- 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, звернений великою підставою нагору. Твірна конуса нахилена під кутом 75° до горизонту. Нижня частина зневоднювальної 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 корпуса. Завантажувальний пристрій 5 постачений перекидним шибром, що дозволяє регулювати напрямок входу пульпи в апарат. Вихідна пульпа по жолобу або трубопроводу через завантажувальний пристрій 5 надходить в апарат по дотичній до верхньої ділянки зневоднювальної поверхні. Тут з пульпи утворюється кільце, яке підтримується кільцевою площадкою. Під дією нормальної складової відцентрової сили і сили ваги на ситі створюється необхідний тиск, у результаті чого вода і дрібні частинки проходять через щілини у підрешітний простір і виводяться з грохота патрубком 6. На цій ділянці відходить 80 – 90 % відділюваної води. 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 із грохота по патрубку 7.

Об'ємна продуктивність дугових і конусних грохотів визначається за формулою:

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

(3
.12)

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

Дугові і конусні грохоти прості конструктивно і зручні в експлуатації. Їх недолік – малий коефіцієнт живого перетину робочої поверхні і нерівномірний її знос .

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. 3.8 *a*) або конічними (мал. 3.8 *б*).

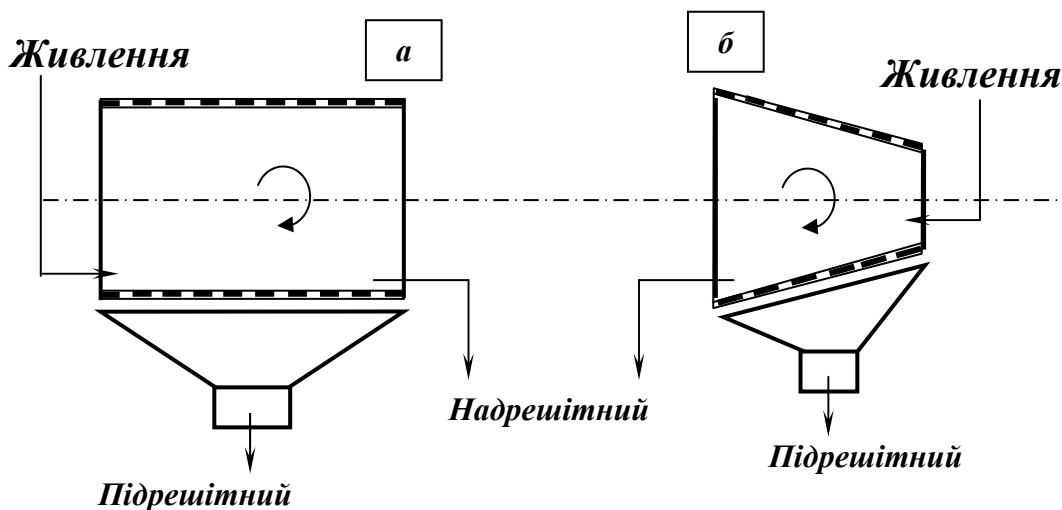


Рис. 3.8 – Схеми барабанних грохотів.
a – циліндричний; *б* – конічний.

Бічна (просіююча) поверхня барабана може бути утворена перфорованими сталевими листами, сіткою або багатовитковою спіраллю. Вісь циліндричного барабана нахилена до горизонту під кутом від 1 до 14°, а вісь конічного – горизонтальна. Вихідний матеріал завантажується усередину барабана на верхньому кінці. Під дією сили тертя матеріал захоплюється внутрішньою поверхнею барабана, що обертається, і потім скочується вниз. Унаслідок нахилу вісі барабану скочування матеріалу відбувається під деяким кутом до його площини обертання. Тому матеріал трохи просувається вниз уздовж вісі барабану. Далі цикл повторюється і матеріал рухається по зигзагоподібній лінії. При переміщенні матеріалу по просіюючій поверхні дрібні класи провалюються через отвори, крупні – видаляються з барабана на нижньому кінці.

Об’ємна продуктивність барабанних (циліндричних) грохотів визначається за формулою:

$$Q = q_0 F a \varphi, \text{ м}^3/\text{год},$$

(3
 .13)

де q_0 - питома об'ємна продуктивність на 1 мм щілини, $\text{м}^3/\text{год}\cdot\text{м}^2$; F - площа сита, м^2 ; a - розмір щілини сита грохота, мм; φ - коефіцієнт заповнення грохота.

Барабанні грохоти прості конструктивно і надійні в експлуатації. Основними їхніми недоліками є громіздкість і мала питома продуктивність.

Вібраційні грохоти

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

Інерційний грохот (рис. 3.9) складається з похило розташованого короба 1 з просіювальними поверхнями 2, інерційного вібробуджувача 3, пружинних опор 4 (чи підвісок) і електродвигуна 5. Вібробуджувач являє собою вал 6 з дебалансами 7. 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. При цьому просіювальна поверхня здійснює коливання і матеріал струшується і розпушується. Кут нахилу сит грохота до горизонту складає $10 - 25^\circ$. Завдяки похилому розташуванню сита матеріал рухається по ньому до розвантажувального кінця, просіваючись через отвори.

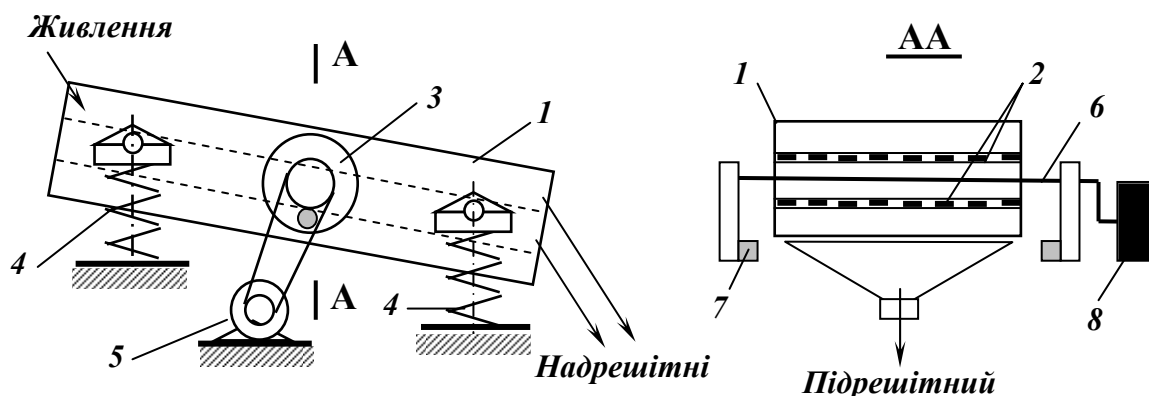


Рис. 3.9 – Схема інерційного грохота.

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

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 будови фабрики.

Інерційно-самобалансний грохот (рис. 3.10) складається з короба 1, установленого горизонтально на чотирьох-шести амортизаторах (або пружинах) 2, самобалансного віброзбуджувача 3, закріпленого на коробі під кутом 45° до площини сита, і двох електродвигунів. Самобалансний віброзбуджувач складається з корпусу, усередині якого на підшипниках кочення встановлені паралельно два вали з неврівноваженими масами (дебалансами) 4, що обертаються з однаковою частотою, але в протилежні боки. Рівнодіюча P_x сил інерції дебалансів P_0 змінюється за величиною від нуля до максимуму і за напрямком через кожні пів-оберта дебаланса.

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

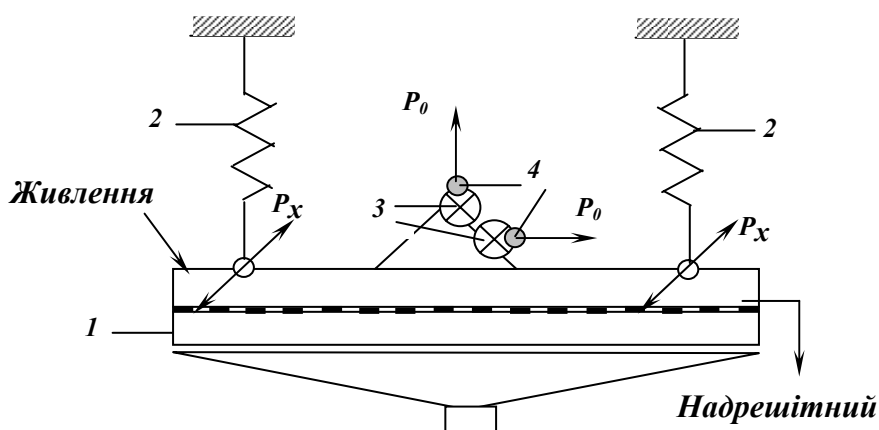
Жорсткість амортизаторів (пружин) підібрана таким чином, щоб на перекриття передавалися мінімальні динамічні зусилля при роботі грохота.

Розрахунок продуктивності грохота може бути з достатньою точністю виконаний по формулі:

$$Q = q\delta F, \text{ т/год,}$$

(3
.14)

де q - питома об'ємна продуктивність (продуктивність 1 м^2 просіювальної поверхні), $\text{м}^3/\text{год}\cdot\text{м}^2$; δ - густина матеріалу, $\text{т}/\text{м}^3$; F - площа просіювальної поверхні, м^2 .



Інерційні і інерційно-самобалансні грохоти відрізняються високою продуктивністю і ефективністю грохочення, простотою у виготовленні і зручністю в експлуатації.

3.2.5 Показники роботи грохотів

Основними технологічними показниками процесу грохочення є: продуктивність грохота Q і ефективність грохочення E . Значення цих показників 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 глинистих домішок),
- конструктивно-механічні фактори грохота (спосіб грохочення, рівномірність живлення, форма і розмір отворів просіювальної поверхні, кут нахилу короба, амплітуда і частота коливань).

При підвищеній вологості вихідного матеріалу і наявності в ньому глинистих домішок дрібні зерна злипаються у великі агрегати. Розділити їх з достатньою ефективністю при сухому грохоченні неможливо. У таких випадках передбачається мокре грохочення.

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

Збільшення амплітуди і частоти коливань приводить до збільшення числа контактів зерен з просіювальною поверхнею, поліпшення умов самоочищення сита від зерен, що застряють в отворах, у результаті чого збільшуються продуктивність і ефективність грохочення. Однак збільшення амплітуди і частоти обмежені механічною міцністю грохота.

Технологічний розрахунок грохотів зводиться до визначення необхідної площі просіювальної поверхні, а також необхідної ефективності грохочення при заданій продуктивності.

Ефективність грохочення характеризує повноту відсівання нижнього класу (матеріалу дрібніше розміру отворів сит) у підрешітний продукт. Ефективністю грохочення називається виражене у відсотках або частках одиниці відношення маси підрешітного продукту до маси нижнього класу у вихідному матеріалі. Ефективність грохочення визначається за формулою:

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

(3
.15)

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

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

Контрольні запитання

- 1. Яке призначення процесу грохочення?*
- 2. Які існують види процесу грохочення?*
- 3. Гранулометричний склад корисних копалин.*
- 4. Як здійснюється розділення корисних копалин за крупністю?*
- 5. Які є способи виділення класів крупності?*
- 6. Опишіть конструкції і принцип дії грохотів.*
- 7. Назвіть основні показники роботи грохотів.*

РОБЛЕННЯ І ПОДРІБНЕННЯ

Мета розділу: вивчення процесів механічного руйнування грудок корисних копалин.

3.3.1 Характеристика процесів

Дроблення і подрібнення – процеси механічного (як правило) руйнування великих грудок корисних копалин на більш дрібні зерна за рахунок дії зовнішніх сил, що переборюють сили зчеплення між частинками твердої речовини.

Між дробленням і подрібненням принципової відмінності 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. 3.2).

Таблиця 3.2 – Стадії дроблення і подрібнення

Дроблення			Подрібнення			
Стадія	Крупність продуктів, мм		Стадія	Крупність продуктів		
	вихідного	дробленого		Розмір зерна (мм) в		Вміст класу - 0,074 мм в подрібненому, %
				вихідному	подрібненому	
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	більше 85

Дроблення і подрібнення на збагачувальних фабриках використовують для роз'єднання тісно переплетених 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.

Ступінню дроблення (подрібнення) називається відношення розмірів грудки вихідного матеріалу до розмірів грудки дробленого (подрібненого) матеріалу.

У промислових умовах для орієнтовного визначення ступеня дроблення (подрібнення) широко використовується формула:

$$i = D_{max} / d_{max}, \quad (3.16)$$

де i - ступінь дроблення (подрібнення); D_{max} - розмір максимальної грудки у вихідному матеріалі, мм; d_{max} - розмір максимальної грудки в дробленому (подрібненому) матеріалі, мм.

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

$$i = D_{cp} / d_{cp}, \quad (1.17)$$

де D_{cp} - середній діаметр грудок вихідного матеріалу, мм; d_{cp} - середній діаметр грудок дробленого (подрібненого) матеріалу, мм.

На збагачувальних фабриках дроблення і подрібнення корисних копалин звичайно здійснюють у кілька стадій, тому що необхідний ступінь дроблення в одній машині одержати неможливо. 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 – зага-

льним. Загальний ступінь дроблення дорівнює добутку ступенів дроблення (подрібнення) в окремих стадіях:

$$i = i_1 \cdot i_2 \cdot \dots \cdot i_n.$$

(3
.18)

Число стадій дроблення і подрібнення залежить від фізико-механічних властивостей корисної копалини, вкраплення корисного мінералу і крупності, що допускається подальшим процесом збагачення. Машина, у яких здійснюються процеси дроблення і подрібнення, називаються відповідно *дробарками* і *млинами*. Ефективність роботи дробарок (млинів) оцінюється кількістю дробленого (подрібненого) продукту на 1 квт·год витраченої електроенергії.

3.3.2

Закони дроблення

Закони (гіпотези) 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 грудках гірських порід, можна розділити на дві групи :

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

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

Робота, затрачувана на дроблення, частково витрачається на деформацію грудок, що руйнуються, частково затрачується на утворення поверхонь, що оголюються.

За законом *Ріттинґера* (П.Ріттинґер, 1867) робота, витрачена на подрібнення, пропорційна новій утвореній поверхні:

$$A = k_R D^2, \text{ або } A = k_r \Delta S$$

(3.19)

де k_R - коефіцієнт пропорційності; D - розмір грудки матеріалу, що дробиться, ΔS – нова утворена поверхня.

Робота, затрачувана на утворення нової поверхні, залежить від природи матеріалу, його крупності, ступеня і способу подрібнення. Закон Рітгінгера 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 Кірпічова-Кіка (В.Л.Кірпічов 1874; А.Кік 1885) витрата енергії на дроблення матеріалу пропорційна його об'єму або масі:

$$A = k_k D^3,$$

(3.20)

де k_k - коефіцієнт пропорційності.

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

За законом Ребіндера (П.А.Ребіндер, 1944) повна робота дроблення дорівнює сумі робіт деформацій і утворення нової поверхні:

$$A = K_k \cdot D^3 + K_R \cdot D^2,$$

(3.21)

тобто закон Ребіндера об'єднує два попередніх (Рітгінгера і Кіка-Кірпічова).

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

$$A = k_B \sqrt{D^2} D^3 = k_B D^{2.5},$$

де k_B - коефіцієнт пропорційності.

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

Інші гіпотези основані на припущенні про зв'язок напруження на кінцях тріщин зерна і критичної довжини тріщини (А. Гріффітс, 1920).

Унаслідок невідомості коефіцієнтів пропорційності, рівняння законів дроблення (3.19) – (3.22) не можуть бути використані для кількісних розрахунків по визначенню величини роботи, але їх можна застосувати при якісному дослідженні процесів дроблення і подрібнення.

У сучасних вітчизняних дослідженнях процесу руйнування мінералів при їх подрібненні (Горобець Л.Ж.) показано зв'язок показників подрібнення з акустичними характеристиками матеріалів при навантаженні стиском; доводиться, що утворена поверхня подрібненого продукту при диспергуванні на мікрорівні визначається величиною критичної щільності енергії руйнування, яка зростає в міру зменшення розміру об'єкта, що руйнується, так що добуток щільності енергії на розмір руйнування залишається постійним; при цьому характеристики гранулометрії подрібнених продуктів підкоряються закономірностям геометричної прогресії для ряду характерних розмірів частинок. Показники подрібнення прогноуються на підставі комплексу функціональних та кореляційних зв'язків параметрів та закономірностей процесів подрібнення, деформування, руйнування й акустичного випромінювання при руйнуванні з використанням дискретно-хвильового і концентраційного критеріїв відповідно мікро- та макроруйнування.

3.3.3 Способи руйнування гірських порід

При руйнуванні гірських порід необхідно враховувати їх механічні властивості, що характеризують здатність до опору силовим впливам. Основні механічні властивості гірських порід:

– *твердість* – властивість гірської породи чинити опір зовнішньому механічному впливу іншого більш твердого тіла, тобто деформуванню при місцевій силовій дії твердих тіл на їх поверхню;

– *міцність* – властивість гірських порід в певних умовах, не руйнуючись, сприймати впливи механічних навантажень. Міцність гірських порід визначається руйнуючими напруженнями на стиск, зрушення і розтягання;

– *тривкість* – загальноприйняте умовне поняття, яке символізує сукупність механічних властивостей гірських порід, що виявляється в різних технологічних процесах при видобутку і переробці корисних копалин. Тривкість гірських порід – їх здатність чинити опір руйнуванню під дією зовнішніх сил. Тривкість гірських порід залежить від твердості, в'язкості, крихкості, пруж-

них властивостей, мінералогічного складу і структури, щільності та кліважу. Тривкість зростає зі збільшенням сил зв'язку між частинками і окремостями гірських порід та вмісту міцних мінералів в породі і знижується, як правило, при зволоженні. За М.М.Протодьяконовим виділено 10 категорій тривкості гірських порід;

– *деформівність* – властивість гірських порід змінювати форму або розміри під впливом руйнуючих зовнішніх сил;

– *пластичність* – властивість гірських порід змінювати форму (деформуватися) без мікроскопічних порушень зв'язності під дією механічного навантаження.

Коефіцієнт тривкості гірських порід за шкалою М.М.Протодьяконова характеризує їх відносну опірність до руйнування при дробленні. Звичайно приймають, що коефіцієнт міцності гірських порід дорівнює частці від ділення величини міцності під час одноосного стиснення на 100.

За шкалою тривкості М.М. Протодьяконова (табл. 3.3) гірські породи розділяються на м'які, середньої твердості, тверді і дуже тверді.

Таблиця 3.3 – Класифікація гірських порід

Категорія тривкості гірської породи	Коефіцієнт тривкості за шкалою М.М.Протодьяконова	Гірські породи
Дуже м'які	2 - 5	Вугілля, антрацит, пористі вапняки, бурі залізняка, каолін, марганцеві руди та ін.
М'які	5 -10	Міцні вапняки, пісковики, мідний колчедан, сидерито-мартинові руди та ін.
Середньої твердості	10 - 15	Граніт, сієніт, мармур, більшість сульфідних руд, гематитові руди та інші.
Тверді	15 – 18	Міцні залістисті кварцити, діабазові і гнейсові породи та ін.
Дуже тверді	18 - 20	Дуже міцні кварцити, діорити, базальтові породи, титаномagnetит та ін.

Для руйнування грудок корисної копалини можуть бути використані такі способи (рис. 3.11):

- *роздавлювання* (рис. 3.11 а) – руйнування грудки в результаті стиску між двома подрібнюючими поверхнями. При дробленні роздавлюванням утвориться велика кількість дрібних зерен, особливо при дробленні крихких корисних копалин. Цей спосіб застосовується, якщо при дробленні корисної копалини допускається підвищений вихід дріб'язку;

- *розколювання* (рис. 3.11 б) – руйнування грудки в результаті її розклинення між вістрями подрібнювальних поверхонь. Розколювання характеризується мінімальним утворенням дріб'язку, тому застосовується у тих

випадках, коли переподрібнення небажане (напр., при підготовці вугілля до збагачення);

- *злам* (рис. 3.11 *в*) – руйнування грудки в результаті вигину, виявляється при ребристій формі подрібнювальних поверхонь; має підлегле значення;

- *зрізання* (рис. 3.11 *г*) – руйнування грудки в результаті створюваних при дробленні напруги зрушення; має також підлегле значення;

- *стирання* (рис. 3.11 *д*) – руйнування грудки в результаті впливу двох подрібнювальних поверхонь, які зміщаються одна відносно одної. Стирання характеризується утворенням великої кількості тонких класів, тому широко використовується в пробообробних машинах;

- *удар* (рис. 3.11 *е*) – руйнування грудки в результаті впливу короткочасних динамічних навантажень. Дроблення ударом приводить насамперед до руйнування по тріщинах і поверхням зіткнення зерен окремих компонентів. Цей спосіб знаходить застосування при дробленні промпродуктів і тонкому подрібненні корисних копалин.

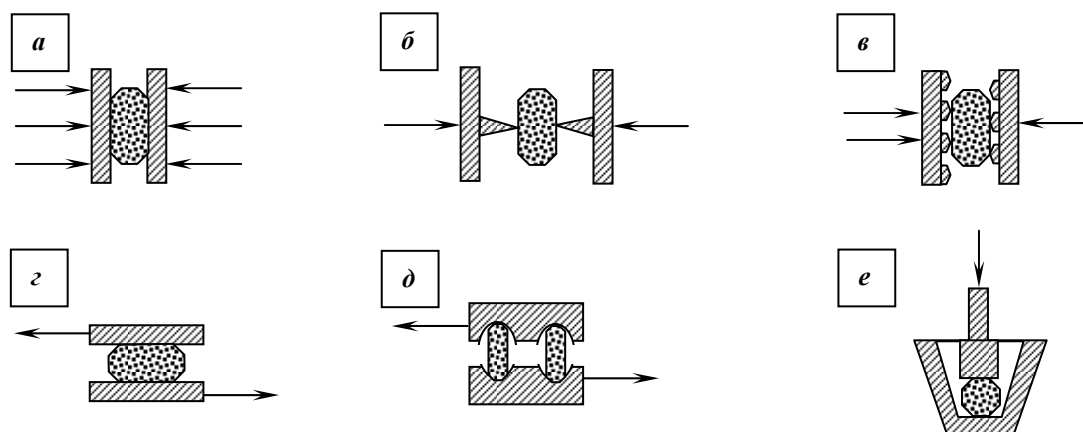


Рис. 3.11– Способи дроблення корисних копалин.

а – роздавлювання; *б* – розколювання; *в* – злам; *г* – зрізання;
д – стирання; *е* – удар.

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

3.3.4 Машини для дроблення і подрібнення

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 цінних мінералів і необхідною повнотою їхнього розкриття. Ефективне розділення мінеральної суміші при збагаченні можливе тільки при достатньому розкритті корисної копалини. Ступінь розкриття мінералу характеризується відношенням маси вільних (розкритих) зерен до загальної їх маси.

Вибір способу руйнування корисної копалини, а отже і типу дробарки, залежить від його дробимості, мінерального складу, тріщинуватості, крупності і інших властивостей, а також від необхідного гранулометричного складу дробленого продукту.

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.

Машина для дроблення і подрібнення, застосовувані на збагачувальних фабриках, за способом руйнування гірських порід і механіко-конструктивних ознак розділяють на п'ять основних класів: дробарки щоківі, конусні, валкові, ударної дії і барабанні млини.

У млинах подрібнювальні деталі у процесі роботи стикаються. На відміну від них між робочими органами дробарок завжди є зазор, заповнений матеріалом, що дробиться.

Дробарки

Щоківі дробарки установлюють переважно на збагачувальних фабриках невеликої продуктивності. У порівнянні з конусними дробарками вони більш пристосовані для дроблення глинистих і вологих руд, займають менше місця по висоті, простіші конструктивно, але менш пристосовані для дроблення матеріалів пластинчастої форми.

Щоківі дробарки працюють за принципом роздавлювання і, частково, вигину між двома щоками, з яких одна – нерухома, а інша – рухома. Виділяють два кінематичних класи щоківих дробарок: із простим рухом щоки – ЩДП (рис. 3.12 *а*) і складним – ЩДС (рис. 3.12 *б*).

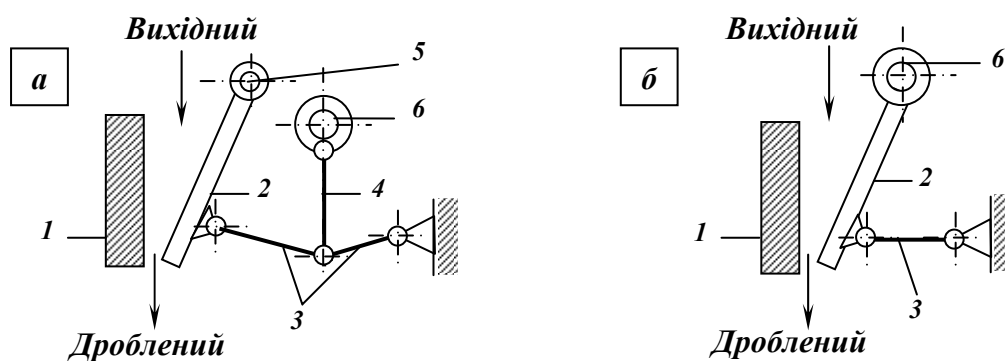


Рис. 3.12 – Схеми щоківих дробарок.

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. 3.12 *а*) вихідний матеріал завантажується зверху в робочий простір між рухомою 1 і нерухомою 2 щоками. При обертанні ексцентрикового валу 6 шатун 4 рухається у вертика-

льному напрямку, його рух через розпірні плити 3 передається рухомій щоці 2. Таким чином, рух шатуна угору супроводжується наближенням рухомої щоки до нерухомої і дробленням матеріалу, який видаляється під дробарку. При русі шатуна униз рухома щока відходить від нерухомої, у цей час здійснюється розвантаження дробленого продукту.

У дробарках зі складним рухом (рис. 3.12 б) рухома щока 2 підвішена безпосередньо на ексцентриковий вал б. Внаслідок цього всі точки поверхні рухомої щоки описують овальні траєкторії, тому матеріал піддається не тільки роздавлюванню, але й стиранню.

Щоківі дробарки застосовують для велико-грудкового (ЩДП) і середнього (ЩДС) дроблення твердих порід зі ступенями дроблення до 4.

Конусні дробарки встановлюють на збагачувальних фабриках великої продуктивності. 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 за призначенням поділяють на дробарки для крупного дроблення – ККД (рис. 3.13 а), середнього дроблення – КСД (рис. 3.13 б) і дрібного дроблення – КМД (рис. 3.13 в).

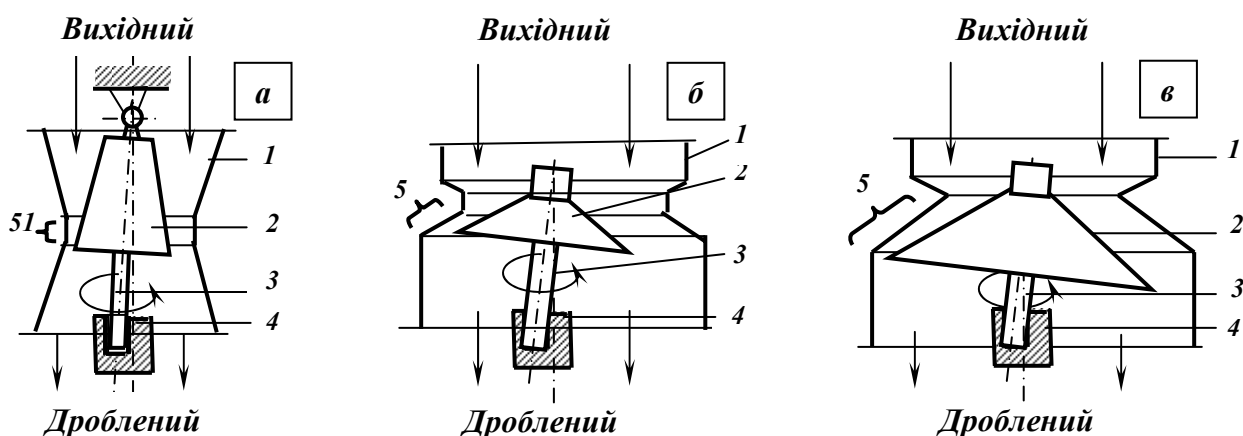


Рис. 3.13 – Схеми конусних дробарок.

а – крупного дроблення; *б* – середнього дроблення; *в* – дрібного дроблення.

1 – конічна нерухома чаша; 2 – подрібнюючий конус; 3 – вал; 4 – ексцентриковий стакан; 5 – зона дроблення.

У конусних дробарках матеріал дробиться в кільцевому просторі, утвореному нерухомою конічною чашею 1 і розташованим усередині цієї чаші рухомим подрібнюючим конусом 2, закріпленим на ексцентрично установленому (завдяки стакану 4) валу 3. Принцип дії всіх конусних дробарок однаковий: наближення подрібнювального конуса до чаші супроводжується дробленням грудок матеріалу, що надходить у дробарку зверху, а видалення – розвантаженням дробленого продукту, що виходить униз, під дробарку.

Конусні дробарки використовують для дроблення твердих і в'язких порід. Конусні дробарки крупного дроблення звичайно працюють при ступені дроблення до 4, середнього і дрібного – до 7.

Дробарка повинна забезпечити необхідну продуктивність при необхідній крупності дробленого продукту. Ширина приймального отвору дробарки повинна бути на 15 % більшою розміру максимального шматка у вихідному матеріалі.

Продуктивність щоккових і конусних дробарок звичайно визначають за даними каталогів з урахуванням поправок на дробимість ($k_{др}$), насипну густину (k_{δ}) і крупність матеріалу, що дробиться, (k_d):

$$Q = Q_k k_{др} k_{\delta} k_d, \text{ т/год,} \quad (3.22)$$

де Q_k – продуктивність дробарки за каталогом, т/год; $k_{др}$, k_{δ} , k_d – поправочні коефіцієнти.

Валкові дробарки виготовляються з гладкими – ДГ і зубчатими валками – ДДЗ (рис. 3.14).

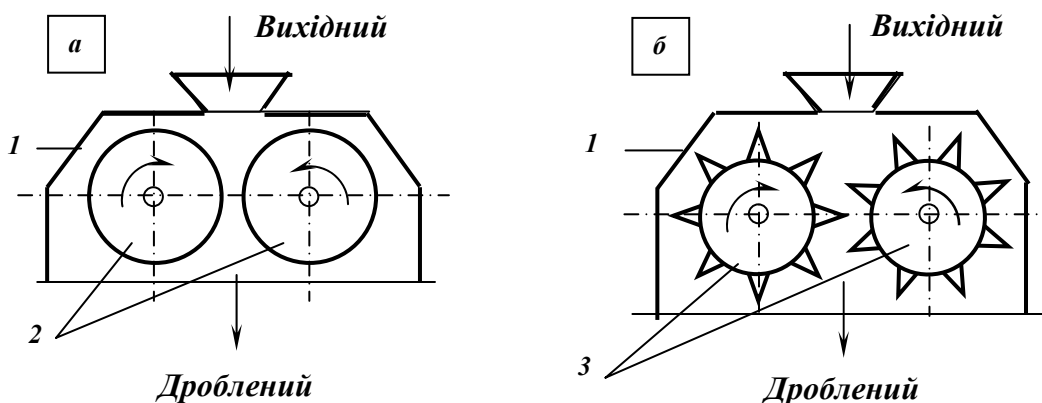


Рис. 3.14 – Валкові дробарки.

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

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

Принцип дії дробарок однаковий: вихідний матеріал подається зверху, затягується валками 2 (або 3), що обертаються назустріч один одному, і при проходженні між ними дробиться.

Валкові дробарки з гладкими валками (рис. 3.14 *a*) працюють за принципом роздавлювання вихідного матеріалу при захопленні його в щілину між валками. Вони застосовуються для середнього і дрібного дроблення руд, коли неприпустиме переподрібнення цінного крихкого мінералу (мар-

ганцеві, каситеритові, вольфрамітові рудій, калійні солі), іноді їх застосовують для середнього дроблення вугілля й коксу.

При виборі дробарок з гладкими валками треба дотримуватися умови захоплення валками грудки матеріалу, що дробиться:

$$D_B = (15 \div 20) D_{max}, \quad (3.23)$$

де D_B – діаметр валків, мм; D_{max} – максимальний розмір грудок матеріалу, що дробиться, мм.

На збагачувальних фабриках дробарки з гладкими валками звичайно використовують при ступені дроблення 3 – 4.

Зубчаті дробарки (рис. 3.14 б) 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 відбувається за рахунок розколювання порід і здійснюється при меншому переподрібненні і витраті енергії, ніж у шоккових і конусних дробарках.

Зубчаті дробарки працюють при ступенях дроблення 4 – 6. Для зубчатих дробарок також повинна виконуватися умова захоплення грудки матеріалу, що дробиться:

$$D_B = (1,5 \div 3,5) D_{max}, \quad (3.24)$$

де D_B і D_{max} – діаметр валків і максимальний розмір грудок матеріалу, що дробиться, мм.

Продуктивність валкових дробарок визначається по формулі:

$$Q = n \pi D L s \delta k, \text{ т/год,}$$

(3
.25)

де n – частота обертання валків, хв^{-1} ; D , L – діаметр і довжина валка, м; s – ширина щілини між валками, м; δ – густина матеріалу, що дробиться, т/м^3 ; k – коефіцієнт розпушення дробленого продукту в момент розвантаження ($k = 0,1 - 0,3$).

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 великі питомі витрати електроенергії.

Дробарки ударної дії (молоткові – М і роторні – ДРК і ДРС) використовуються для крупного, середнього і дрібного дроблення матеріалів не

тільки низької і середньої, але і підвищеної міцності. Переваги дробарок ударної дії: простота конструкції, надійність, компактність, велика продуктивність, високий ступінь дроблення (20 і більш) і порівняно невелика питома витрата електроенергії. Тому вони широко застосовуються для дроблення кам'яного вугілля, коксової шихти, вапняку, руд чорних, кольорових, рідких і благородних металів, калійних солей, баритових, флюоритових і азбестових руд, будівельних матеріалів.

Дробарки ударної дії (рис. 3.15) виготовляються одно- і двороторними, з колосниковими решітками і без них, з реверсивними і нереверсивними роторами.

Основна відмінність молоткових і роторних дробарок полягає в кріпленні бил – у молоткових дробарок вони закріплені шарнірно, у роторних – жорстко.

У молоткових дробарках (рис. 3.15 *а*) вихідний матеріал через завантажувальний отвір надходить у робочий простір, обмежений корпусом 1, який захищений броньовими плитами 2. У середині робочого простору на горизонтальному валу 3 обертається ротор 4 з молотками 5, закріпленими шарнірно. Молотки ударяють по грудках і з силою відкидають їх до стінок корпусу на плити, де грудки додроблюються.

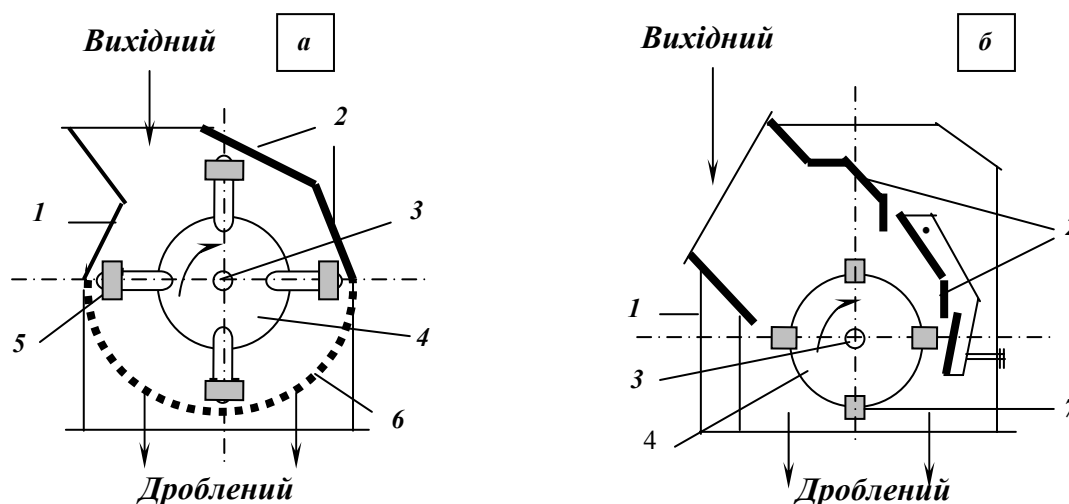


Рис. 3.15 – Дробарки ударної дії.

а – молоткова дробарка; *б* – роторна дробарка.

1 – корпус; 2 – броньові відбійні плити; 3 – вал; 4 – ротор; 5 – молотки;
6 – колосникова решітка; 7 – біла.

Таким чином, процес дроблення здійснюється в результаті ударів молотків по грудках матеріалу, ударів грудок матеріалу об броньові плити і роздавлювання та стирання матеріалу молотками на колосникових решітках. Дроблений продукт розвантажується через отвори колосникових решіток 6.

Принцип дії роторних дробарок (рис. 3.15 *б*) аналогічний принципу дії молоткових дробарок. У роторних дробарках дроблення здійснюється жорстко закріпленими на роторі 4 білами 7. Матеріал завантажується в зону ротора, що обертається з великою швидкістю. Ударами бил грудки руйнуються і їхні частини відкидаються на відбійні броньові плити 2 або

колосники, що утворюють камеру дроблення. Ударяючись об футерівку грудки руйнуються і знову потрапляють на ротор. Це повторюється до того моменту, коли грудки, досягши визначеної крупності, не вийдуть із дробарки через вихідну щілину або отвори колосникових решіток.

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 грудки в живленні (D_{max}) складає:

Д

ля дробарок ДРК: $D_P = (1,7 \dots 2) D_{max}$, (3.26)

- для дробарок ДРС: $D_P = 3,3 D_{max}$. (3.27)

Продуктивність дробарок ударної дії визначають за ефективністю дроблення:

$$Q = N \eta e_{em} k_{dp} k_d,$$

(3.28)

де N – установлена потужність електродвигуна, кВт; η – коефіцієнт використання потужності електродвигуна ($\eta = 0,8 - 0,95$); e_{em} – ефективність дроблення еталонної дробарки, т/кВт·год; k_{dp} – поправочний коефіцієнт на дробимість руди; k_d – поправочний коефіцієнт на крупність руди.

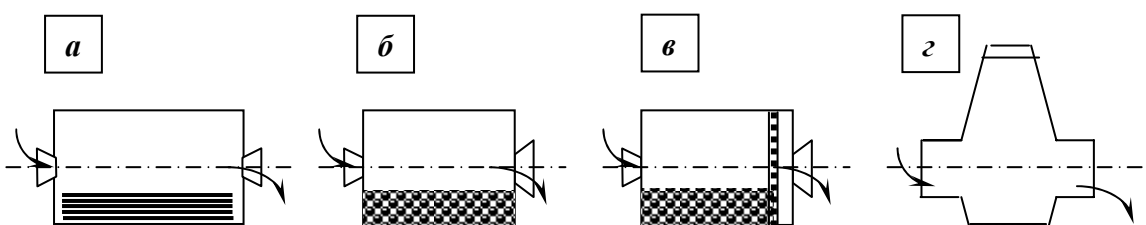
Двороторні дробарки у порівнянні з однороторними менш піддаються забиванню і застосовуються для дроблення вологих матеріалів і матеріалів, що злипаються, також вони дозволяють завантажувати матеріал більшої крупності. Ширину щілини колосникових решіток і відстань між ними і кінцем бил (молотків) вибирають 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.

Без колосникових решіток продуктивність дробарки підвищується, але при цьому в дробленому продукті з'являються зерна крупніше допустимих розмірів.

Млини

Подрібнення руд і інших матеріалів здійснюється в барабаних млинах. Конструктивні типи барабаних млинів розрізняються за видом подрібнювальних тіл, формою барабана, способом подрібнення і способом розвантаження подрібненого продукту (рис. 3.16).

На збагачувальних фабриках застосовуються стержневі млини з центральним розвантаженням – МСЦ (рис. 3.16 *а*), кульові млини з центральним розвантаженням – МШЦ (рис. 3.16 *б*), кульові і рудногалькові млини з розвантаженням через решітки – МШР і МРГ (рис. 3.16 *в*), рудні млини мокрого самоподрібнення – ММС (рис. 3.16 *г*).



Барабанний млин (рис. 3.17) являє собою циліндричний барабан 1 з торцевими кришками 2 і пустотілими цапфами 3. Вихідний матеріал завантажується через одну цапфу, а подрібнений продукт розвантажується через іншу.

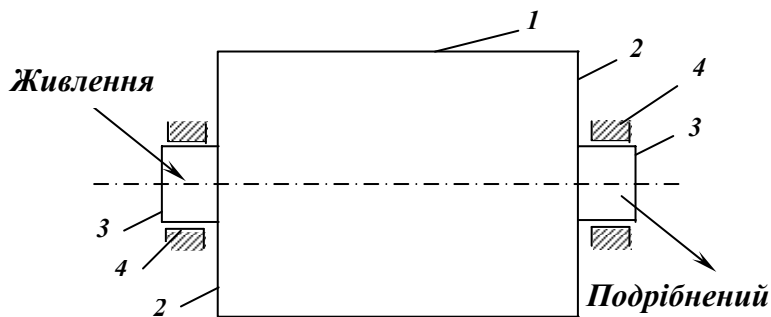


Рис. 3.17 – Схема барабанного млина.
1 – циліндричний барабан; 2 – торцеві кришки; 3 – цапфи; 4 – підшипники.

При обертанні барабана подрібнювальне середовище (стержні, кулі, грудки руди або рудна галька) і матеріал, що подрібнюється, завдяки тертю піднімаються на деяку висоту, а потім сповзають, скочуються або падають вниз. Подрібнення у млині відбувається за рахунок удару падаючого подрібнювального середовища, роздавлювання і тертя між шарами.

Залежно від частоти обертання барабана млина розрізняють такі швидкісні режими руху подрібнювальних тіл: *каскадний*, *водоспадний* і *змішаний* (рис. 3.18).

Частоту обертання барабана млина визначають у частках критичної частоти ($n_{кр}$), що визначається залежно від діаметра барабана (D):

$$n_{кр} = 42,3D^{-0,5}, \text{ хв}^{-1}$$

Критичною називається така частота обертання барабана, при якій подрібнювальні тіла притискаються відцентровою силою до внутрішньої поверхні барабана і обертаються разом з барабаном, не відриваючись.

Каскадний режим (рис. 3.18 *а*) здійснюється при малій частоті обертання барабана (0,5 – 0,6 критичної) за допомогою перекочування подрібнювальних тіл без польоту. При сталому каскадному режимі подрібнювальне середовище повертається на деякий кут у бік обертання і залишається в такому положенні. Подрібнювальні тіла безупинно циркулюють усередині барабана, вони піднімаються по кругових траєкторіях на деяку висоту і потім скочуються «каскадом» рівнобіжними шарами вниз. 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 сухому подрібненні (при виробництві цементу, приготуванні пилувугільного палива і т.п.).

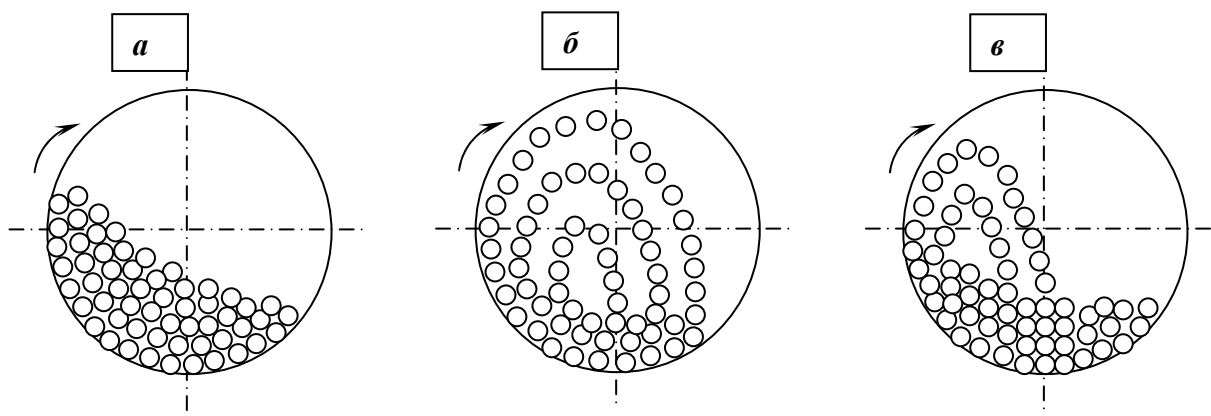


Рис. 3.18 – Режимы работы барабанных млинов.

а – каскадный; *б* – водоспальный; *в* – смешанный.

При водоспадному режимі (рис. 3.18 *б*) частота обертання барабана складає не менше 0,76–0,88 критичної. У цьому випадку основна маса подрібнювальних тіл піднімається по кругових траєкторіях на велику висоту і падає «водоспадом» по параболічних траєкторіях. Подрібнення руди відбувається головним чином у результаті ударів подрібнювальних тіл і частково стиранням і роздавлюванням. Водоспадний режим застосовується при подрібненні більш крупного матеріалу (у першій стадії).

Змішаний режим (рис. 3.18 *в*) подрібнення характеризується поступовим переходом від чисто каскадного до чисто водоспадного режиму. При цьому зовнішня частина подрібнювальних тіл бере участь у вільному польоті, внутрішня – перекочується усередині барабана по замкнених траєкторіях. 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.

Тип застосовуваного млина визначається крупністю вихідного матеріалу, необхідним розміром подрібненого продукту, шламоутворенням матеріалу при подрібненні, а також вимогами до продуктів подрібнення за вологістю (сухі чи мокрі продукти).

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 по крупності і являє собою ідеальне живлення для кульових млинів. Стержневі млини звичайно працюють у першій стадії багатостадійних схем збагачення при подачі подрібненого продукту першої стадії в цикл збагачення (наприклад, у схемах збагачення магнетитових, олов'яних, вольфрамітових руд). Стержневі млини застосовують також у першій стадії подрібнення поліметалічних руд.

Кульові млини з центральним розвантаженням (МШЦ) застосовують для одержання тонкоподрібненого продукту з максимальною крупністю до 0,2 мм. Подрібнений продукт кульових млинів виходить рівномірним по крупності. 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 млинах цього типу одержують при живленні їх продуктом дробарок дрібного дроблення крупністю до 10 мм. У млин можна завантажувати і більш крупний матеріал (до 40 мм) при відповідному зниженні питомої продуктивності.

Млини типу МШР мають більшу питому продуктивність у порівнянні з млинами типу МШЦ, але складніші у конструктивному відношенні. Млини типу МШР застосовують у схемах переробки середньовкраплених руд і в першій стадії збагачення руд з агрегатним вкрапленням, які переробляють за багатостадійними схемами.

Млини рудного самоподрібнення і рудногалькові (ММС і МРГ) використовують при переробці залізних, золотовмісних, мідномолібденових, алмазовмісних і інших руд. Суть процесу – крупні шматки руди, подрібнюючись самі, в той же час руйнують більш дрібні шматки. Крупні шматки виконують роль подрібнювального середовища, а дрібні – роль матеріалу, який подрібнюється. Розрізняють: *рудне самоподрібнення, рудне напівсамоподрібнення, рудногалькове самоподрібнення.*

Рудне самоподрібнення – дроблена руда крупністю 0 – 300 мм після крупного дроблення надходить у млини сухого або мокрого самоподрібнення, що мають короткі барабани великого діаметра (діаметр барабана –

до 12 м, співвідношення $D/L = 3$). Подрібнена руда має крупність 0 – 6 мм.

Рудне напівсамоподрібнення відрізняється додавкою 5 % сталевих куль діаметром 100 – 125 мм у млин самоподрібнення.

Рудногалькове самоподрібнення – руда крупністю 0 – 6 мм після рудного само-, напівсамоподрібнення або подрібнення у стержневому млині подрібнюється у рудногалькових млинах типу МРГ. Рудна галька (40 – 100, 30 – 75 мм), що використовується як подрібнювальне середовище, відбирається після другої стадії дроблення або виділяється при рудному самоподрібненні.

Переваги самоподрібнення: виключення стадій середнього і дрібного дроблення; економія помельних тіл (стержнів та куль); відсутність забруднення подрібненого матеріалу металом; поліпшення технологічних показників подальшого збагачення внаслідок кращого розкриття корисної копалини і меншого шламоутворення.

Недоліки самоподрібнення: менша питома продуктивність; вищі витрати енергії (у 1,3 – 1,4 рази); великі витрати на футеровку.

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 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 грудок 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 тонше.

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 ефективністю подрібнення. При цьому враховують відмінності в подрібнюваності, крупності вихідного і подрібненого продуктів, розмірах і способі розвантаження млина.

Продуктивність млинів по вихідній руді:

$$Q = qV / (\beta - \alpha) , \text{ т/год,}$$

(3
.30)

де V - номінальний об'єм барабана млина, м^3 ; q – питома продуктивність млина по новоутвореному розрахунковому тонкому класу, $\text{т/год}\cdot\text{м}^3$; α і β – вміст розрахункового класу крупності відповідно у вихідному живленні і готовому кінцевому продукті, частки од.

Методика розрахунку за питомим навантаженням використовується для визначення продуктивності барабанних млинів зі сталевими подрібнювальними тілами.

Розрахунок продуктивності млинів за ефективністю подрібнення використовується для млинів самоподрібнення.

Продуктивність млина по вихідній руді визначається за формулою:

$$Q = N\eta e / (\beta - \alpha), \text{ т/год,}$$

(3
.31)

де N – установлена потужність електродвигуна млина, кВт; η – коефіцієнт використання потужності електродвигуна ($\eta = 0,85 - 0,90$).

3.3.5 Схеми дроблення і подрібнення

Крупне, середнє і дрібне дроблення твердих і крихких порід доцільно здійснювати використовуючи ефект роздавлювання, а твердих і в'язких порід – роздавлювання і частково стирання. Для крупного дроблення м'яких і крихких порід використовують розколювання, а для середнього і дрібного – удар.

Дробарки і млини можуть працювати у відкритому і замкненому циклах. У залежності від необхідного ступеня дроблення (подрібнення) на збагачувальних фабриках застосовують одно-, дво-, три- і чотиристадійні схеми дроблення і подрібнення.

Операція дроблення (подрібнення), а також грохочення (класифікації) складають *стадію дроблення (стадію подрібнення)*, а сукупність стадій дроблення (подрібнення) – *схему дроблення (подрібнення)*. Залежно від наявності і призначення операцій грохочення в схемах дроблення і класифікації в схемах подрібнення розрізняють п'ять різновидів стадій (одностадійних схем) дроблення або подрібнення (рис. 3.19).

Різновиди стадій, які використовуються в схемах дроблення і подрібнення такі: стадія **А** – відкрита; стадія **Б** – відкрита з попереднім грохоченням; стадія **В** – замкнена з перевірочним грохоченням; стадія **Г** – замкнена з поєднанням попереднього і перевірочного грохочення; стадія **Д** – замкнена з роздільними попереднім і перевірочним грохоченням.

Звичайно використовується сухий спосіб дроблення. Мокре дроблення застосовують у тих випадках, коли гірська маса містить глину (марганцеві, бурозалізнякаві і інші руди). Подрібнення, як правило, здійснюється мокрим способом. Сухе подрібнення застосовується, якщо добавка води небажана (напр., при готуванні пилоподібного палива), а також при сухому збагаченні подрібненого продукту.

Схема підготовчих операцій визначається виходячи з речовинного складу і фізичних властивостей корисної копалини, а також крупності матеріалу, прийнятої в схемі збагачення.

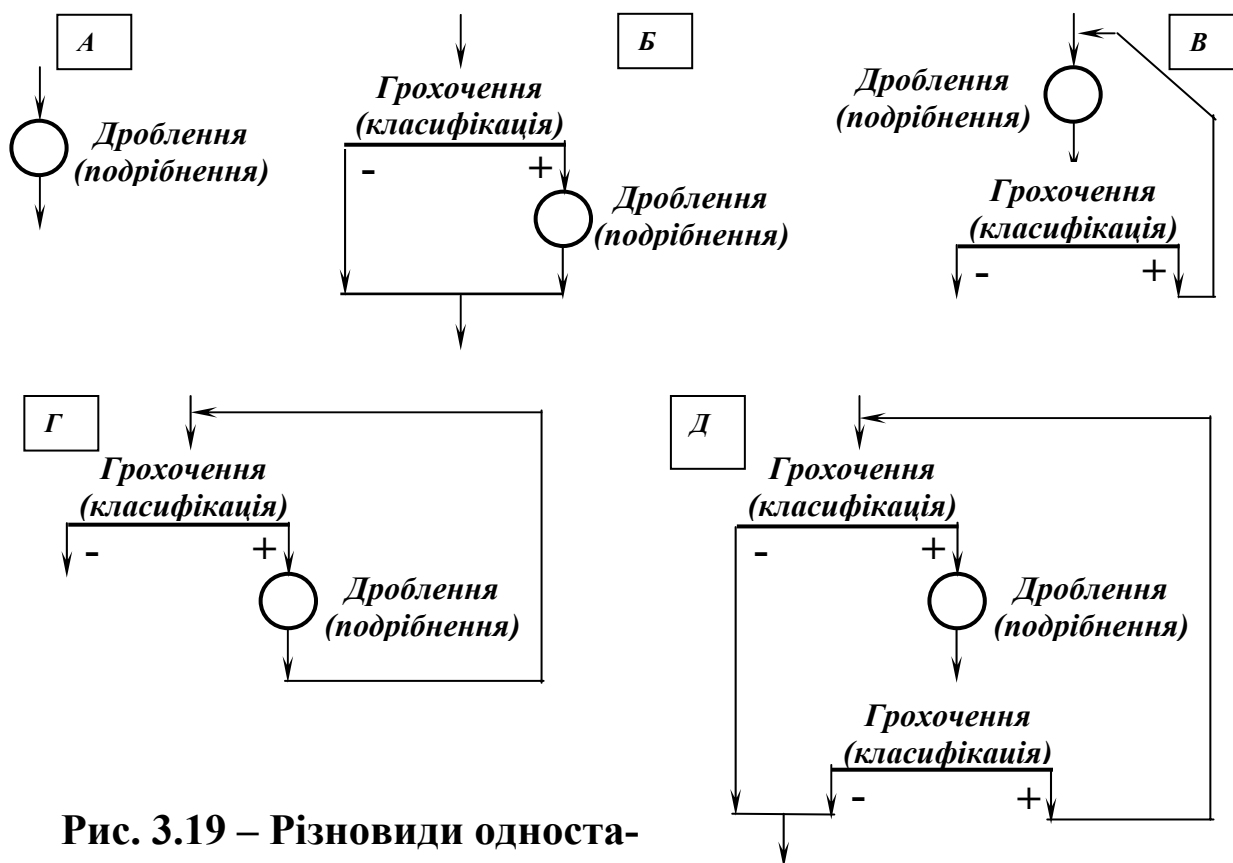


Рис. 3.19 – Різновиди одностадійних схем

При збагаченні корисних копалин, у яких цінні 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 яскраво вираженими відмінностями розділових ознак 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.

Подрібнення корисних копалин у млинах може здійснюватись у відкритому, замкненому і частково замкненому циклі.

При відкритому циклі подрібнений продукт направляють або в подальшу стадію подрібнення, або на збагачення.

При замкненому або частково замкненому циклі подрібнений продукт (весь або частину) направляють на класифікацію, піски якої повертаються у млин, а злив направляють на подальшу переробку.

Контрольні запитання

1. Назвіть стадії дроблення і подрібнення.
2. Які ви знаєте закони (гіпотези) дроблення?
3. Опишіть основні фізико-механічні властивості гірських порід, що використовуються при їх руйнуванні.
4. Які зусилля використовуються при руйнуванні грудок корисних копалин?
5. Опишіть конструкції і принцип дії дробарок і млинів.
6. Вибір схеми підготовчих операцій залежно від фізико-механічних властивостей гірських порід.

3.4 ГІДРАВЛІЧНА КЛАСИФІКАЦІЯ

Мета розділу: вивчення процесу розділення мінеральних зерен у рідині на класи крупності за швидкістю їхнього осідання.

3.4.1 Загальні відомості про процес

Гідравлічною класифікацією називається процес розділення суміші мінеральних зерен у рідині на класи крупності за швидкістю їхнього осідання.

Класифікації піддають руди крупністю до 6 мм і вугілля крупністю до 13 мм. При гідравлічній класифікації розділення вихідного матеріалу на класи крупності відбувається за принципом *рівнопадання*. Цей процес можливий лише при розділенні сумішей, зерна яких досить однорідні за густиною і формою. У тому випадку, якщо компоненти суміші суттєво розрізняються за густиною і формою зерен, то при класифікації відбувається до деякої міри і гравітаційне збагачення. Принцип процесу гідравлічної класифікації оснований на зміні траєкторії руху зерен розділюваного матеріалу під впливом гравітаційних сил, сил опору середовища руху зерен та інерційних сил. Залежно від напрямку цих сил гідравлічна класифікація може здійснюватися в горизонтальних, вертикальних і криволінійних потоках.

У результаті класифікації одержують звичайно два продукти. Продукт, що містить тонкі зерна, крупність яких не перевищує граничної, називається зливом. Крупний продукт, розмір зерен якого перевищує розмір граничного зерна, називається пісками. Розмір зерна, по якому відбувається розділення матеріалу по крупності, називається граничним. Під *граничною крупністю* розуміють крупність частинок, що вилучаються в продукти розділення у рівних кількостях (по 50 %). Гідравлічна класифікація засто-

совується для розділення зерен по граничній крупності більше 40 мкм, а знешламлювання – по зерну розміром – 10–70 мкм.

Гідравлічна класифікація є підготовчим, допоміжним і рідше збагачувальним процесом.

Як *підготовчу* операцію гідравлічну класифікацію застосовують на гравітаційних збагачувальних фабриках перед концентрацією на столах, відсаджувальних машинах, гвинтових сепараторах і інших апаратах.

Як *допоміжна* операція гідравлічна класифікація застосовується для виділення недостатньо подрібненої частини матеріалу (пісків) на збагачувальних фабриках, що використовують процес подрібнення.

Значно рідше при переробці багатих руд (наприклад, залізних, марганцевих) класифікація має *самостійне* значення. Виділення з цих руд глинистих частинок дозволяє одержати товарні продукти.

На збагачувальних фабриках гідравлічну класифікацію використовують для замикання циклу подрібнення, знешламлювання продуктів, розділення вихідного матеріалу перед збагаченням, зневоднення продуктів.

3.4.2 Закономірності руху тіл у середовищах

Основним критерієм оцінки параметрів руху частинки при гравітаційних процесах (гідравлічна класифікація, відсадка, важкосередовищна і гвинтова сепарація, згущення та ін.) служить швидкість її переміщення в середовищі. Якщо швидкість руху тіла щодо середовища невелика, відбувається безвідривне обтікання; опір руху тіла обумовлено в основному силами тертя. Зі збільшенням швидкості руху обтікання тіла відбувається з вихроутворенням, що буде тим інтенсивніше, чим більша швидкість обтікання і шорсткість тіла. У цьому випадку переважає інерційний опір. Опір тертя переважає при ламінарних режимах руху, інерційний – при турбулентних.

Вивчення закономірностей руху тіл у середовищах здійснюється з урахуванням умов падіння (осідання) твердої фази – вільних і стислих. Результати вивчення закономірностей руху частинок у рідинах, суспензіях і газах використовуються при розробці теорії гравітаційних процесів, розрахунку апаратів гравітаційного розділення.

Закономірності вільного руху тіл у середовищах

Вільним називається падіння одиночних ізольованих одна від одної частинок у необмеженому обсязі середовища.

Швидкість вільного падіння тіл у середовищах визначається взаємодією сил:

- гравітаційної

$$F_1 = \pi d^3 (\delta - \Delta) g / 6, \text{ Н,}$$

(3.32)

де d – еквівалентний діаметр кулі рівновеликої по об'єму реальному тілу, м; δ – густина тіла, кг/м^3 ; Δ – густина середовища, кг/м^3 ; g – прискорення вільного падіння, м/с^2 ;

- гідродинамічного опору

$$F_2 = \psi V^2 d^2 \Delta ,$$

(3
.33)

де ψ – коефіцієнт гідродинамічного опору середовища тілу, що рухається; V - швидкість тіла в середовищі, м/с.

Сила опору середовища тілу, що рухається в ній, залежить від режиму руху – ламінарного або турбулентного. Режим руху характеризується безрозмірним параметром – числом Рейнольдса:

$$e = Vd\Delta / \mu ,$$

R

(3
.34)

Ламінарний режим обтікання має місце при невеликих швидкостях руху ($Re < 1$) частинок малої крупності ($d < 0,1$ мм). При ламінарному обтіканні елементарні шари середовища плавно сходять за тіло і не утворюють вихрів. У цьому випадку сила в'язкісного опору середовища обумовлюється силами тертя, що виникають у ній унаслідок різниці швидкостей руху окремих елементарних шарів, і описується законом Стокса:

$$\dot{\cdot} = 3\pi\mu Vd.$$

F_2

(3.35)

Якщо динамічний коефіцієнт в'язкості μ представити з використанням формули (3.34) як:

$$\mu = Vd\Delta / Re ,$$

то вираз (3.35) можна перетворити в такий спосіб:

$$\dot{\cdot} = 3\pi V^2 d^2 \Delta / Re .$$

F_2

(3.36)

Турбулентний режим обтікання характерний для високих швидкостей руху ($Re > 1000$) великих частинок ($d > 2$ мм). Турбулентне обтікання супроводжується утворенням вихрів за тілом, що рухається. Вихроутворення тим інтенсивніше, чим складніше конфігурація тіла і чим більше шорсткість його поверхні і швидкість обтікання. У результаті вихроутворення за тілом, що рухається, утворюється простір зі зниженим тиском. Різниця тисків визначає динамічний або інерційний опір середовища тілу, що рухається, який описується законом Ньютона-Ріттінгера:

$$F_2 = \pi V^2 d^2 \Delta / 16. \quad (3.37)$$

Закони Стокса і Ньютона-Ріттінгера кожний окремо не відбивають повної картини опору середовища тілу, що рухається. Тіло випробує одночасно вплив двох опорів, але в різній мірі. При параметрах Рейнольдса $Re < 1$ переважає дія сил в'язкості, при параметрах Рейнольдса $Re > 1000$ – сил інерції.

Для проміжної області значень параметра Рейнольдса $1 \leq Re \leq 1000$, що відповідають швидкостям руху частинок крупністю $0,1 \leq d \leq 2$ мм, Аллен запропонував визначати опір тілу по формулі:

$$F_2 = 5\pi V^2 d^2 \Delta / (8\sqrt{Re}). \quad (3.38)$$

Формули (3.36) - (3.38) показують, що опір середовища тілу залежить від густини середовища, швидкості руху і крупності тіла. При цьому коефіцієнт гідродинамічного опору середовища залежно від режиму руху приймає значення:

$$\begin{aligned} \psi &= \pi / 16 - \text{рух у турбулентній області;} \\ &= 5\pi / (8\sqrt{Re}) - \text{рух у проміжній області;} \\ &= 3\pi / Re - \text{рух у ламінарній області.} \end{aligned}$$

У результаті узагальнення експериментальних даних Релеєм була отримана діаграма залежності коефіцієнта опору від параметра Рейнольдса $\psi = f(Re)$ для різних режимів руху кулястих тіл у воді, повітрі, важких рідинах і т.п. (рис. 3.20). Плавний вид кривої вказує на поступовий перехід від ламінарного режиму до турбулентного при зміні параметра Рейнольдса.

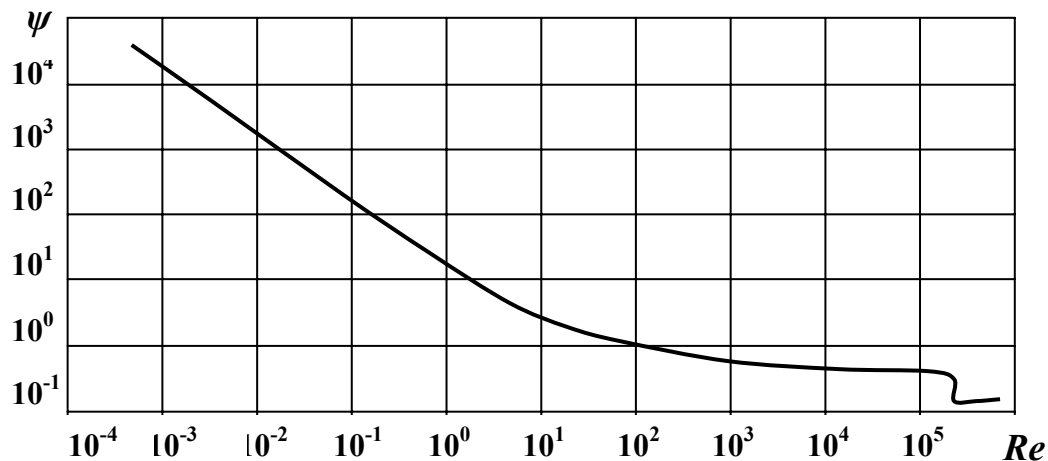


Рис. 3.20 – Залежність коефіцієнта ψ від параметра Re .

Для практичних цілей застосувати діаграму Релея досить складно і, крім того, визначення, виконані з її використанням, не виключають погрішностей, як і при будь-якому іншому графічному методі.

Запропоновано багато рівнянь для опису різних ділянок кривої $\psi = f(Re)$. Наприклад, для вільних умов падіння тіл і чисел $Re < 6000$ В.А.Олевським запропоноване рівняння:

$$\psi = 3\pi / Re + (3 / Re)^{0,5} + 1/8. \tag{3.39}$$

При значеннях чисел $Re > 6000$ рівняння (3.39) дає заниженні значення коефіцієнту опору ψ .

Аналітичний вираз для визначення швидкості руху тіла в середовищі може бути отримано з диференціального рівняння руху кулі:

$$m \frac{\partial V}{\partial t} = \frac{\pi d^3}{6} (\delta - \Delta) g - \psi V^2 d^2 \Delta. \tag{3.40}$$

При $m = \pi d^3 \delta / 6$ прискорення падаючого в середовищі тіла буде:

$$\frac{\partial V}{\partial t} = \frac{\delta - \Delta}{\delta} g - \frac{6\psi V^2 \Delta}{\pi d \delta}, \text{ м/с}^2. \quad (3.41)$$

У перший момент часу тіло рухається в середовищі прискорено, тому що його сила ваги перевищує силу опору середовища. Цей момент часу малий і вимірюється частками секунди:

$$= 2,5 V_0 / g_0, \text{ с}, \quad t_0 \quad (3.42)$$

де t_0 – час досягнення кінцевої швидкості руху, с; V_0 – кінцева швидкість руху тіла, м/с; g_0 – початкове прискорення, м/с²:

$$g_0 = \frac{\delta - \Delta}{\delta} g, \text{ м/с}^2. \quad (3.43)$$

За проміжок часу t_0 тіло проходить шлях L_0 :

$$= 1,8 V_0^2 / g_0, \text{ м}. \quad L_0 \quad (3.44)$$

Після закінчення проміжку часу t_0 настає рівновага сил і тіло рухається рівномірно зі швидкістю $V_0 = const$, що називається кінцевою швидкістю вільного падіння. Прискорення тіла при $V_0 = const$ дорівнює нулю. З рівняння (3.41) кінцева швидкість падіння тіла в середовищі буде:

$$V_0 = \sqrt{\frac{\pi d (\delta - \Delta) g}{6 \psi \Delta}}, \text{ м/с.}$$

(3.45)

З урахуванням коефіцієнта опору ψ можуть бути отримані вирази для визначення швидкості руху тіл у різних режимах:

- у турбулентному – $\psi = \pi / 16$:

$$V_0 = 5,11 \sqrt{\frac{d (\delta - \Delta)}{\Delta}}, \text{ м/с ;}$$

(3
.46)

- у перехідному – $\psi = 5\pi / (8 \sqrt{Re})$:

$$V_0 = 1,13 d^3 \sqrt{\frac{(\delta - \Delta)^2}{\mu \Delta}}, \text{ м/с ;}$$

(3
.47)

- у ламінарному – $\psi = 3\pi / Re$:

$$V_0 = 0,545 d^2 \frac{\delta - \Delta}{\mu} .$$

(3.48)

Аналіз формул (3.46) - (3.48) показує, що зміна температури рідини не позначиться на швидкості руху частинки в турбулентному режимі, слабо позначиться – у перехідному й істотно – у ламінарному.

П.В.Лященко розробив універсальний метод визначення кінцевої швидкості руху тіл будь-який крупності, густини і форми в різних режимах. На основі діаграми Релея побудована в логарифмічних координатах діаграма $Re^2 \psi = f(Re)$ (рис. 3.21).

Визначення кінцевої швидкості полягає в тому, що при відомих параметрах частинки і середовища розраховується параметр $Re^2 \psi$:

$$Re^2\psi = \pi d^3 (\delta - \Delta) g \Delta / (6\mu^2).$$

(3.49)

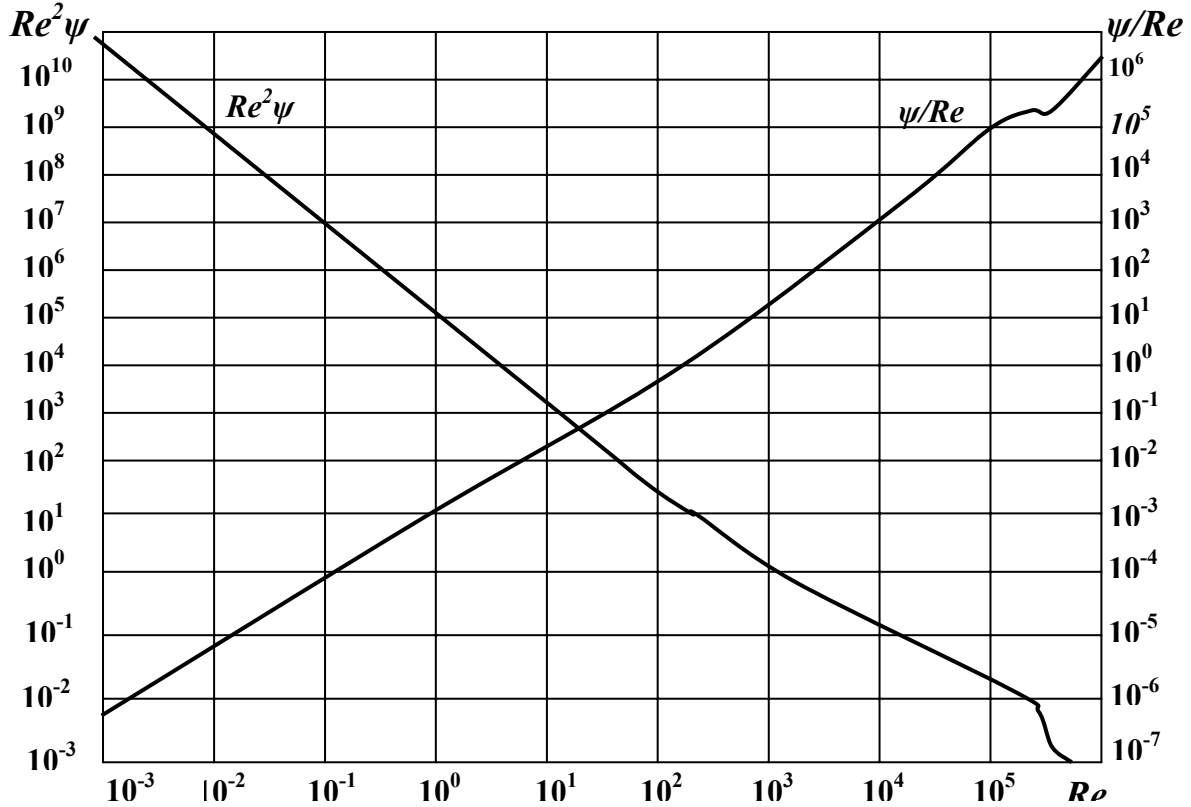


Рис. 3.21 – Залежність параметрів $Re^2\psi$ і ψ/Re від параметра Re .

Потім по діаграмі (рис. 3.21) знаходять значення Re , після чого з використанням формули (3.34) визначають кінцеву швидкість:

$$V_0 = Re\mu / d\Delta.$$

(3.50)

При одночасному русі мінеральних частинок різної густини і крупності завжди існує деяка кількість частинок, що володіють однаковими швидкостями руху в середовищі. Наприклад, частинка вугілля з параметрами: $\delta_B = 1500 \text{ кг/м}^3$, $d_B = 8 \text{ мм}$ і частинка породи з параметрами $\delta_{II} = 1800 \text{ кг/м}^3$, $d_{II} = 5 \text{ мм}$ мають однакові швидкості руху.

Частинки, що при різній густині і крупності мають однакову кінцеву швидкість падіння в одному і тому ж середовищі, називаються *рівнопадаючими*, а відношення їхніх діаметрів – коефіцієнтом *рівнопадання e* :

$$= d_1 / d_2 = Re_1 / Re_2 . \quad e \quad (3.51)$$

де індекс «1» відноситься до частинок меншої густини, індекс «2» – до частинок більшої густини.

Виходячи з умови рівності кінцевих швидкостей руху частинок *коефіцієнт рівнопадання* може бути обчислений з використанням густини частинок і середовища:

$$= [(\delta_2 - \Delta) / (\delta_1 - \Delta)]^n . \quad e \quad (3.52)$$

де n – показник степені, що залежить від режиму руху частинок; при русі в турбулентній області $n = 1$, у перехідній $n = 2/3$, у ламінарній $n = 0,5$.

За методом П.В.Ляценка *коефіцієнт рівнопадання* визначають з використанням параметра ψ/Re . Для частинки меншої густини параметр ψ/Re визначають по формулі:

$$/Re_1 = \pi g (\delta_1 - \Delta) \mu / (6V_0^3 \Delta^2) . \quad \psi_1 \quad (3.53)$$

Потім по діаграмі $Re = f(\psi/Re)$ (рис. 3.21) знаходять число Рейнольдса для частинки меншої густини - Re_1 , з використанням якого визначають параметр ψ / Re для частинки більшої густини:

$$/Re_2 = \psi_1 (\delta_2 - \Delta) / [Re_1 (\delta_1 - \Delta)] , \quad \psi_2 \quad (3.54)$$

знаходять по діаграмі число Рейнольдса Re_2 і визначають коефіцієнт рівнопадання за співвідношенням між числами Рейнольдса по формулі (3.34).

Закономірності стислого руху тіл у середовищах

Закономірності вільного падіння ізольованого твердого тіла в необмеженому об'ємі середовища лише частково висвітлюють явища, що мають місце в гравітаційних процесах. При масовому русі частинок під впливом тих же сил, що й при вільному падінні, виникають більш складні гідродинамічні явища, обумовлені переміщенням частинок у подовжньому і поперечному напрямках, тертям частинок одна об одну і стінки апарата, виникненням висхідних потоків середовища в проміжках між частками. У результаті цього виникають додаткові опори, що різко змінюють характер руху кожної окремої частинки в порівнянні з умовами вільного падіння, унаслідок чого швидкість руху частинки значно зменшується.

Знання закономірностей *стислого руху* маси частинок у середовищах використовується при рішенні багатьох практичних задач в галузях гравітаційного збагачення, гідротранспорту, процесів, що протікають у «киплячому» шарі.

Вивчення закономірностей стислого падіння частинок базується на двох концепціях:

- *перша концепція* розглядає стисле падіння як груповий рух частинок, що представляють собою фільтраційне середовище, через яке рідина протікає у вертикальному напрямку знизу угору;

- *друга концепція* розглядає стисле падіння як падіння окремої частинки, що знаходиться в масі інших, при цьому за основу приймається швидкість вільного падіння, а умови стиснення враховуються поправочними коефіцієнтами.

Формули, що базуються на першій концепції, громіздкі, незручні для інженерного розрахунку, тому вони застосовуються значно рідше формул, що базуються на другій концепції.

За другою концепцією запропоновано ряд формул, що визначають швидкості стислого падіння на основі різних гіпотез. Найбільш розповсюдженою формулою, що базується на другій концепції, є формула виду:

$$V_{cm} = V_0 \Theta^m,$$

(3
.55)

де V_{cm} і V_0 – швидкості стислого і вільного падіння, м/с; Θ – коефіцієнт розпушення, частки од.; m – показник степені, що залежить від розміру, густини і форми частинок, а також від співвідношення розмірів части-

нок і апарата, у якому відбувається розділення, він приймає значення: $m = 1$ – у формулі Фінкея, $m = 2$ у формулі Ханкока, $m = 3$ – у формулі Лященко.

Швидкості, розраховані по формулі Фінкея, завищені, по формулі Лященко – занижені. Формула Ханкока для частинок крупністю 0,1 – 12,5 мм дозволяє одержати результати близькі до фактичних.

Коефіцієнт рівнопадання в умовах стислого падіння визначається з урахуванням додаткових опорів, створюваних тілу при русі. Додатковий опір враховується заміною у формулі (3.54) густини рідини Δ на густину середовища Δ_{cp} :

$$e = [(\delta_2 - \Delta_{cp}) / (\delta_1 - \Delta_{cp})]^n . \quad (3.56)$$

За методом П.В.Лященко визначення *коефіцієнта рівнопадання* при стислому падінні виконується по тій же методиці, що й при вільному, але з виправленням на густину середовища, що змінилася.

Коефіцієнт рівнопадання частинок у стислих умовах приймає значно більше значення, ніж у вільних, що дозволяє розширити шкалу класифікації. Наприклад, для вугілля і породи у вільних умовах він дорівнює 3, а в стислих умовах – 12.

3.4.3 Закономірності процесу класифікації

Теорія гідравлічної класифікації базується на двох основних положеннях:

- швидкість обтікання зерна u у гідравлічному класифікаторі дорівнює швидкості його стислого падіння V_{cm} при заданому значенні розпушення пульпи ($u = V_{cm}$) або швидкості вільного падіння ($u = V_0$) при класифікації в розріджених пульпах ;

- швидкість руху зерна щодо нерухомих стінок класифікатора V_{abc} дорівнює різниці між швидкістю висхідного потоку u і швидкістю стислого падіння V_{cm} зерна ($V_{abc} = u - V_{cm}$).

З цих положень випливає, що частинки з гідравлічною крупністю (кінцевою швидкістю) більшою швидкості висхідного потоку $V_{cm} > u$, повинні опуститися на дно і потрапити в пісковий продукт, а частинки з гідравлічною крупністю меншою швидкості висхідного потоку $V_{cm} < u$, повинні бути винесені у злив. Однак це справедливо лише для руху одиночних частинок у сталому вертикальному потоці. Класифікація ж є процесом масовим, тому на практиці такого чіткого розділення немає: піскові продукти

засмічені дрібними зернами, а в зливах присутні крупні зерна. Причиною невідповідності теоретичних висновків і практики є надмірне спрощення явищ, що відбуваються при класифікації. На процес класифікації впливають різні випадкові фактори:

- безперервне надходження матеріалу в зону класифікації, а також стисле розвантаження пісового продукту і зв'язані з цим зміни концентрації твердої фази, турбулентність потоку і тиск середовища;

- масовий характер руху частинок різної форми і маси, а також взаємодія частинок між собою і зі стінками апарата обумовлюють вирівнювання швидкостей руху частинок різної крупності, утворення агрегатів зерен що рухаються як єдине ціле, рух зерен у гідродинамічному сліді.

Таким чином, напрямок руху кожної конкретної частинки дуже не однозначно характеризується різницею між кінцевою швидкістю її осадження і швидкістю потоку.

В апаратах з горизонтальним потоком, що працюють без подачі нижньої води, розділення матеріалу відбувається в неоднакових умовах. У верхніх шарах (поблизу дзеркала) пульпа більш розріджена, тут відбувається вільне або близьке до нього осадження частинок з максимальною швидкістю. По мірі опускання частинок вміст твердого в пульпі збільшується і розділення відбувається в стислих умовах, при цьому швидкість осадження зменшується до мінімального значення близького до "0".

Запропонований В.А.Олевським розрахунок розділення частинок у механічному класифікаторі, заснований на такій схемі процесу. Тверді частинки, що надійшли з живленням у механічний класифікатор, переміщуються потоком води від місця завантаження до зливного порога зі швидкістю V_x , рівною:

$$V_x = Q_c / (Bh),$$

(3.57)

де Q_c - об'ємна продуктивність класифікатора по зливу, м³/с; B - ширина класифікатора, м; h - перевищення рівня пульпи над рівнем зливного порога, м.

У той же час частинки опускаються вниз з різною швидкістю V_y , що залежить від їх крупності, густини і форми. Частинки, що встигли по вертикалі пройти шлях, рівний h , за період їхнього транспортування на довжину L від місця завантаження до зливного порога, опустяться на дно і будуть транспортуватися в піски, частинки меншої гідравлічної крупності будуть винесені у злив. Гідравлічна крупність (кінцева швидкість) граничного зерна визначиться зі співвідношення:

$$V_y = Q_c / (BL).$$

(3.58)

Недоліком цього методу розрахунку є припущення про рух частинок з постійною швидкістю і відсутність врахування взаємного впливу частинок різної крупності на зміну швидкості їхнього падіння.

У класифікаторах з використанням відцентрових сил ефективність розділення визначається співвідношенням швидкостей руху частинок і рідини. Для розрахунку швидкості руху частинок спочатку визначають число Архімеда:

$$Ar = \frac{\pi d^3 (\delta - \Delta) \Delta r \omega^2}{8 \mu^2},$$

(3.59)

де r - радіус обертання частинки, м/с; ω - частота обертання рідини, с⁻¹.

З використанням обчисленого параметра Архімеда по формулах (3.60) і (3.61) визначають коефіцієнт гідродинамічного опору (ψ) і швидкість руху частинки (V):

$$\psi = \exp(7,171 Ar^{-0,087}),$$

(3.60)

$$V = \sqrt{\frac{4d(\delta - \Delta)}{3\psi\Delta}}, \text{ м/с.}$$

(3.61)

При ідеальній роботі класифікатор повинен виділяти з вихідного матеріалу всі дрібні фракції і не допускати вилучення крупних зерен у дрібний продукт. Отже, поняття ефективності класифікації повинне відбивати як кількісну характеристику процесу – ступінь вилучення дрібного класу в злив, так і якісну – гранулометричний склад зливу.

Ефективність класифікації визначається по формулі:

$$E = 0,01 \varepsilon_{3\lambda} \cdot \varepsilon_n, \%$$

(3.62)

де $\varepsilon_{3л}$ - вилучення зерен крупністю менше d мм у злив, % ; ε_n - вилучення зерен крупністю понад d мм у піски, % .

Оцінка якості продуктів класифікації і самого процесу здійснюється за допомогою ситового аналізу. Дані ситового аналізу продуктів класифікації наносять на діаграму (рис. 3.22), де на осі абсцис відкладають розмір зерен, а на осі ординат – вилучення продуктів. Ордината точки перетину кривих крупного і дрібного продуктів відсікає на осі абсцис відрізок, рівний граничній крупності розділення даного матеріалу.

Під *граничною крупністю класифікації* розуміють розмір зерен, імовірність вилучення яких у продукти розділення однакова (по 50 %).

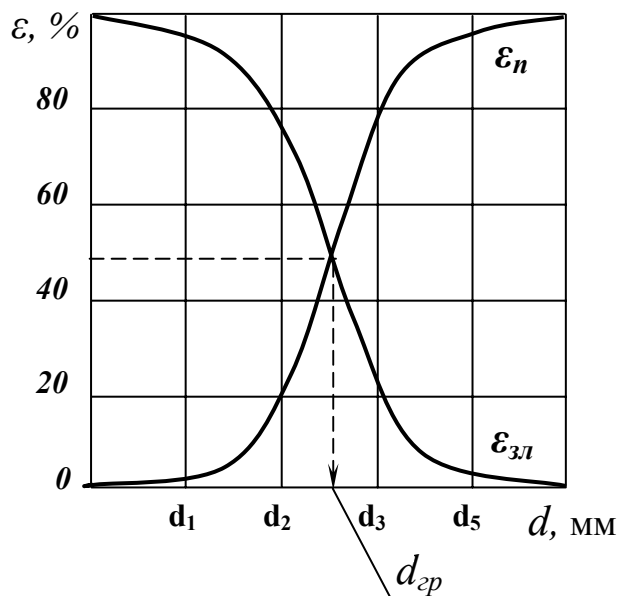


Рис. 3.22 – Визначення граничної крупності класифікації.

По діаграмі визначають засмічення дрібного продукту крупними класами і крупного продукту – дрібними класами.

У загальному випадку ефективність класифікації збільшується при зниженні питомих навантажень, при класифікації розріджених пульп, а також при розділенні матеріалів з малим вмістом зерен проміжних розмірів (близьких до граничної крупності). Ефективність класифікації використовуваних апаратів коливається від 70 до 90 % .

3.4.4 Класифікатори

Апарати, у яких здійснюється процес *гідравлічної класифікації*, називаються *класифікаторами*. Апарати гідравлічної класифікації розрізняють за двома ознаками: за силовим полем, під дією якого здійснюється розділення пульпи, і за способом розвантаження пісків.

За силовим полем розрізняють класифікатори гравітаційні і відцентрові, за способом розвантаження пісків – класифікатори з примусовим і самопливним розвантаженням (табл. 3.4).

Таблиця 3.4 – Класифікатори

Спосіб	Силове поле
--------	-------------

розвантаження пісків	гравітаційне	відцентрове
Примусовий	Механічні класифікатори	Відсаджувальні центрифуги
Самопливний	Гідравлічні класифікатори	Гідроциклони

У практиці збагачення корисних копалин найбільше поширення одержали такі класифікатори: механічні (спіральні, елеваторні, скребкові), гідравлічні (конусні, з вертикальним потоком пульпи, гідравлічні багатокамерні, гідроциклони).

Механічні класифікатори

Механічні класифікатори працюють за принципом розділення вихідного продукту в горизонтальному потоці на крупну фракцію – піски і дрібну – злив. Розвантаження пісків здійснюється механічним способом – примусово.

Залежно від конструкції розвантажувальних пристроїв розрізняють механічні класифікатори: спіральні, скребкові, елеваторні (багер-зумпфи) і ін.

Спіральні класифікатори (КСН) найчастіше використовують у замкнених циклах подрібнення для одержання готового по крупності продукту, що направляється в збагачення, рідше їх використовують для відмивання глинистих матеріалів, а також для зневоднення зернистих продуктів.

Максимальна крупність живлення спіральних класифікаторів малих розмірів складає 6 мм, великих – до 12 мм.

Спіральний класифікатор (рис. 3.23) складається з нахиленої під кутом $14 - 20^\circ$ ванни 1, у якій поміщені один або два вали 2 із закріпленими на них спіралями 3.

Спіралі виготовляють зі сталевих смуг, що утворюють двозахідну гвинтову стрічку. Для запобігання від зносу спіраль футерується пластинами зі зносостійких матеріалів (вибілений чавун, легована сталь і т.п.). Ширина смуг залежно від продуктивності класифікатора по пісках складає 0,1 – 0,4 діаметра спіралі.

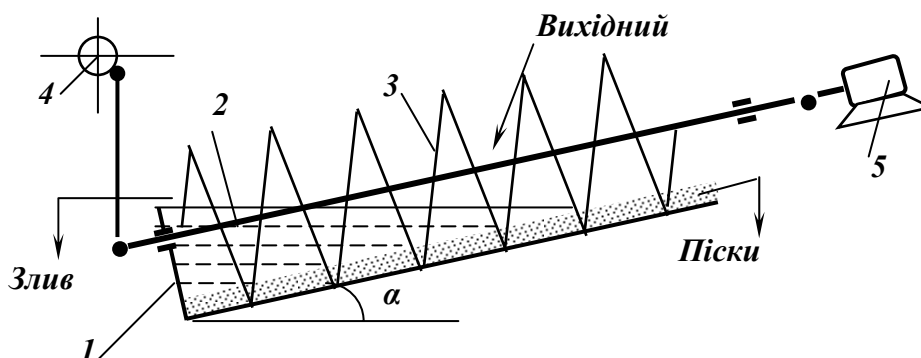


Рис. 3.23 – Спіральний класифікатор.

1 – ванна; 2 – вал; 3 – спіраль; 4 – підймальний механізм спіралі; 5 – привод.

Верхня цапфа валу шарнірно закріплена в упорних підшипниках, що дозволяє за допомогою підймального механізму 4 піднімати нижню частину спіралі без порушення зчеплення конічних зубчастих коліс. Це дає можливість робити запуск апарата (після його зупинки) під навантаженням без очищення ванни від пісків.

Процес розділення по крупності в спіральному класифікаторі відбувається в такий спосіб. Вихідний продукт подається в середню частину ванни спірального класифікатора під рівень пульпи. У процесі класифікації в горизонтальному потоці кожне зерно переміщується у горизонтальному напрямку із швидкістю потоку середовища і одночасно – у вертикальному напрямку із швидкістю падіння в середовищі під дією гравітаційних сил. Для того щоб зерно не потрапило у злив воно за час руху уздовж ванни класифікатора повинно встигнути опуститися на деяку глибину зливного потоку h :

$$h = VL / u, \text{ м,}$$

(3.63)

де h – глибина зливного потоку, м; V – швидкість падіння граничного зерна, м/с; L – довжина дзеркала пульпи у ванні класифікатора, м; u – швидкість горизонтального потоку, м/с.

Розрідженість пульпи є визначальним фактором для одержання зливу необхідної крупності. При розрідженні пульпи швидкість осадження крупних частинок збільшується, а отже зменшується можливість їхнього вилучення в злив. Навпаки, у дуже густих пульпах осадження крупних частинок відбувається повільніше і злив виходить більш грубим. Однак надмірне розрідження пульпи може настільки збільшити швидкість висхідного потоку, що він буде виносити у злив і крупні частинки.

Продуктивність класифікатора визначається з використанням емпіричних формул:

по зливу:

$$Q_C = 4,56 m k_\beta k_\delta k_c k_\alpha D^{1,768}, \text{ т/год.};$$

(3
.64)

по пісках:

$$Q_{II} = 5,45 m k_\delta k_\alpha D^3 n, \text{ т/год.}$$

(3.65)

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.

Елеваторні класифікатори (багер-зумпфи) з механічною видачею осаду застосовуються в практиці вуглезабагачення для попереднього зневоднення і відділення шламів із дрібного концентрату і рідше для виділення грубозернистої частини з дрібних продуктів і знешламлювання рядового вугілля. Гранична крупність класифікації складає приблизно 0,5 мм.

Елеваторний класифікатор являє собою залізобетонну ємність, з якої осілий матеріал вивантажується елеватором з перфорованими ковшами (рис. 3.24).

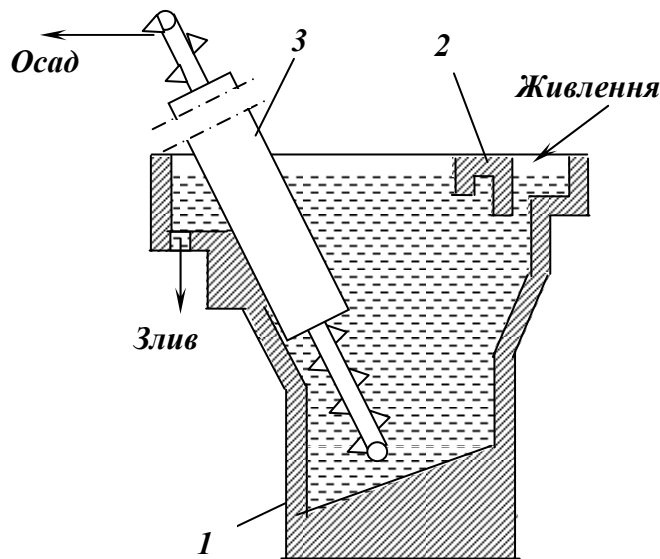


Рис. 3.24 – Елеваторний класифікатор.

- 1 – багер-зумпф;
- 2 – перегородка;
- 3 – елеватор

Принцип роботи елеваторного класифікатора заснований на осадженні частинок під дією сили ваги. Однак в елеваторному класифікаторі шлам осаджується разом з відносно крупними зернами концентрату. Вихідне живлення подається безупинно по жолобу в залізобетонний зумпф 1. Завдяки перегородці 2 пульпа в зумпфі змінює напрямок руху і утворює висхідний потік. Частинки розміром менше граничної крупності виносяться через зливний поріг і потрапляють у злив. Частинки розміром більше граничної крупності осідають і вивантажуються з апарату ковшами багер-елеватора. Ефективність класифікації залежить від продуктивності класифікатора і вмісту твердого у вихідній пульпі.

Площа дзеркала елеваторного класифікатора найчастіше визначається відстанню між колонами будови фабрики (звичайно 6000 x 6000 мм).

Одержання осаду з вологістю 18 – 22 % забезпечується довжиною зони зневоднення (довжиною надводної частини елеватора), яка повинна бути не менше 4 м по вертикалі. Ефективність класифікації залежить від продуктивності класифікатора і вмісту твердого у вихідній пульпі.

Об'ємна продуктивність елеваторного класифікатора розраховується за формулою:

$$Q_0 = q_0 F, \text{ м}^3/\text{год}, \quad (3.66)$$

де q_0 – питома об'ємна продуктивність, $\text{м}^3/\text{год} \cdot \text{м}^2$; F – площа дзеркала класифікатора (звичайно $F = 36 \text{ м}^2$).

Переваги елеваторних класифікаторів: порівняно висока ефективність ($E = 70 - 90 \%$) і можливість підйому матеріалу на необхідну висоту. Недолік – громіздкість.

Скребкові класифікатори відстійного типу призначені для знешлякування рядового вугілля і дрібного концентрату, а також для попереднього зневоднення дрібного концентрату відсаджувальних машин.

Принцип дії скребкового класифікатора, як і елеваторного, заснований на осадженні грубозернистого матеріалу під дією сили ваги.

Скребковий класифікатор являє собою металеву ванну 1 прямокутної форми з горизонтальною і похилою частинами (рис. 3.25).

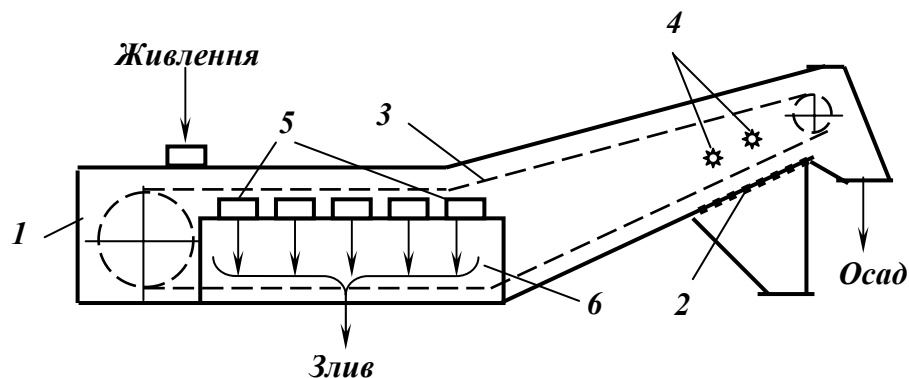


Рис. 3.25 - Скребковий класифікатор.

- 1 – ванна; 2 – щілинне сито; 3 – скребковий конвеєр; 4 – бризкалки;
5 – шиберні пристрої; 6 – збірний жолоб.

Розділення на грубодисперсну фракцію і шлам відбувається в горизонтальній частині ванни, а похила частина, у днище якої встановлене щілинне сито 2, служить для видачі і зневоднення осаду. Осад до місця розвантаження транспортується скребковим конвеєром 3 з перфорованими шкребками, що сприяє більш інтенсивному видаленню води з осаду. При проходженні над щілинним ситом для відділення шламів осад зрошується водою з бризкалок 4. Злив, що містить шлам, видаляється через шиберні пристрої 5 у збірні жолоби 6, розташовані по обидва боки ванни. Висота рівня пульпи у ванні регулюється положенням шиберів, змонтованих на бічних стінках ванни.

При питомому навантаженні 15 - 25 м³/год·м² скребкові класифікатори працюють ефективно, якщо вміст твердого в оборотній воді не перевищує 120 кг/м³. Об'ємна продуктивність скребкових класифікаторів розраховується за формулою (3.66).

Переваги скребкового класифікатора – компактність конструкції, низька чутливість до коливань навантаження і порівняно висока ефективність класифікації ($E = 70 - 90 \%$). Недоліки – малий термін служби ланцюга конвеєра і заклинювання шкребків грудками матеріалу.

Гідравлічні класифікатори

Гідравлічні класифікатори працюють за принципом розділення вихідного продукту в горизонтальних і вертикальних потоках на крупну фракцію – піски і дрібну – злив. Розвантажуються піски самопливом.

Конусний класифікатор (рис. 3.26) - найбільш простий гідравлічний класифікатор. Розділення матеріалу відбувається в горизонтальному потоці. Класифікатори цього типу використовуються на збагачувальних фабриках в основному як буферні ємності і значно рідше (у зв'язку з низькою

ефективністю) у допоміжних операціях для відділення пісків від шламів або для зневоднення знешламленого дрібнозернистого матеріалу.

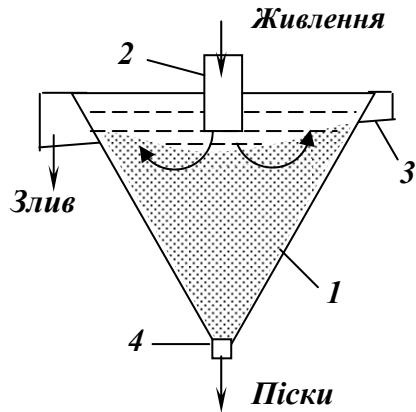


Рис. 3.26 – Схема конусного класифікатора.

1 – конічний корпус; 2 – центральна труба; 3 – зливний жолоб; 4 – піскова насадка.

Конусний класифікатор являє собою конус *1* з кутом $60 - 65^\circ$, установлений на рамі вершиною вниз. Живлення крупністю до 3 мм подається через центральну трубу *2*, у якій установлена сітка для уловлювання сторонніх предметів і заспокоювач потоку. Розвантаження зливу в жолоб *3* здійснюється самопливом через зливний поріг, розвантаження пісків здійснюється безперервно через піскову насадку *4* або із застосуванням різних затворів періодичної дії. Крупність розділення в конусних класифікаторах складає 0,15 мм. Характерним для них є високе розрідження пісків (30 – 40 % твердого) і невисока ефективність (50 – 60 %).

Гідравлічні багатоканерні класифікатори використовують для підготовки подрібнених руд до збагачення. Вони призначені для розділення матеріалів на кілька класів за швидкістю їхнього осадження у водному середовищі (наприклад, перед концентрацією на столах).

Гідравлічні багатоканерні класифікатори (рис. 3.27) являють собою відкритий жолоб *1*, що розширюється до зливного порога, по якому протікає горизонтальний потік вихідного матеріалу.

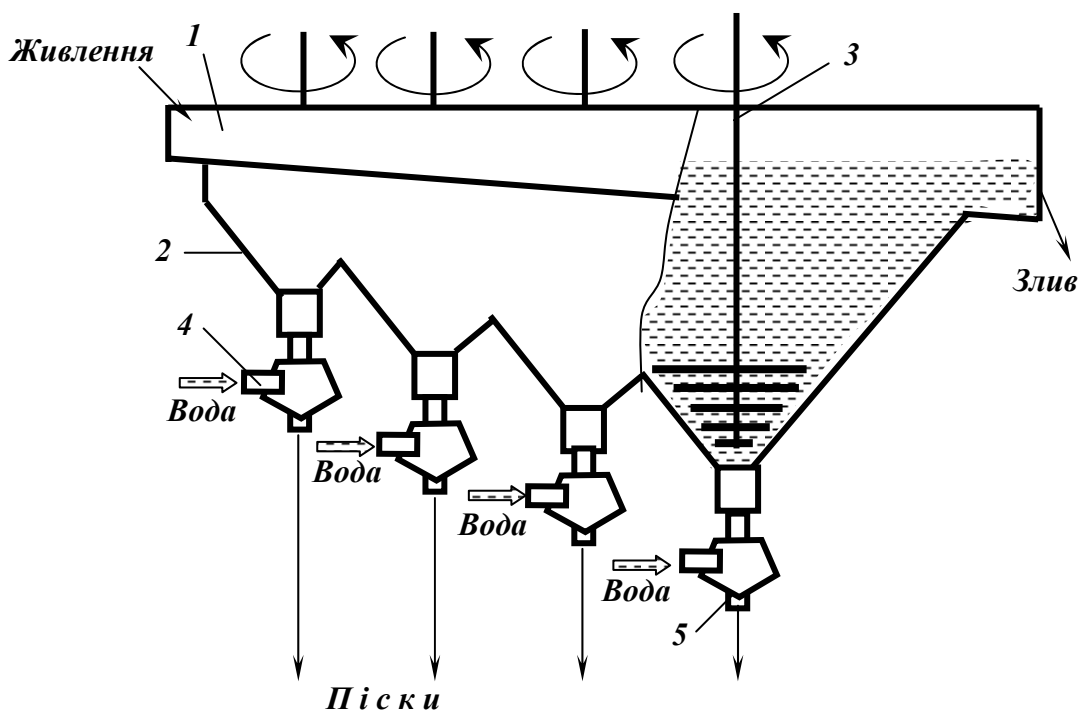


Рис. 3.27 – Гідравлічний багатоканерний класифікатор.

У дно жолоба вмонтовані пірамідальні класифікаційні камери 2, розміри яких збільшуються в напрямку розвантажувального кінця корпусу класифікатора. Число камер залежно від типорозміру класифікатора 4, 6 або 8. У нижній частині кожної пірамідальної камери (спігота) розміщені пристрої для класифікації осідаючого матеріалу у висхідних потоках води, яку подають знизу: мішалки 3 для розпушення осідаючих пісків, камери 4 тангенціального підведення води (вортекси) і конуси 5 для розвантаження крупних фракцій. Тангенціальне підведення води знизу створює стійкість висхідного потоку і більш рівномірний розподіл вертикальних швидкостей стосовно поперечного перетину камери. Крупність пісків, що послідовно розвантажуються з камер класифікатора, зменшується в напрямку потоку вихідного матеріалу. Швидкість висхідних потоків води в камерах також поступово зменшується оскільки вона повинна бути рівною кінцевій швидкості стислого падіння зерен граничної крупності. Найдрібніший продукт видаляється через зливний поріг.

Об'ємна продуктивність гідравлічних багатоканімерних класифікаторів розраховується за формулою:

$$Q_0 = 3600 L B V, \text{ м}^3/\text{год}, \quad (3.67)$$

де L і B – довжина і ширина ванни класифікатора, м; V – кінцева швидкість осадження граничного зерна, м/с.

Гідроциклони застосовуються для класифікації по крупності і знешламливання дрібних і тонких продуктів. Вони використовуються також для згущення пульпи і збагачення. В промисловості використовуються гідроциклони діаметром від 25 до 1400 мм. На збагачувальних фабриках застосовують головним чином циліндроконічні гідроциклони малих типорозмірів з кутом конусності 10° і великих типорозмірів з кутом конусності 20° . Гідроциклони малих діаметрів працюють з відносно високим тиском, великих діаметрів – з низьким тиском. Залежно від призначення гідроциклони мають різний кут при вершині конічної частини корпусу (кут конусності): згущувальні – 10° ; класифікаційні – 20° ; важкосередовищні – $40 - 60^\circ$; збагачувальні (короткоконусні) – понад 90° .

Класифікаційний гідроциклон являє собою циліндроконічний апарат (рис. 3.28).

Живлення під тиском подається у верхню частину циліндра за допомогою тангенціально розташованої живильної насадки 3. Злив вивантажується через зливний патрубок 4 у циліндричній частині 1 гідроциклону, а піски – через піскову насадку 5, розташовану в конічній частині 2. У ре-

зультаті тангенціального введення вихідної пульпи в гідроциклон вона здобуває інтенсивний обертальний рух з частотою, що досягає декількох тисяч обертів на хвилину. У таких умовах всередині гідроциклону виникає відцентрова сила, на декілька порядків переважаюча силу ваги.

При вихровому русі пульпи в гідроциклоні утворюються два обертових потоки – зовнішній, що переміщається уздовж стінок конуса вниз до піскової насадки 5, і внутрішній циліндричний, спрямований угору уздовж вісі до зливного патрубку 4. Поблизу геометричної осі апарата відцентрова сила стає настільки великою, що відбувається розрив суцільності потоку і утворення повітряного стовпа діаметром до 0,7 від діаметра зливного патрубку.

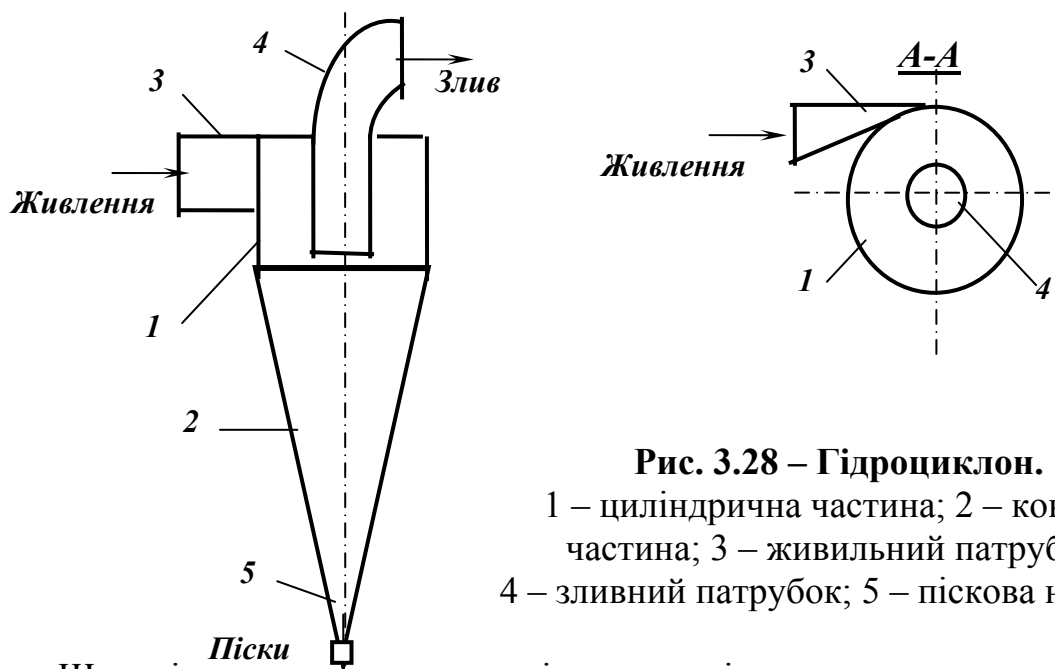


Рис. 3.28 – Гідроциклон.

1 – циліндрична частина; 2 – конічна частина; 3 – живильний патрубок; 4 – зливний патрубок; 5 – піскова насадка.

Швидкість руху частинки в гідроциклоні можна представити як векторну суму тангенціальної V_t , радіальної V_r і осьової V_x складових. Тангенціальна швидкість пульпи збільшується зі зменшенням відстані від осі, тому в гідроциклоні спостерігається різке зростання відцентрової сили від стінок до вісі. Осьова швидкість частинки в зовнішньому потоці спрямована вниз, а у внутрішньому – угору. Положення частинки по радіусу гідроциклону визначає, куди вона буде винесена вертикальним потоком – у злив або у піски. Відносно пульпи частинки рухаються одночасно в осьовому і радіальному напрямках відповідно до діючих на них сил, головними з яких є відцентрова і опору середовища. Незважаючи на те, що рух пульпи в гідроциклоні носить турбулентний характер, обтікання більшості частинок має ламінарний характер (3.35), так як відносні швидкості обтікання невеликі. Диференціальне рівняння руху частинки в радіальному напрямку має вигляд:

$$m \frac{dV_r}{dt} = \frac{\pi d^3 (\delta - \Delta)}{6} \cdot \frac{V_t^2}{r} - 3\pi \mu V_r d,$$

(3
.68)

звідси радіальна швидкість переміщення частинки в рівноважному стані:

$$V_r = \frac{V_t^2 (\delta - \Delta)}{18\mu r} \cdot d^2.$$

(3
.69)

де V_r і V_t - радіальна і тангенціальна швидкості, м/с; d - діаметр частинки, м; δ і Δ - густини частинки і середовища, кг/м³; μ - в'язкість середовища, Па·с; r - радіус обертання частинки, м.

На показники роботи гідроциклонів впливають конструктивні і технологічні фактори. До конструктивних факторів належать: форма і геометричні розміри гідроциклона, піскової насадки, живильного і зливного патрубків, спосіб установки гідроциклона; до технологічних факторів належать: тиск на вході і властивості оброблюваної пульпи (вміст твердого, його гранулометричний і речовинний склад).

Продуктивність гідроциклона по твердому розраховується по формулі:

$$Q = 200D^2, \text{ т/год. ,}$$

(3.70)

де D - діаметр гідроциклона, м.

Обраний гідроциклон повинен бути перевірений на продуктивність по пісках Q_n . Питома продуктивність гідроциклона по пісках q_n , що проходять через піскову насадку обраного розміру d_n складає:

$$q_n = Q_n / (0,785nd_n^2), \text{ т/год} \cdot \text{м}^2,$$

(3.71)

де Q_n - продуктивність гідроциклонів по пісках, т/год.; n - число обраних в операції гідроциклонів.

Нормована питома продуктивність вибраного гідроциклону повинна складати $5 \cdot 10^3 \div 2,5 \cdot 10^4$ т/год·м². Якщо питома продуктивність не входить у зазначений інтервал, варто прийняти нову насадку і перевірити номінальну крупність зливу при новому діаметрі насадки d_n .

При виборі гідроциклону його типорозмір визначають, виходячи з необхідної продуктивності по живленню, з урахуванням крупності одержуваного зливу. Номінальна крупність частинок зливу d_n гідроциклону може бути визначена за формулою:

$$d_n = 15 \cdot \left(\frac{D d_3 \beta}{k_D d_n (\delta - 1) \sqrt{p_0}} \right)^{0,5}, \text{ мкм} \quad (3.72)$$

де D, d_3, d_n - діаметр гідроциклону, зливної і піскової насадок, м; β - вміст твердого в живленні гідроциклону, %; δ - об'ємна густина твердої фази, т/м³; k_D - коефіцієнт, що залежить від діаметра гідроциклону; p_0 - тиск на вході в гідроциклон, МПа.

Гідроциклони в порівнянні з механічними класифікаторами більше витрачають електроенергії, класифікують більш дрібні фракції матеріалу, мають менші міжремонтні періоди. Водночас основні їхні переваги – низька вартість, більші питома продуктивність і ефективність, малі габаритні розміри. З цієї причини перевагу при виборі класифікаційного апарата часто віддають гідроциклонам.

Контрольні запитання

1. Яке призначення процесу гідравлічної класифікації?
2. Які види процесу гідравлічної класифікації існують?
3. Які закономірності вільного руху тіл у середовищі?
4. Які закономірності стислого руху тіл у середовищі?
5. Опишіть явище рівнопадання.
6. Як здійснюється розділення корисних копалин при гідравлічній класифікації?
7. Опишіть конструкції і принцип дії гідравлічних класифікаторів.

5 ЗАКЛЮЧНІ (ДОПОМІЖНІ) ПРОЦЕСИ

5.1 ЗНЕВОДНЕННЯ

Мета розділу: вивчення процесів зневоднення продуктів збагачення корисних копалин.

5.1.1 Загальні відомості про процеси зневоднення

Корисні копалини у більшості випадків збагачуються у воді або у важкому середовищі (водній суспензії), тому продукти збагачення містять воду в кількості від 30 до 90 %. Для подальшої металургійної, хімічної переробки або транспортування з таких продуктів вода повинна бути видалена одним з процесів зневоднення.

Зневодненням називають процес видалення води з корисної копалини або з продуктів збагачення. Розрізняють процеси механічного і термічного зневоднення. До методів *механічного зневоднення* належать: дренавання, центрифугування, згущення і фільтрування, до *термічного* – сушка.

На механізм процесів зневоднення суттєво впливає енергія зв'язку рідини з матеріалом. Чим більша енергія зв'язку, тим важче відділити вологу від матеріалу. На цьому принципі базується класифікація видів вологи у продуктах збагачення:

– *гравітаційна* – заповнює проміжки між окремими частинками, утримується тільки силами взаємного притягнення молекул води і може вільно переміщуватись під дією сили ваги. Вміст гравітаційної вологи може в багато разів перевищувати вміст твердої речовини. При зневодненні цей вид вологи видаляється найбільш інтенсивно;

– *гігроскопічна* – утримується на поверхні частинок у вигляді мономолекулярних плівок адсорбційними силами. Її вміст обумовлено рівновагою між пружністю парів води в навколишній атмосфері і даному матеріалі. Високою гігроскопічністю володіє вугілля;

– *плівкова* – утримується на поверхні частинок силами молекулярного зчеплення у вигляді тонких і товстих плівок. Вміст її обумовлюється ступенем змочування матеріалу водою. Ця волога, як і гігроскопічна, видаляється тільки термічною сушкою (або новітніми спеціальними методами – вакуумування, зрив водної плівки швидкісним потоком повітря);

– *капілярна* – заповнює частково або повністю дрібніші проміжки між частинками (капілярна зовнішня) і утримується в порах силами капілярного тиску (капілярна внутрішня);

– *хімічно зв'язана* – входить безпосередньо у кристалічну ґратку мінералів або до складу молекул речовини.

Залежно від вмісту і виду вологи (води) розрізняють такі продукти збагачення:

– *пульпи (обводнені продукти)* – механічні суміші твердої речовини і рідини, що володіють текучістю. Пульпи містять понад 40 % води (усіх видів вологи);

– *мокри* – містять усі види вологи, але загальний її вміст не перевищує 40 % . До таких продуктів відносять зливи млинів і класифікаторів, флотаційні концентрати і відходи і т.п. Вони можуть бути одержані після попереднього зневоднення обводнених продуктів;

– *вологи* – містять гігроскопічну, плівкову і частково капілярну вологу. Загальний вміст вологи у цих продуктах складає як правило від 5 до 20 % . Такі продукти одержують звичайно після інтенсивного механічного зневоднення. При збереженні на повітрі ці продукти втрачають капілярну вологу (зовнішню – в першу чергу) внаслідок випарювання її в навколишнє середовище;

– *повітряно-сухі* – містять тільки гігроскопічну, плівкову і капілярну (внутрішню) вологу, що утримується в порах частинок. Загальний вміст вологи частіше за все не перевищує 5 % (але у деяких випадках, для продуктів з розвиненою пористістю, наприклад, бурого вугілля може досягати десятків процентів). При збереженні на повітрі ці продукти не змінюють своєї маси;

– *сухі* – містять тільки хімічно зв'язану вологу. Такі продукти можна одержати тільки при глибокій термічній сушці.

Вибір методу зневоднення залежить від характеристики матеріалу (крупності, гранулометричного складу, вологості, густини пульпи) і необхідних кондицій на готову продукцію. Звичайно кондиції за вологістю не досягаються за одну операцію, тому процеси зневоднення здійснюються у декілька стадій і різними способами.

5.1.2 Дренування

Дренування – процес видалення гравітаційної вологи з обводнених і мокрих грудкових і крупнозернистих продуктів шляхом природного просочування рідини через шар матеріалу або перфоровану перегородку під дією сил ваги. Перегородкою, що використовується для дренування, може бути решето, сито, перфорований лист, шар щебеню, піску, булижнику і т.п.

Дренування здійснюється на дренажних складах, у зневоднювальних бункерах, елеваторах і грохотах.

Зневоднення на дренажних складах застосовується для матеріалів крупністю до 200 мм. Вода фільтрується по проміжках між зернами матеріалу.

Дренажний склад (рис. 5.1) являє собою залізобетонну споруду великої ємності.

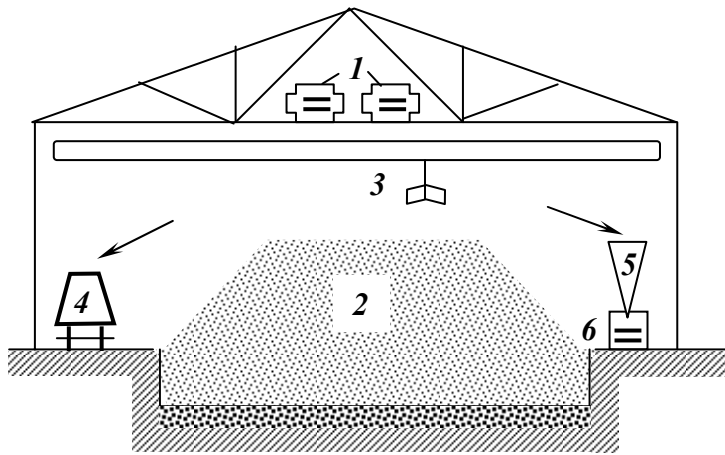


Рис. 5.1 – Дренажний концентратний склад.

1 – завантажувальні конвеєри; 2 – штабель;
3 – грейферний кран;
4 – вагон; 5 – пересувний розвантажувальний конус;
6 – розвантажувальний конвеєр.

Підлога складу має похил в напрямку дренажних каналів, що проходять по усій довжині складу. В ряді випадків підлога робиться з крупного буличника (дренувальний шар) на підстилці з піску. Вода, що стікає при дронуванні, направляється у відстійники або в басейн-сховище відходів.

Для укладки вихідного матеріалу у штабелі і наступного завантаження зневодненого продукту у залізничні вагони склад обладнується грейферним краном.

Ефективність зневоднення на дренажних складах залежить від крупності продукту, висоти штабелю, наявності дренувального шару, способу укладки і змочуваності матеріалу, а також від тривалості зневоднення. На дренажних складах матеріал звичайно витримують від 6 до 24 год. Вологість зневодненого продукту складає 9 – 16 % при початковій вологості 20 – 30 % .

Зневоднення в бункерах застосовується для крупнозернистих продуктів, з яких попередньо видалена основна маса води на ситах, грохотах і елеваторах.

Зневоднювальні бункери (рис. 5.2) складаються з прямокутних чарунок 1, кожна з яких являє собою прямокутну ємність з пірамідальним днищем.

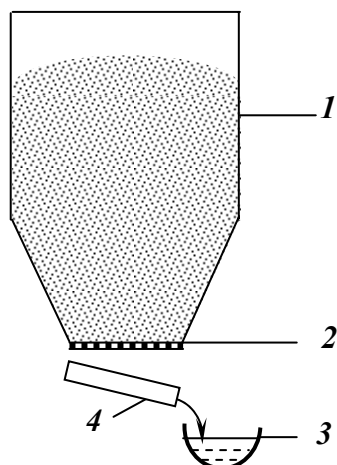


Рис. 5.2 – Схема зневоднювального бункера.

1 – бункерна чарунка ;
2 – перфорований шибєр; 3 – лоток;
4 – піддон.

Вихідний отвір чарунки перекритий перфорованим шибером 2, під яким знаходяться нахилений піддон 4 і лоток 3 для відводу води.

Зневоднення в бункерах – процес циклічний. Вологий продукт завантажується у чарунку і залежно від крупності зневоднюється там протягом 4 – 20 год. Вода під дією сил ваги стікає у нижню частину чарунки, проходить через отвори перфорованого шибера і по похилому піддону надходить у лоток для відводу дренажних вод.

Ефективність зневоднення в бункерах залежить від властивостей вихідного продукту (крупність, змочуваність), висоти бункера, конструкції дренажного пристрою та інших факторів.

Зневоднювальні елеватори застосовують у першій стадії зневоднення грудкових і зернистих продуктів. Зневоднення матеріалу відбувається при транспортуванні його з класифікаторів, багер-зумпфів, відсаджувальних машин, шлюзів, шнекових сепараторів.

Зневоднювальний елеватор (рис. 5.3) складається з двох тягових ланцюгів 1 з прикріпленими до них перфорованими ковшами 2. При русі ланцюгів ковші біля нижньої зірочки елеватора (в області опирача елеватора) зачерпують матеріал і транспортують його до верхньої зірочки. Передня стінка ковша – перфорована, а бокові – суцільні. Процес зневоднення починається після того, як навантажений ківш підніметься над рівнем води, що заповнює нижню частину елеватора. Довжина зони зневоднення повинна бути не меншою 4 м по вертикалі. При русі ковшів вода проходить через отвори в їх стінках і стікає у кожух елеватора.

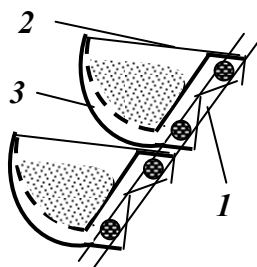


Рис. 5.3 – Схема ковшової стрічки зневоднювального елеватора.

1 – тяговий ланцюг; 2 – ківш; 3 – піддон.

Зневоднювальні елеватори випускають двох типів: з розосередженим (ЕО) і зосередженим кріпленням ковшів (ЕОС). Для попередження стоку води з верхнього ковша у нижній елеватори з розосередженим кріпленням ковшів установлюють під кутом нахилу $60^{\circ} - 70^{\circ}$, в елеваторах із зосередженим кріпленням ковшів, які встановлюють під кутом нахилу до 75° , передбачений піддон 3.

Ефективність зневоднення у елеваторах залежить від крупності продуктів, що зневоднюються, висоти зневоднювальної частини елеватору над рівнем води, швидкості переміщення ковшів і вмісту твердого у зливі. Кінцева вологість зневоднених продуктів складає від 10 до 25 %.

На *грохотах* (п. 3.2) зневоднюють матеріали різної крупності, а також шлами. Для цього використовуються грохоти різних конструкцій з рухомою і нерухомою поверхнею (ГІСЛ, ГК, СДО). Процес відділення води відбувається при проходженні матеріалу по сити. При цьому на рухомих

грохотах матеріал безперервно струшується і розпушується, тому процес зневоднення на них протікає інтенсивніше, ніж на нерухомих. На зневоднювальних грохотах використовують щілинні сита з розміром щілин 0,25; 0,5; 0,75 і 1 мм. Розмір щілини сита вибирається залежно від крупності матеріалу, що зневоднюється. Процес зневоднення на грохотах можна розділити на два етапи. На першому етапі здійснюється попереднє зневоднення, що відбувається на 25 – 30 % просіювальної поверхні грохота (по довжині). При цьому тверда фаза осаджується на поверхні сита, а основна маса води видаляється через шар матеріалу і щілини сита. На другому етапі відбувається розпушування і згущення осаду, в результаті чого розриваються капіляри і капілярна волога видаляється відносно легше. Позитивний вплив на якісні показники процесу здійснює ополіскування чистою водою матеріалу, що переміщується по грохоту. При ополіскуванні волога зневодненого продукту знижується на 1 – 2 % за рахунок видалення з поверхні продукту дрібних мулистих частинок, що утримують вологу.

При зневодненні на грохотах кінцева вологість продукту складає від 7 до 20 % і залежить від його крупності і фізичних властивостей, довжини сит, розміру їх отворів та інтенсивності струшувань матеріалу.

5.1.3 Центрифугування

Центрифугування – процес зневоднення дрібних мокрих продуктів і розділення суспензій на рідку і тверду фази під дією відцентрових сил. Машина для здійснення таких операцій називаються центрифугами, які підрозділяють на фільтруючі і осаджувальні. Для зневоднення тонкоподрібнених продуктів і шламів можуть застосовуватися *осаджувальні і осаджувально-фільтруючі центрифуги*.

Фільтруючі центрифуги застосовуються в другій стадії зневоднення вугільних концентратів і промпродуктів крупністю 0,5 – 13 мм після їхнього попереднього зневоднення на вібраційних, конічних і дугових грохотах або в багер-зумпфах і елеваторах. Фільтруючі центрифуги випускають з вібраційним (ФВВ), інерційним (ФВІ) і шнековим вивантаженням осаду (ФВШ).

Вібраційні центрифуги застосовуються для зневоднення дрібного концентрату (промпродукту) з вмістом класу 0-0,5 мм не більше 10 %. Центрифуги цього типу найбільш повно відповідають технологічним вимогам: вміст твердого у фугаті складає в середньому 3 % (у шнекових центрифугах 4-5 %), подрібнення матеріалу, що зневоднюється, у 2-2,5 рази менше, ніж у шнекових, менший, порівняно з іншими типами центрифуг, знос фільтруючих сит. Однак вібраційні центрифуги в порівнянні зі шнековими мають меншу ефективність зневоднення і більш чутливі до коливань вологості матеріалу, що зневоднюється. При вмісті в продукті, що зневоднюється, класу 0-0,5 мм понад 15-20 %, а також у тих випадках, ко-

ли вібраційні центрифуги не забезпечують необхідної вологості зневодненого осаду, більш доцільна *установка шнекових фільтруючих центрифуг*.

Для зневоднення абразивних продуктів збагачення антрациту доцільно використовувати *центрифуги з відцентровим (інерційним) вивантаженням осаду*, у яких забезпечується найменший час контакту матеріалу з фільтруючою поверхнею. Схема інерційної центрифуги наведена на рис. 5.4.

Центрифуга складається з корпусу 1, конічного ротора 2, живильного пристрою 3, збірників 4 і 5 для фугату і осаду. Шків 7, що жорстко зв'язаний з ротором, одержує обертання від електродвигуна 6 через клинопасову передачу. Ротор, установлений на пружинних опорах 8, обертається навколо нерухомого вала 9. Живильним пристроєм матеріал надходить на днище ротора. Під дією відцентрових сил матеріал відкидається на внутрішні стінки ротора.

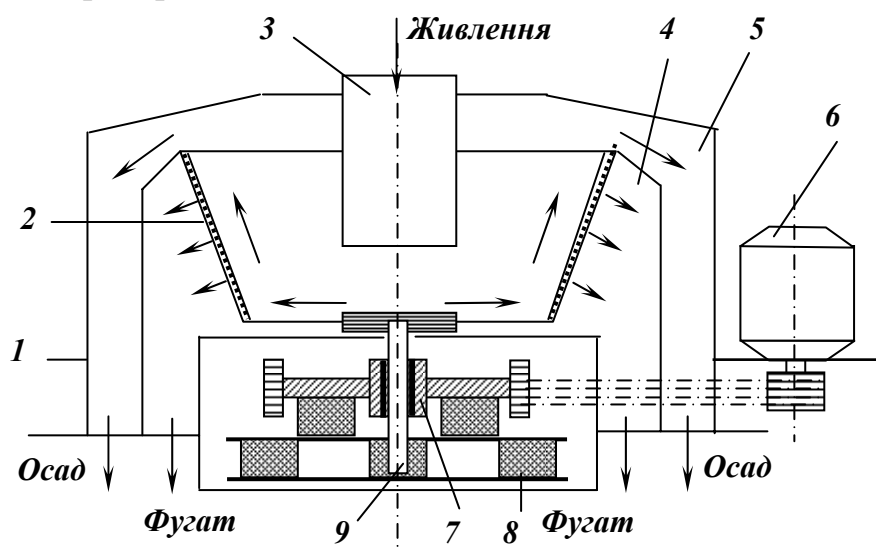


Рис. 5.4 – Схема фільтруючої центрифуги з інерційним вивантаженням осаду.

1 – корпус; 2 – ротор; 3 – живильний пристрій; 4 – збірник фугату;
5 – збірник осаду; 6 – електродвигун; 7 – шків; 8 – пружинні опори; 9 – вал.

Осад переміщується по конічній поверхні ротора до верхньої кромки і розвантажується через неї. Рідка фаза проходить через шар осаду і перфоровані стінки ротора у збірник для фугату і виводиться з центрифуги.

Втрати твердого з фугатом фільтруючих центрифуг складають 1–3 %, а вологість осаду – 7–10 %.

Центрифуги осаджувальні шнекові застосовуються для зневоднення тонких незбагачених шламів, флотацийних концентратів і, в окремих випадках, відходів флотації. Для зневоднення флотацийних концентратів, що важко фільтруються, і шламів застосовуються *осаджувально-фільтруючі центрифуги*.

Осаджувальна центрифуга (рис. 5.5) складається з корпусу 1, у якому на підшипниках установлені шнек 2 і ротор 3. Обертальний рух шнека і ротора здійснюється від планетарно-диференціального редуктора 4, що за-

безпечує різну частоту їхнього обертання. Живлення в центрифугу подається по трубі 5. Розділення пульпи в осаджувальній центрифугі можна представити у вигляді трьох етапів, що протікають безперервно: 1) осадження частинок твердої фази; 2) транспортування осаду спіралями шнека по ротору і 3) зневоднення осаду після його виходу за межі рідини в кінчній частині ротора.

Вихідна пульпа по живильній трубі 5 подається у внутрішню порожнину шнека 2, звідки через шість радіальних отворів 7 потрапляє на внутрішню поверхню ротора 3.

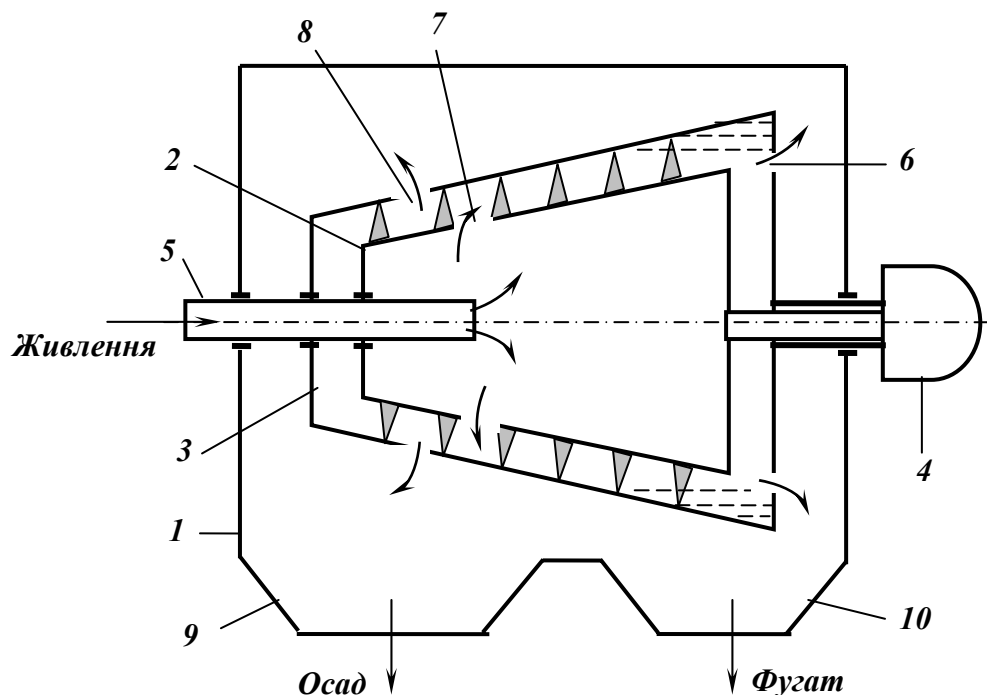


Рис. 5.5 – Осаджувальна центрифуга.

1 – корпус; 2 – шнек; 3 – ротор; 4 – планетарно-диференціальний механізм; 5 – живильна труба; 6 – зливні вікна; 7 – радіальні отвори; 8 – розвантажувальні отвори; 9 – камера осаду; 10 – камера фугату.

Під дією відцентрової сили тверді частинки пульпи осідають на стінках ротора, зневоднюються і транспортуються спіралями шнека 2 до розвантажувальних отворів 8 і далі в камеру 9. Вода відтискується з осаду, що згущується, стікає по спіральному каналу між витками шнека і видаляється в камеру 10 через чотири зливних вікна 6. Згущення осаду і його вологість залежать від гранулометричного складу твердої фази і вмісту в ній тонкодисперсних частинок.

Технологічні показники осаджувальних (відсаджувальних) центрифуг при зневодненні такі: вологість осаду 20 – 35 %, вміст твердого у фугаті до 25 – 35 %.

Продуктивність фільтруючих і відсаджувальних центрифуг визначається за даними каталогів і довідників з урахуванням конкретних умов експлуатації.

5.1.4 Згущення

Згущенням називається процес зневоднення обводнених тонкозернистих продуктів (пульп, суспензій) осадженням твердої фази і відділенням рідкої фази у вигляді зливу. Процес згущення здійснюється в різних відстійниках, радіальних і циліндроконічних згущувачах, осаджувальних центрифугах і гідроциклонах.

При згущенні пульп у відстійниках, радіальних і циліндроконічних згущувачах осадження частинок відбувається під дією сили ваги, при згущенні в осаджувальних центрифугах і гідроциклонах – під дією відцентрових сил. Метою згущення є одержання кінцевого густого (згущеного) продукту і чистої рідкої фази (зливу).

В згущувачах гравітаційного типу при оптимальному заповненні і сталому режимі існує три зони (рис. 5.6).

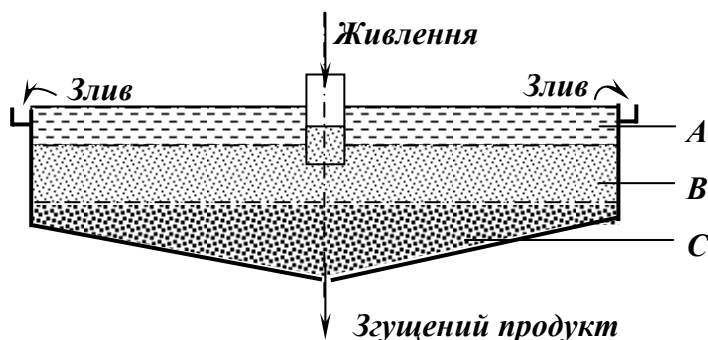


Рис. 5.6 – Зони осадження пульпи в згущувачах.
A – зона проясненої рідини;
B – зона вихідної пульпи;
C – зона згущення

В верхньому шарі створюється зона проясненої рідини *A*, де рух твердих частинок відбувається за законами вільного падіння у водному середовищі. Швидкість руху частинок у цій зоні залежить від їх розміру і густини.

У середній зоні *B* відбувається накопичення частинок в результаті чого створюються умови стисненого падіння. При цьому дрібні частинки затримують осадження крупних, швидкості їх падіння вирівнюються і частинки осаджуються зімкненою масою.

Знизу знаходиться зона згущення осаду *C*. Тут вода витискається з осаду під тиском частинок, що знаходяться вище, і переміщується угору. Швидкість руху частинок стає практично рівною нулю, а густина осаду досягає максимуму. В зоні згущення *C* можна виділити підзони стиснення і транспортування осаду.

Для згущення тонких продуктів на збагачувальних фабриках найбільше поширення одержали *радіальні згущувачі* (рис. 5.7) з центральним і периферійним приводом діаметром від 2,5 до 100 м.

Згущувачі на збагачувальних фабриках призначені для згущення різних пульп, що містять тверді частинки малої крупності (шлами). Крім того, у результаті згущення пульп здійснюється прояснення оборотної води, що дозволяє зменшити забір свіжої води з зовнішніх джерел водопостачання і запобігти забрудненню рік і водоймів.

Радіальний згущувач (рис. 5.7) складається з металевого (при малих діаметрах) або залізобетонного (при великих діаметрах) чану *I* з конічним днищем.

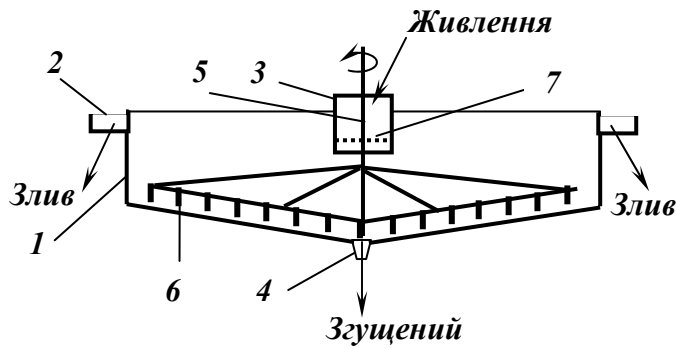


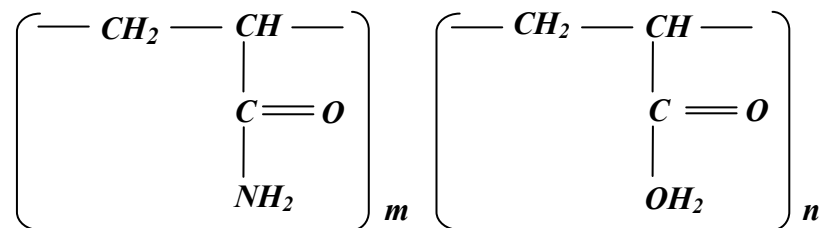
Рис. 5.7 – Схема радіального згущувача з центральним приводом.

- 1 – чан; 2 – зливний жолоб;
 3 – завантажувальна лійка;
 4 – розвантажувальна лійка згущеного продукту; 5 – центральний вал;
 6 – рама з гребками; 7 – сітка.

Завантаження вихідної пульпи здійснюється через центральну завантажувальну лійку 3 з сіткою 7 для уловлювання випадкових крупних речей. В центрі чану на підшипниках обертається вал 5, на якому закріплена рама з гребками 6. Тверді частинки під дією сили власної ваги осаджуються на дно чану і гребками переміщуються до центра днища. В центрі конічного днища передбачена лійка 4, через яку розвантажуються згущений продукт. При цьому в лійці може відбуватися процес змішування згущеного продукту нижнього шару матеріалу і більш розрідженого в верхніх шарів. Тому режим вивантаження через лійку надзвичайно важливий для кінцевого результату згущення. Прояснена вода переливається через зливний поріг у кільцевий жолоб 2 і далі у бак оборотної води.

Швидкість осадження частинок у згущувачах дуже мала, тому що розміри частинок в основному не перевищують 0,5 мм. Для інтенсифікації процесу згущення у пульпу додають спеціальні реагенти – коагулянти і флокулянти (вапно, луги, сірчана кислота, крохмаль, алюмінат натрію, поліакриламід, поліоксигетілен та ін.). Реагенти сприяють злипанню дрібніших частинок в крупні агрегати, що швидко осаджуються.

Найбільш широке розповсюдження в практиці збагачення корисних копалин одержав *поліакриламід* – високомолекулярний, водорозчинний полімер з такою структурною формулою:



При застосуванні флокулянтів питомі продуктивності згущувачів значно збільшуються, так при витраті 20 – 40 г/т флокулянтів (поліакриламід, поліоксигетілену, «Метасу», «Комети» і ін.) швидкість осадження твердої фази збільшується в 40 – 60 разів. Крім того, питоме навантаження і швидкість осадження залежать від вмісту твердого у вихідному і згущеному продуктах.

Навантаження на згущувачі розраховують за питомими продуктивностями:

$$F = Q / q, \text{ м}^2,$$

(5.1)

де F – необхідна площа згущення, м^2 ; Q – продуктивність по твердому в продукті, що згущається, т/год ; q – питома продуктивність згущувача, $\text{т/год}\cdot\text{м}^2$.

По обчисленій площі згущення визначається діаметр згущувача:

$$D = (4 F / \pi)^{0,5} \approx 1,13 F^{0,5}, \text{ м.}$$

(5.2)

Відповідно до отриманого результату приймають стандартний згущувач з діаметром, близьким до розрахункового.

Для більш ефективного зневоднення відходів флотації вуглезбагачення на фільтр-пресах з подальшим складуванням їх разом з крупними відходами застосовують *циліндроконічні згущувачі*, які дозволяють одержати згущений продукт з вмістом твердого до $500 - 600 \text{ кг/м}^3$ (в радіальних згущувачах тільки до 300 кг/м^3). Циліндроконічні згущувачі являють собою металеву циліндроконічну ємність діаметром 10 м і висотою циліндричної частини 7 м , конічної – $12,5 \text{ м}$.

При використанні для згущення пульп *гідроциклонів* і *осаджувальних центрифуг* чистий злив як правило не виділяється. При установці гідроциклонів перед згущувачами злив гідроциклонів є живленням для радіальних згущувачів, а згущені продукти обох апаратів об'єднуються. В результаті виділення найбільш крупних класів у гідроциклоні умови роботи згущувача поліпшуються, а також зменшуються витрати флокулянту.

Ефективність процесу згущення залежить від мінерального і гранулометричного складу твердої фази, густини і форми частинок, вмісту твердого у вихідній пульпі і згущеному продукті, в'язкості, pH і температури пульпи, а також від конструктивних особливостей згущувальних апаратів.

5.1.5 Фільтрування

Фільтруванням називається операція зневоднення дрібнозернистих пульп, що базується на примусовому виділенні з них води через пористу перегородку. Тверді частинки, що затримуються перегородкою, називаються кеком або осадом, а вода, що пройшла через перегородку – фільтратом. Як фільтруючі перегородки використовують різні спеціальні тканини: бавовняні, вовняні, капронові, нейлонові і інші, а також металеві сітки з отворами $0,15 - 0,25 \text{ мм}$. Фільтрація, звичайно, друга стадія зневоднення.

При фільтрації зневоднення твердої фази і видалення фільтрату здійснюється створенням перепаду тиску по обидва боки фільтруючої поверхні. Залежно від способу створення перепаду тиску розрізняють вакуум-

фільтри і фільтр-преси. В залежності від форми фільтруючої поверхні вакуум-фільтри підрозділяють на барабанні (з зовнішньою і внутрішньою фільтруючою поверхнею), дискові і стрічкові.

Процес фільтрування на вакуум-фільтрах (рис. 5.8) складається з ряду операцій, послідовність цих операцій така:

– в зоні *фільтрування I* фільтруюча поверхня занурена у ванну з пульпою і знаходиться під вакуумом. Під дією перепаду тиску фільтрат відсмоктуюється і видаляється з фільтру, а тверді частинки затримуються на фільтруючій поверхні;

– в зоні *просушування II* фільтруюча поверхня виходить з пульпи і фільтрат інтенсивно видаляється з осаду. Під дією перепаду тиску через осад просмоктується атмосферне повітря і витісняє останню вологу з пор у шарі матеріалу;

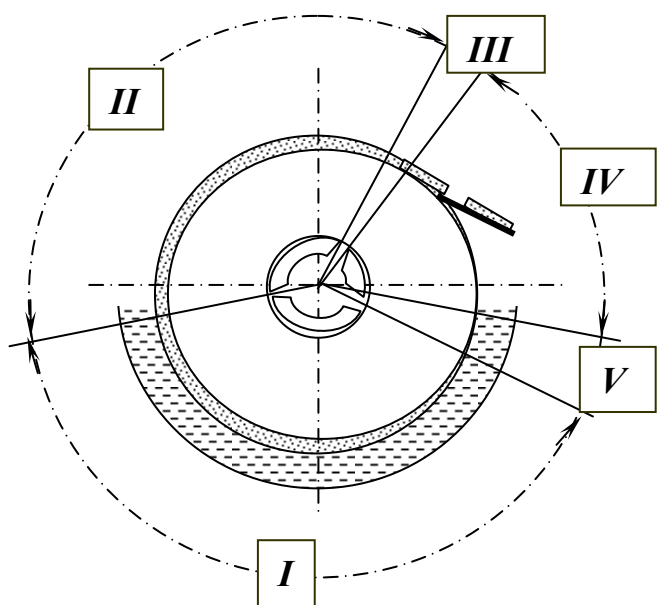


Рис. 5.8 – Схема процесу фільтрування на вакуум-фільтрах.
 I – зона фільтрування;
 II – зона просушування;
 III, V – «мертві» зони;
 IV – зона віддувки.

– «мертва» зона III служить для розділення зон просушування і віддувки, а також для запобігання витіку стисненого повітря у зону просушування;

– в зоні IV під фільтруючу поверхню подається стиснене повітря і відбувається *віддувка зневодненого осаду (кеку)*;

«мертва» зона V розділяє зони віддувки і фільтрування і має те ж призначення, що і зона III.

На збагачувальних фабриках великої продуктивності для фільтрування тонкоподрібнених рудних концентратів крупністю до 0,2 мм і вугільних – крупністю до 0,5 мм використовують *дискові вакуум-фільтри* (рис 5.9). На дискових вакуум-фільтрах здійснюється фільтрування вугільних і багатьох рудних флотаційних концентратів.

Дисковий вакуум-фільтр складається з полого валу 1, розподільної головки 2, дисків 3 і ванни 4. Вал обертається в підшипниках, що установлені у бокових стінках ванни. Усередині вал 1 полий, а по периферії розташовані ізольовані один від одного канали 5. В каналах є отвори для під-

ключення до них секторів, з яких складаються диски. Число отворів на валу відповідає числу секторів. Кількість дисків на валу може бути від 2 до 12.

Вихідна пульпа надходить між дисками у ванну. Фільтруюча поверхня створюється боковими стінками дисків. В зоні фільтрування сектори дисків через розподільну головку підключені до вакуум-насосу. Під дією вакууму вода проходить крізь отвори фільтрувальної тканини і осад, потрапляє через відповідні канали валу в розподільну головку і далі у ресивер. При виході з пульпи сектори потрапляють у зону просушування, де вода з осаду витісняється повітрям. В «мертвих» зонах здійснюється зміна вакууму на стиснене повітря або навпаки. У зоні віддувки осад відокремлюється від фільтрувальної тканини стисненим повітрям і шкребками 6, а також тканина продувається повітрям і підготовлюється до наступного циклу фільтрування.

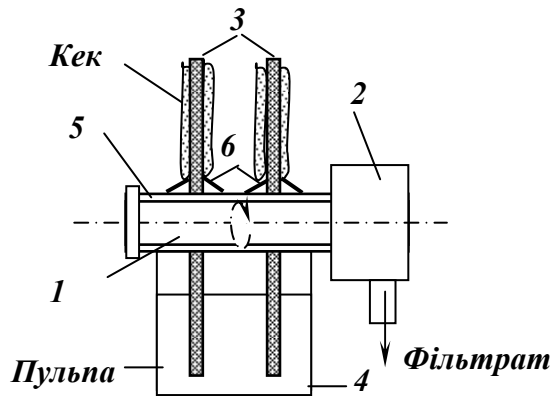


Рис. 5.9 – Схема дискового вакуум-фільтра.

1 – полий вал; 2 – розподільна головка; 3 – диски; 4 – ванна; 5 – канали; 6 – шкребки.

Дискові вакуум-фільтри в порівнянні з фільтрами інших конструкцій мають більшу продуктивність і меншу металоємність, зручніші в експлуатації і ремонті.

Барабанні вакуум-фільтри із зовнішньою фільтруючою поверхнею (рис. 5.10) встановлюють у тих випадках, коли необхідно зниження вологості зневодненого матеріалу (кеку) на 2 – 3 % менше, ніж на дискових фільтрах, а також при надходженні на фільтр зернистого матеріалу, що не утримується на фільтруючій поверхні дисків.

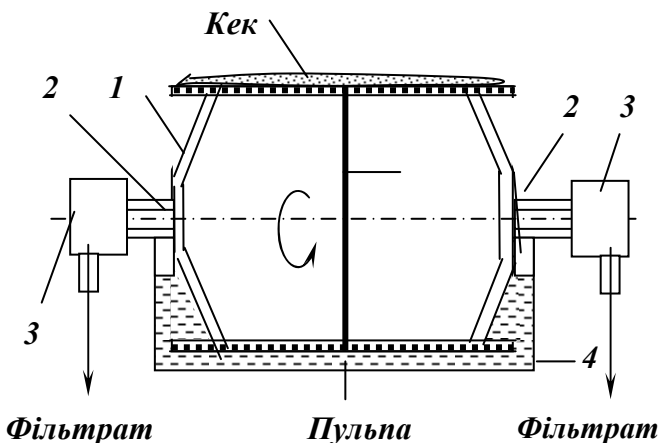


Рис. 5.10 – Схема барабанного вакуум-фільтра з зовнішньою фільтруючою поверхнею.

1 – барабан; 2 – порожністі цапфи; 3 – розподільні головки; 4 – ванна; 5 – перегородка.

Барабанний вакуум-фільтр з зовнішньою фільтруючою поверхнею складається з барабану 1, порожнистих цапф 2, розподільних головок 3, ванни 4. Вертикальна перегородка 5 ділить барабан на дві ізольовані одна від одної половини. Внутрішня порожнина барабану в радіальному напрямку розділена на секції, кожна з яких з'єднана трубами з розподільною головою. Фільтруюча тканина на поверхні барабану закріплюється сталевим дротом. Процес фільтрування протікає в описаному порядку.

При фільтруванні зернистих рудних концентратів, що швидко осаджуються і містять не більше 60–70 % класу $-0,074$ мм (наприклад, апатитові, фосфоритові концентрати), застосовуються барабанні вакуум-фільтри з внутрішньою фільтруючою поверхнею.

Барабанний вакуум-фільтр з внутрішньою фільтруючою поверхнею (рис. 5.11) складається з суцільного барабану 1, що обертається на роликах 2.

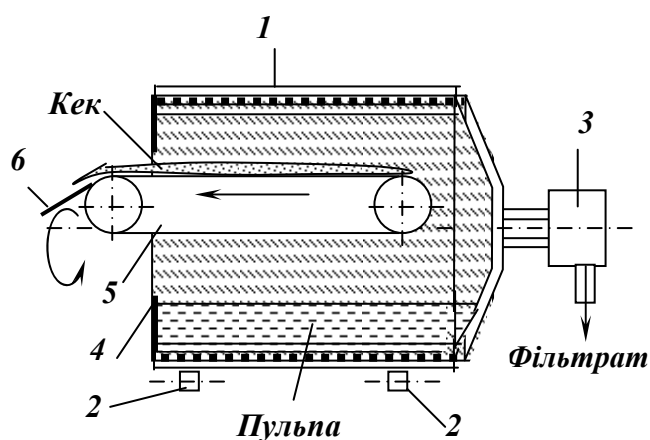


Рис. 5.11 – Схема барабанного вакуум-фільтра з внутрішньою фільтруючою поверхнею.

1 – барабан; 2 – опорні ролики; 3 – розподільна головка; 4 – кільцевий поріг; 5 – стрічковий конвеєр; 6 – шкребок.

Середина барабану – циліндрична поверхня обтягнута фільтруючою тканиною, яка прикріплюється до барабану планками. Між фільтруючою поверхнею і барабаном передбачені порожнини, що з'єднуються з розподільною головою 3 трубами. Один кінець барабану підключений до розподільної головки, а другий – відкритий має кільцевий поріг 4. Кек, що утворюється у процесі фільтрування під дією сил ваги падає на стрічковий конвеєр 5 і знімається зі стрічки шкребком 6.

Стрічкові вакуум-фільтри застосовують для фільтрування грубозернистих пульп (крупністю до 3 мм), частинки яких не утримуються на обертових поверхнях дискових і барабанних фільтрів (напр., при зневодненні згущених грубозернистих антрацитових шламів).

Стрічковий вакуум-фільтр (рис. 5.12) складається з приводного 1 і натяжного 6 барабанів, вакуум-камери 2, гумовотканинної стрічки 5, живильного лотка 4 і бортів 3. Фільтрувальна тканина закріплюється на гумовотканинній стрічці гумовими шнурами. У стрічці передбачені отвори, які з'єднують підтканинний простір стрічки з вікнами золотникової решітки вакуум-камери. Під робочою (верхньою) частиною стрічки розташована вакуумна камера, що патрубками з'єднана з колектором для відводу фільтрату.

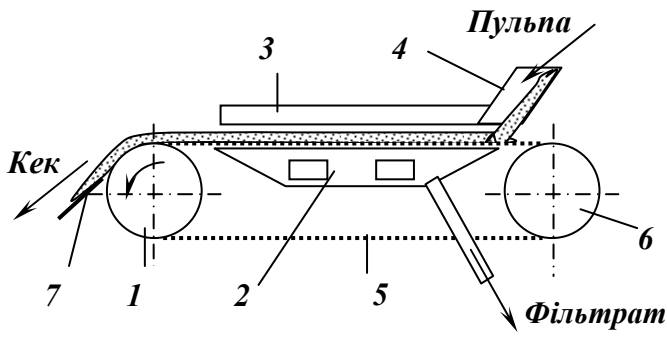


Рис. 5.12 – Схема стрічкового вакуум-фільтра.

- 1 – приводний барабан;
- 2 – вакуумна камера; 3 – борт;
- 4 – живильний лоток;
- 5 – гумовотканинна стрічка;
- 6 – натяжний барабан;
- 7 – шкребок.

Вихідний матеріал по живильному лотку подають на поверхню фільтрувальної тканини. Під дією вакууму вода проходить через фільтрувальну тканину і отвори в стрічці у вакуумну камеру. При русі стрічки над вакуумною камерою осад зневоднюється, сушиться і знімається зі стрічки при сході її з приводного барабану шкребком 7.

Фільтр-преси застосовують для фільтрування тонкозернистих шламистих пульп з незначним вмістом твердих частинок (напр., флотаційних відходів збагачення вугілля). Застосування фільтр-пресів для зневоднення флотаційних відходів вуглезбагачувальних фабрик дозволяє вирішити проблему оборотного водопостачання без використання зовнішніх шламових відстійників. Фільтр-преси дозволяють одержати чистий фільтрат, який містить менше 1 кг/м³ твердої фази і зневоднений до транспортабельного стану осад, який складається разом з відходами гравітаційного відділення фабрики.

Фільтр-преси складаються з набору камер (рис. 5.13) і функціонують таким чином.

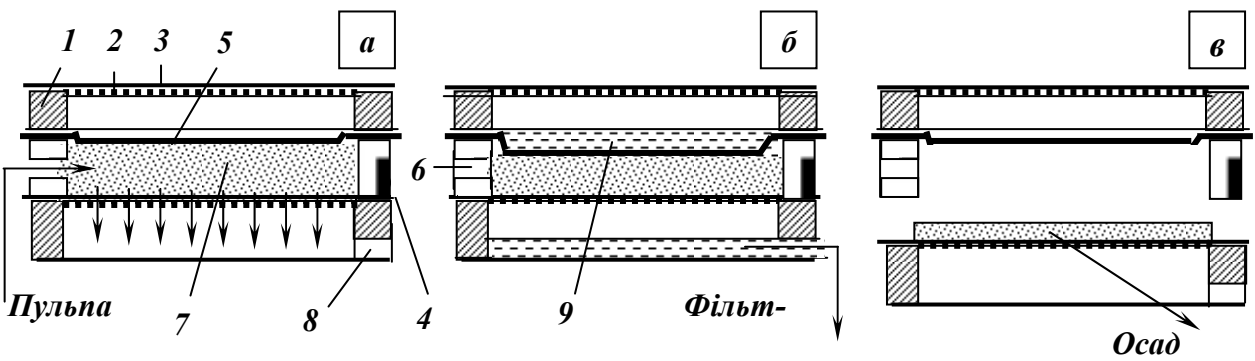


Рис. 5.13 – Схема камери фільтр-преса в режимі фільтрування (а), відтискування (б) і вивантаження (в) осаду.

- 1 – фільтрувальна плита; 2 – перфорований лист; 3 – фільтруюча тканина;
- 4 – рама; 5 – діафрагма; 6, 8 – канали; 7, 9 – робочі простори.

Фільтрувальна плита 1 перекривається перфорованим листом 2, який покритий фільтруючою тканиною 3. Між плитою і рамою 4 укладається

гумова діафрагма 5. Фільтр-прес функціонує періодично. Повний цикл роботи фільтру складається з таких основних операцій. Пульпу (рис. 5.13 *a*) під тиском подають по каналу 6 в простір 7, який обмежений діафрагмою і фільтруючою тканиною. Частинки твердого утримуються на поверхні тканини, а фільтрат проходить скрізь шар осаду і тканину і видаляється по каналу 8. Через визначений час подачу пульпи припиняють і в простір 9 між днищем плити і діафрагмою під тиском подають воду (рис. 5.13 *б*). В результаті подачі воді діафрагма розтягується і відбувається відтискування осаду (вода видавлюється з пор між частинками). Після відтискування осаду плити розсовують (рис. 5.13 *в*), включають привод, що переміщує фільтруючу тканину, і при огинанні тканиною направляючих роликів шкребками знімають осад. Після цього плити ущільнюють і цикл операцій фільтрування повторюється. Тривалість циклу фільтрування залежить від гранулометричного складу матеріалу і змінюється в широких межах – від 3 до 200 хв.

На ефективність роботи фільтрів впливають такі фактори як вміст твердого у вихідній пульпі, крупність твердої фази, різниця тисків по обидва боки фільтруючої перегородки, частота обертання робочого органу фільтра та ін. Залежно від цих факторів вологість осадів коливається від 10 до 25 %. Питома продуктивність фільтра і вологість осаду збільшуються при збільшенні вмісту твердої фази в живленні і збільшенні швидкості руху робочого органу (дисків, барабана, стрічки) і навпаки. Збільшення в живленні вмісту тонких класів ($-0,05$ мм) приводить до зниження питомої продуктивності і підвищення вологості осаду. До таких же результатів приводить і зменшення вакууму. Добавка флокулянта підвищує продуктивність фільтра, однак при великих витратах флокулянта підвищується вологість кека.

Продуктивність фільтрів визначається по формулі:

$$Q = q F, \text{ т/год,}$$

(5.3)

де q – питома продуктивність фільтра, т/год·м²; F – площа фільтрування, м².

Вибір типу фільтра визначається характеристикою крупності твердої фази, її густиною, необхідними продуктивністю і вологістю кеку.

5.1.6 Сушка

Механічні способи зневоднення (згущення, фільтрування, центрифугування) не дозволяють довести вміст вологи в дрібних і тонких продуктах

збагачення до кондиційних вимог, тому кінцевою стадією зневоднення цих продуктів звичайно є сушка.

Термічною сушкою називається операція зневоднення вологих продуктів випаровуванням з них вологи у навколишнє повітряне середовище при їх нагріванні.

Для сушіння продуктів збагачення застосовуються головним чином барабанні сушарки, труби-сушарки і сушарки киплячого шару.

Найчастіше на збагачувальних фабриках використовуються *барабанні сушарки* (рис. 5.14), тому що вони можуть бути застосовані для сушіння будь-яких матеріалів незалежно від їх крупності (до 250 – 300 мм) і початкової вологості.

Для сушіння матеріал по завантажувальному лотку 2 подається у обертальний барабан 3, що спирається на катки 4. У середині барабана встановлюють різної форми насадки для кращого контакту матеріалу з гарячим газами. Гарячі димові гази надходять у барабан із топки 1 і рухаються в тому ж напрямку, що й матеріал. Переміщення матеріалу забезпечується обертанням барабану і його нахилом під кутом 3 - 5° до горизонту. Вологий матеріал при русі розпушується, перемішується насадками і висушується від зіткнення з гарячими газами і нагрітою внутрішньою поверхнею барабану. Сухий матеріал видається з барабану через розвантажувальну камеру 5. Відпрацьовані димові гази надходять в систему пиловловлення і після очищення викидаються у атмосферу.

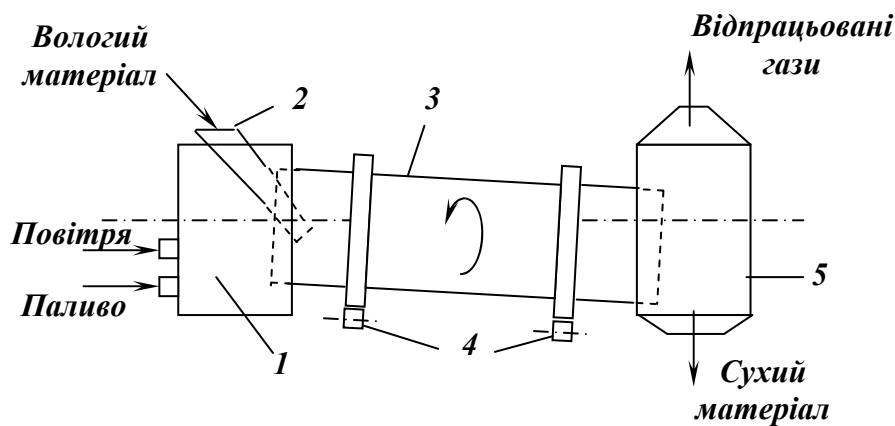


Рис. 5.14 – Схема барабанної сушарки.

1 – топка; 2 – завантажувальний лоток; 3 – барабан;
4 – катки; 5 – розвантажувальна камера.

До переваг барабанних сушарок варто віднести: велику продуктивність, високу економічність у відношенні витрати тепла і електроенергії, надійність у роботі, простоту конструкції і зручність експлуатації. Недоліки сушарок: громіздкість, високі капітальні витрати, подрібнення матеріалу при сушінні, тривалий контакт матеріалу з тепловим агентом (до 40 хв.), забруднення продуктів золюю з топки (0,2 – 0,7 %), налипання вологого матеріалу на внутрішню поверхню і насадки барабана.

Барабанні сушарки, як правило, використовуються на збагачувальних фабриках великої продуктивності.

Труби-сушарки застосовують для сушіння дрібних (до 13 – 15 мм) матеріалів, що не злипаються. Найбільш часто труби-сушарки використовують для сушіння дрібних продуктів вуглезбагачення і значно рідше для сушіння продуктів кольорової металургії і хімічної промисловості.

Труба-сушарка (рис. 5.15) складається з пристрою подачі гарячих газів 1, живильника 2, прямолінійної ділянки труби постійного перетину 3 і розвантажувальних апаратів 4.

Труби-сушарки мають діаметр 0,9 і 1,1 м при довжині 12 – 42 м. Через ці труби знизу угору з пристрою 1 надходить гарячий газ, який захоплює частинки матеріалу, що подаються у трубу-сушарку живильником 2. Швидкість руху газів в трубі 3 повинна бути вищою швидкості зависання найбільш крупних частинок матеріалу. Поток гарячих газів матеріал сушиться і транспортується у циклон 4 (або інший апарат), де він осаджується і розвантажуються на конвеєр. Крупні частинки, що не можуть бути захоплені газовим потоком (провал), осаджуються у нижній ділянці труби і за допомогою шнекових затворів періодично розвантажуються на конвеєр.

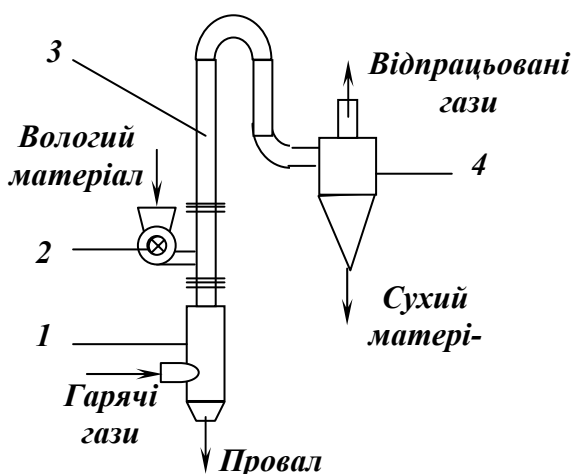


Рис. 5.15 – Схема труби-сушарки.
1 – пристрій подачі гарячих газів;
2 – живильник; 3 – вертикальна ділянка труби-сушарки;
4 – розвантажувальний апарат.

Труби-сушарки забезпечують здійснення процесу сушіння матеріалу в зваженому стані і пневмотранспорт його до системи пиловловлення. У трубах-сушарках відбувається інтенсивна передача тепла від газів до зважених частинок – час контакту складає 5 – 10 с, а напруженість по волозі, що випаровується, у 8 – 10 разів більша, ніж у барабанних сушарках. Переваги сушіння матеріалів у зваженому стані – простота конструкції сушарки, порівняно невисокі капітальні витрати і велика швидкість сушіння. Однак цей процес характеризується великим винесенням пилу і підвищеною витратою електроенергії.

Сушарки киплячого шару на збагачувальних фабриках застосовуються обмежено. Цей процес використовують для порівняно дрібнозернистої сировини (вугілля, руди) рівномірної крупності.

Сушарка киплячого шару (рис. 5.16) являє собою вертикальну шахту, що розділена по висоті горизонтальною решіткою 3 на дві камери: нижню 1 і верхню 2. Через нижню камеру, до якої примикає топка, у сушарку по-

даються гарячі гази. Верхня камера обладнана завантажувальним 4 і розвантажувальним 5 пристроями.

Сутність цього способу полягає у тому, що вихідний матеріал на розподільній решітці потоками газу приводиться у псевдозріджений стан. Швидкість потоку газу скрізь решітку підбирається такою, щоб матеріал на решітці був у завислому «киплячому» стані. Висота киплячого шару складає 0,30 – 0,45 м. При проходженні димових газів крізь киплячий шар з поверхні частинок випарюється волога. Сухий матеріал розвантажується через патрубок, що розташований над решіткою. Відпрацьовані гази разом з випареною вологою після проходження через систему пиловловлювання викидаються у атмосферу.

У сушарках киплячого шару досягається значна інтенсивність сушіння і створюється можливість регулювання тривалості перебування матеріалу на решітці.

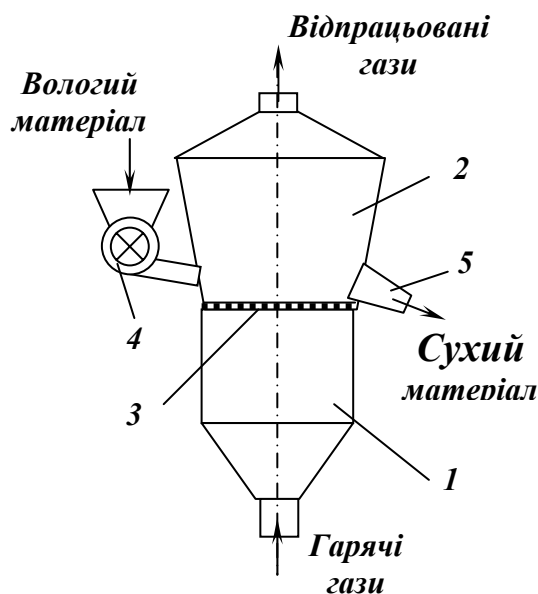


Рис. 5.16 – Схема сушарки киплячого шару.

1 – нижня камера; 2 – верхня камера; 3 – решітка; 4 – завантажувальний пристрій; 5 – розвантажувальний пристрій.

Тривалість сушіння тут більше, ніж у трубах-сушарках, що дає можливість здійснити більш глибоке і рівномірне сушіння матеріалу. Недоліком є значні витрати електроенергії, необхідні для створення високих тисків сушильного агента (2 – 6 кПа).

Технологічний розрахунок барабанних сушарок полягає у визначенні їх необхідного сумарного об'єму:

$$V = Q (R_1 - R_2) / w, \text{ м}^3, \tag{5.4}$$

де V – загальний об'єм сушарок, м^3 ; Q – продуктивність по вихідному матеріалу, кг/год ; R_1 і R_2 – розрідженість вихідного і висушеного матеріалів, $\text{м}^3/\text{т}$; w – напруженість сушарки по випареній волозі, $\text{кг/год}\cdot\text{м}^3$.

Сумарний об'єм труб-сушарок також визначають з використанням формули (5.4), після чого задаються висотою сушарки ($H = 20 - 25$ м) і обчислюють її діаметр:

$$D = [4V_{\text{заг}}/(\pi H)]^{0,5}, \text{ м.} \quad (5.5)$$

Необхідну площу решіт сушарки киплячого шару визначають як:

$$F = Q (R_1 - R_2) / w, \text{ м}^2, \quad (5.6)$$

де w - напруженість сушарки киплячого шару по випареній волозі, кг/год·м².

За сумарним об'ємом або площею вибирають необхідне число сушильних апаратів.

Інтенсифікувати процес сушіння і підвищити ефективність роботи сушильних апаратів можливо підвищенням температур і швидкостей руху сушильного агента, а також максимальною герметизацією сушильних трактів з метою виключення підсосів повітря.

Контрольні запитання

1. *Яке призначення процесів зневоднення продуктів збагачення корисних копалин?*
2. *Назвіть види вологи в продуктах збагачення корисних копалин.*
3. *Як класифікуються продукти збагачення корисних копалин залежно від вмісту вологи?*
4. *Класифікація процесів зневоднення корисних копалин.*
5. *Опишіть процес дренажування і обладнання для його реалізації.*
6. *Опишіть процес центрифугування і обладнання для його реалізації.*
7. *Опишіть процес згушення і обладнання для його реалізації.*
8. *Опишіть процес фільтрування і обладнання для його реалізації.*
9. *Опишіть процес сушки і обладнання для його реалізації.*

5.2 ЗНЕПИЛЕННЯ І ПИЛОВЛОВЛЕННЯ

Мета розділу: вивчення процесів знепилення і пиловловлення при збагаченні корисних копалин.

5.2.1 Промисловий пил

Промисловим пилом називаються дисперсні системи, що складаються з твердих частинок крупністю не більше 0,5 мм і створюють у повітрі стійку завісь.

Джерелом утворення промислового пилу на збагачувальних фабриках є найдрібніші мінеральні частинки, що містяться у корисній копалині, а також утворюються при її дробленні і сухому подрібненні. Пил у повітря промислових приміщень потрапляє при роботі механічного обладнання і залежить від властивостей сировини, її вологості, герметичності захисних кожухів обладнання і наявності надлишкового тиску під цими кожухами. Особливо сильне пилоутворення відбувається при дробленні і сухому подрібненні, грохоченні, пневматичному збагаченні, сухій магнітній сепарації, електросепарації, транспортуванні сухих продуктів по жолобах і трубах, в місцях перевантаження сухих продуктів, при роботі сушильних апаратів і т.д. Вміст пилу у повітрі характеризується масовою кількістю пилу у одиниці об'єму і виражається у мг/м³.

Залежно від крупності твердих частинок розрізняють такі категорії пилу:

– *крупний пил* з частинками розміром від 100 до 500 мкм, який легко осаджується під дією сили ваги і майже не міститься у повітрі робочих приміщень збагачувальних фабрик;

– *дрібний пил* з частинками розміром від 10 до 100 мкм створює у повітрі стійку завісь, при очищенні повітря вловлюється у відцентрових апаратах, рукавних фільтрах і мокрих пиловловлювачах;

– *тонкий пил* з частинками розміром від 0,1 до 10 мкм під дією сили ваги осаджується дуже повільно, у повітрі створює стійку завісь, уловлюється у фільтрах і мокрих пиловловлювачах;

– *дуже тонкий пил* з частинками розміром менше 0,1 мкм під дією сили ваги не осаджується, уловлюється у електрофільтрах і частково у мокрих пиловловлювачах.

Пил, що міститься у повітрі промислових приміщень, шкідливо впливає не тільки на здоров'я робітників, але й на механічний стан обладнання. При попаданні пилу між тертьовими деталями збільшується їх знос; скупчення пилу схильного до самозаймання може привести до пожежі і вибуху. Вибухонебезпечність пилу залежить від характеру твердої речовини і крупності пилу, від концентрації пилу у повітрі, наявності вільного кисню та інших факторів.

До вибухонебезпечного пилу належить вугільний, сульфідний і сірковий. Найбільш вибухонебезпечним є сухий малозольний вугільний пил крупністю 70-100 мкм з високим виходом летких при вмісті пилу у повітрі 30-2000 г/м³. Вологий і високозольний ($A^d > 60\%$) вугільний пил вибухонебезпечний.

Вплив пилу на здоров'я людей залежить від його дисперсності, фізико-хімічних властивостей і характеру дії на організм. За фізико-хімічними властивостями пил розділяють на токсичний і нейтральний. До першої групи належить пил свинцевих, ртутних, арсенових, радіоактивних та де-

яких інших руд. Цей пил має загальнотоксичну дію і при попаданні в організм активно руйнує його. При вдиханні повітря забрудненого нейтральним пилом він проникає у слизові тканини дихальних шляхів і викликає важкі хронічні захворювання: кварцовий пил – силікоз, вугільний – антракоз, азбестовий – азбестоз.

Зниження пилоутворення може бути досягнуто в результаті здійснення комплексу таких заходів:

- попереднє знепилення корисних копалин;
- усунення великих перепадів при транспортуванні корисних копалин;
- зволоження корисних копалин у допустимих межах;
- локалізація місць пилоутворення і відсмоктування з них повітря;
- усунення місць підвищеного пилоутворення, а при їх наявності ретельна ізоляція.

Знепиленням називається процес видалення пилу з корисної копалини або продуктів збагачення. Процес знепилення базується на класифікації, тому що при цьому з продукту виділяється клас визначеної крупності, звичайно клас 0 – 0,5 мм.

Необхідність застосування знепилення обумовлене і тим, що при збагаченні деяких корисних копалин пил знижує ефективність розділення, тому що рівномірно розподіляється між концентратом і відходами. Особливо шкідливий вплив пил має місце при пневмозбагаченні. Використання знепилення дозволяє зменшити навантаження на збагачувальні і зневоднюючі машини і підвищити якість продуктів збагачення. Знепилення здійснюється або сухим способом – знепиленням, або мокрим – знешламленням.

Знепилення і пиловловлювання здійснюється в апаратах різної конструкції, ефективність роботи яких оцінюється показником ступеня пиловловлювання (знепилення) E , що виражається відношенням кількості вловленого пилу до його кількості у вихідному продукті:

$$E = (\gamma_{вих} - \gamma_{оч}) \cdot 100 / \gamma_{вих},$$

(5
.7)

де $\gamma_{вих}$ – вміст пилу у повітрі, що надходить на очищення, мг/м³; $\gamma_{оч}$ – вміст пилу у повітрі після очищення, мг/м³.

5.2.2 Знепилення

Продукти збагачення звичайно знепилюють двома способами: мокрим (на грохотах і у гідроциклонах) і сухим (на грохотах і повітряних класифікаторах).

Мокре знепилення (знешламлення) практично не відрізняється від підготовчих процесів на грохотах і у гідроциклонах. Основна особистість знепилення на грохотах – використання сит з відносно дрібними отворами.

Знепилення повітряною класифікацією здійснюється у вертикальних, горизонтальних і комбінованих потоках (рис. 5.17).

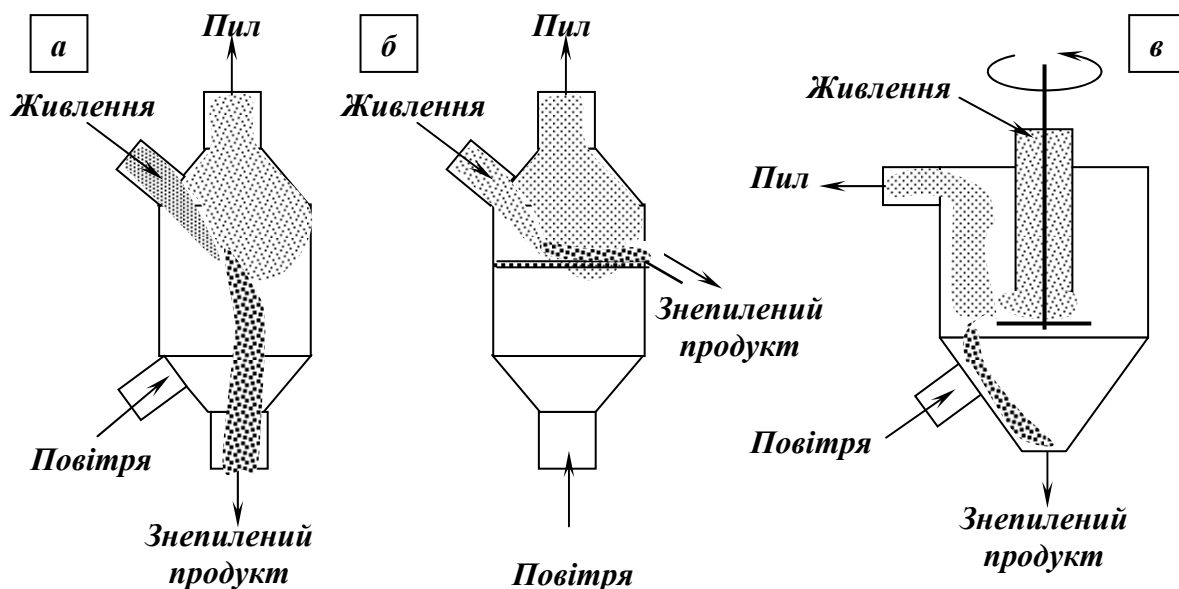


Рис. 5.17 – Схеми знепилення у вертикальному (а), горизонтальному (б) і комбінованому (в) потоках матеріалу в повітряних класифікаторах.

Сухе знепилення в повітряних класифікаторах-знепилювачах здійснюється повітряним струменем, що пропускається скрізь шар рухомого матеріалу. При цьому повітряний потік захоплює дрібні частинки і відносить їх до системи пиловловлення. Крупні частинки, що випадають з повітряного потоку, направляються у збірник знепиленого продукту. Розрізняють відцентрові, камерні, жалюзійні, вібраційні та інші типи знепилювачів, але найбільше застосування у практиці збагачення знайшли відцентрові знепилювачі.

У відцентровий знепилювач (рис. 5.18) вихідний матеріал через лійку 1 надходить на диск 2, що обертається. Під дією відцентрової сили матеріал скидається з диску до стінок внутрішньої камери 3 і зсипається по жалюзі 4 у внутрішній конус 5. Тут матеріал пронизується висхідним повітряним потоком, що створюється вентилятором 6, який одержує обертання від валу 7 спільно з диском 2. Частинки пилу захоплюються повітряним потоком, надходять на лопатки ротора вентилятора і викидаються ними до стінок зовнішньої циліндричної камери 8. Пилові частинки рухаються по спіралі униз у конічну ділянку зовнішньої камери 9 до розвантажувального патрубку 10 і виводяться з апарату. Знепилений продукт зі знепилювача видаляється через конус 5 і патрубок 11. Повітря, що викидається вентилятором у зовнішню камеру, по спіралі спускається униз, проходить через

жалюзі 4, повертається у камеру 3 і направляється скрізь шар матеріалу у вентилятор 6. Таким чином, повітря циркулює у знепилювачі і він одночасно є ще й пиловловлювачем.

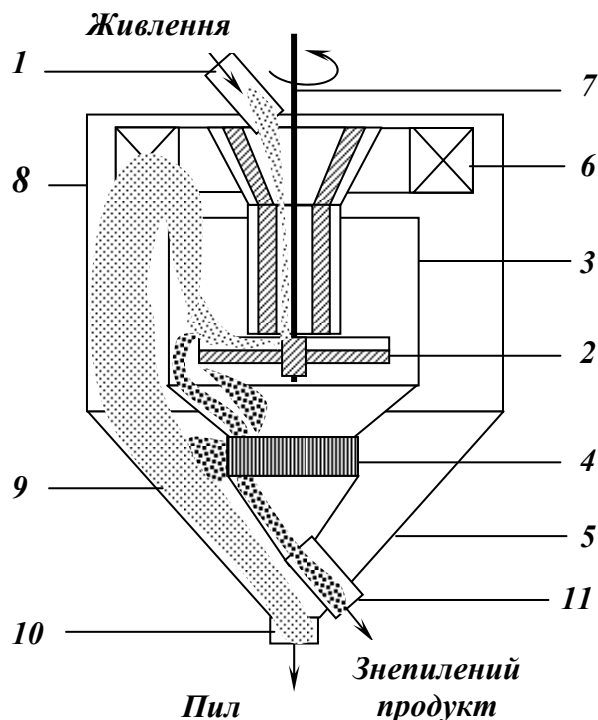


Рис. 5.18 – Схема відцентрового знепилювача.

1 – завантажувальна лійка; 2 – диск; 3 – циліндрична ділянка внутрішньої камери; 4 – жалюзі; 5 – конічна ділянка внутрішньої камери; 6 – вентилятор; 7 – вал; 8 – циліндрична ділянка зовнішньої камери; 9 – конічна ділянка зовнішньої камери; 10, 11 – розвантажувальні патрубки.

Ефективність роботи відцентрового знепилювача залежить від швидкості руху повітряного потоку через внутрішню камеру – з її збільшенням підвищується вилучення пилу у пиловий продукт, але з ним можуть виноситися і крупні частинки. Ефективність роботи знепилювача залежить також і від вологості вихідного продукту: при вологості 5 % – ефективність знепилення складає 70 – 80 % , а при збільшенні вологості – знижується до 25 – 30 % . Крім того, важливою умовою ефективної роботи знепилювача є його повна герметизація від підсмоктування атмосферного повітря.

5.2.3 Пиловловлення

Для очищення запиленого повітря і газу на збагачувальних фабриках застосовують механічні і електричні способи пиловловлення. До механічних належать способи, що використовують силу ваги, відцентрову силу, фільтрування через пористу перегородку і зрошення запиленого повітря водою. Вибір способу пиловловлення залежить від властивостей і цінності пилу, що вловлюється, необхідного ступеня очищення, температури повітря або газу, що очищується і т.п.

Камерні пиловловлювачі (рис. 5.19) призначені для виділення крупного пилу (понад 100 мкм) з потоків запиленних газів. Потік газу при попаданні в осаджувальну камеру, що має значно більшу площу поперечного

перетину, різко знижує швидкість руху і частинки пилю під дією сили ваги осаджуються у нижню ястину камери, звідки вивантажуються тим або іншим способом.

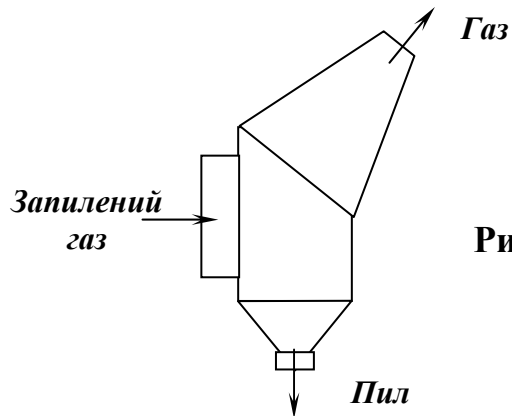


Рис. 5.19 – Схема пилоосаджувальної камери.

Очищений від крупного пилю газ виходить з камери у подальшу стадію пиловловлення. Ефективність пиловловлення цих апаратів складає 40 – 60 % . Пиловловлюючі камери дуже громіздкі, тому застосовуються обмежено (напр., як розвантажувальні камери барабаних сушарок).

Циклони (рис. 5.20) належать до пиловловлювачів інерційного типу і призначені для вловлення пилю крупністю зерен більше 10 мкм. Принцип дії циклонів полягає в тому, що пилогазова суміш подається по дотичній до внутрішньої поверхні циліндричної частини корпусу і рухається по гвинтовій лінії зверху униз.

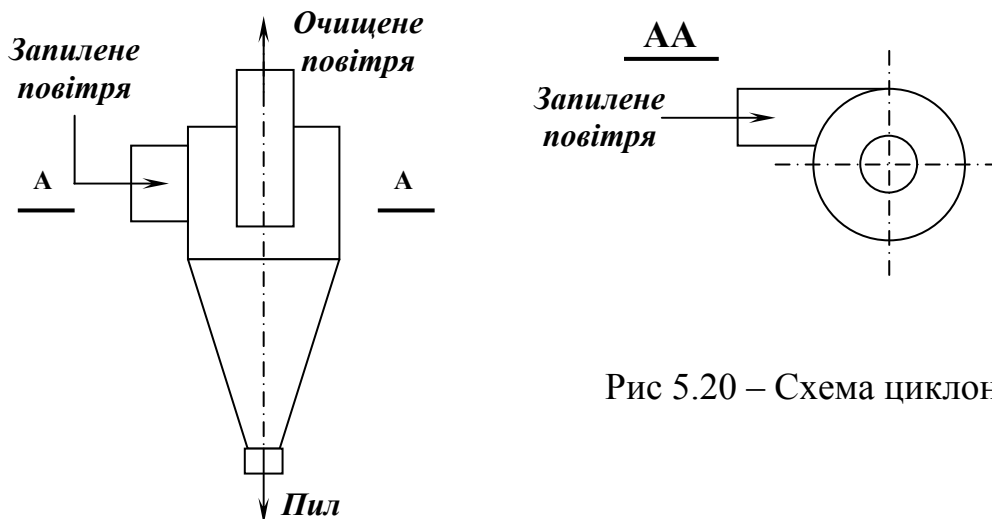


Рис 5.20 – Схема циклону.

Частинки пилю під дією відцентрових сил притискуються до внутрішніх стінок циклону і під дією газового потоку і сили ваги рухаються по спіралі униз, де розвантажуються через спеціальний насадок конічної частини циклону. Очищене від пилю повітря видаляється через осьовий патрубок верхньої частини циклону. Ефективність очищення повітря у циклонах складає 60 – 80 % .

Батарейні циклони призначені для виділення пилу крупності до 5 мкм і являють собою агрегати, що складаються з окремих невеликого розміру циклонів, які функціонують паралельно. Застосовують батарейні циклони різні за конструкцією, розмірами, способом підведення газу і т.д.

Мокрі пиловловлювачі призначені для очищення газів від пилу при пропусканні пилогазової суміші через шар води. Мокрий пиловловлювач (рис. 5.21) являє собою циліндроконічний резервуар 1 заповнений водою, через яку барботує запилене повітря, що подається по зануреній під шар води центральній трубці 2.

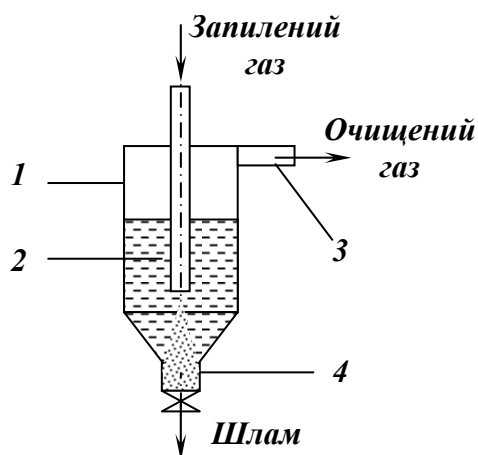


Рис. 5.21 – Схема мокрого пиловловлювача.

1 – циліндроконічний резервуар;
2 – центральна трубка; 3 – верхній патрубок; 4 – нижній патрубок.

При проходженні крізь воду газ звільнюється від пилу і видаляється через патрубок 3. Пил осаджується у воді і накопичується у конічній частині пиловловлювача, звідки періодично випускається у вигляді шламу через патрубок 4. Мокрі пиловловлювачі вловлюють пил крупністю до 5 мкм з ефективністю до 98 % .

Електрофільтри (рис. 5.22) призначені для вловлювання пилу крупністю до 0,1 мкм з повітря і газів різного хімічного складу, вологості і температури. Електрофільтри характеризуються великою продуктивністю і ефективністю вловлювання пилу до 99 % . Їх рекомендується застосовувати при необхідності ретельного очищення великого об'єму газів, що містять тонкодисперсний цінний або токсичний пил, а також для очищення повітря вентиляційних установок.

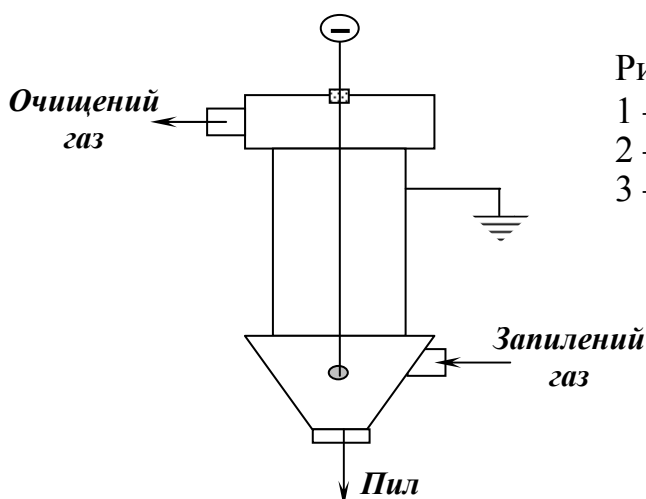


Рис. 5.22 – Схема електрофільтру.

1 – відсаджувальний електрод;
2 – коронуючий електрод;
3 – ізолятор; 4 – бункер.

За конструкцією електрофільтри аналогічні електричним сепараторам з коронуючими електродами. Відсаджувальні електроди електрофільтрів виконуються у вигляді заземлених металевих вертикальних труб або пластин, а коронуючі – у вигляді металевих стержнів, що встановлюються в середині труб або між пластинами. Коронуючі електроди заряджуються негативною електрикою напругою до 60 кВ. Заземлені відсаджувальні електроди індуктивно заряджуються позитивною електрикою.

Коронуючі і відсаджувальні електроди монтується в герметичній камері, через яку в проміжках між електродами знизу угору проходить пилогазова суміш. Під впливом коронних розрядів частинки заряджуються негативно і осаджуються на осаджувальних електродах. Пил періодично струшується з цих електродів у пиловий бункер, а очищений газ викидається у атмосферу.

Контрольні запитання

- 1. Яке призначення процесів знепилення і пиловловлення?*
- 2. Назвіть категорії пилу залежно від крупності.*
- 3. Назвіть шкідливі наслідки пилу для обладнання і людини.*
- 4. Назвіть способи знепилення.*
- 5. Опишіть процес знепилення і обладнання для його реалізації.*
- 6. Опишіть процес пиловловлення і обладнання для його реалізації.*

6 ГРУДКУВАННЯ РУДНИХ МАТЕРІАЛІВ І ВУГІЛЛЯ

6.1 БРИКЕТУВАННЯ

Мета розділу: вивчення процесу брикетування дрібних продуктів збагачення корисних копалин.

Брикетування – процес термомеханічної переробки дрібних корисних копалин, концентратів і відходів виробництва з метою одержання з них *брикетів* – грудок геометрично правильної однакової форми і постійних розмірів.

Основні види сировини для брикетування: дрібне вугілля і антрацити та їх концентрати, дрібні залізні руди і концентрати, сировина для виробництва феросплавів, різні відходи чорної металургії (окалина, стружка, металургійний пил, шлаки, шлами і ін.), руди і концентрати кольорової металургії.

Залежно від властивостей вихідної сировини брикетування може здійснюватись без зв'язуючих речовин (молоде буре вугілля, торф, залізні руди і металургійні відходи) при тиску 100 – 250 МПа і зі зв'язуючими (кам'яне вугілля, антрацитовий штиб, рудний дріб'язок) при тиску 20 – 80 МПа.

Брикетування зі зв'язуючими

Фізико-хімічні параметри процесу брикетування зі зв'язуючими речовинами залежать від способу брикетування, властивостей вихідної сировини, використаних зв'язуючих, умов ущільнення брикетів, а також від швидкості полімеризації зв'язуючих і утворення різних цементуючих речовин в структурі брикетів.

В практиці брикетування використовують рідкі і тверді зв'язуючі речовини: сульфід-спиртову барду, сульфідні луги, рідке скло, кам'яновугільну смолу, кам'яновугільний пек, вапно, різні комбіновані зв'язуючі – суміш кам'яновугільної смоли і гудрону, кам'яновугільного пеку і сульфід-спиртової барди, вапняку і рідкого скла і ін.

Технологія брикетування кам'яного вугілля складається з підготовки дріб'язку за крупністю і його сушки, дозування і змішування зв'язуючих речовин з шихтою, охолодження і пресування шихти, обробки брикетів з метою їх найшвидшого затвердіння (охолодження, пропарка, карбонізація, сушка, відновний випал і ін.), складування і відвантаження брикетів.

В *підготовчому комплексі* брикетувальної фабрики виконується класифікація вугілля на вібраційних грохотах за крупністю 6 мм. Вугілля крупніше за 6 мм дробиться в молоткових дробарках до крупності 2 мм і змішується з дрібним продуктом грохочення. Крупність сировини визначає ущільненість брикетів. Підвищений вміст зерен крупніше за 6 мм приводить до утворення крупних пор в структурі брикету і збільшення витрат зв'язуючого. Крім того, такі частинки під дією високого тиску пресування

легко розтріскуються з утворенням нових поверхонь, що не покриті зв'язуючим.

Зневоднення і нагрів сировини є обов'язковими технологічними етапами її підготовки. Вони здійснюються термічною сушкою в трубах-сушарках, барабанних сушарках і сушарках киплячого шару. Сушка дозволяє нагріти сировину, видалити з поверхні вологих частинок сировини гідратну плівку, поліпшити змочуваність частинок зв'язуючим і в кінцевому рахунку забезпечити міцний внутрішній зв'язок частинок в брикеті. Оптимальний вміст вологи після сушки 2 – 3 %. В результаті сушки сировина нагрівається до 60 – 80 °С, що сприяє тонкошаровому розподілу зв'язуючого на поверхні сировини.

Підготовка рідких зв'язуючих речовин (нафтопродукти, бітуми) полягає в їх нагріванні і зневодненні, після чого дозована кількість зв'язуючого подається в операцію змішування з вугіллям. Підготовка твердих зв'язуючих речовин (кам'яновугільний пек) полягає в дробленні і подрібненні до 1 – 3 мм, після чого дозована кількість зв'язуючого змішується з шихтою.

Змішування вугільної шихти зі зв'язуючими і її пропарювання виконується в спеціальних змішувальних апаратах при температурі 100 – 150 °С. В таких умовах зв'язуюча речовина рівномірно розподіляється в об'ємі вугільної маси. Після охолодження на 20 – 30 °С підготовлена брикетна суміш подається на пресування.

Пресування брикетної суміші виконується на вальцевих пресах (рис. 6.1) при тиску 20 – 80 МПа.

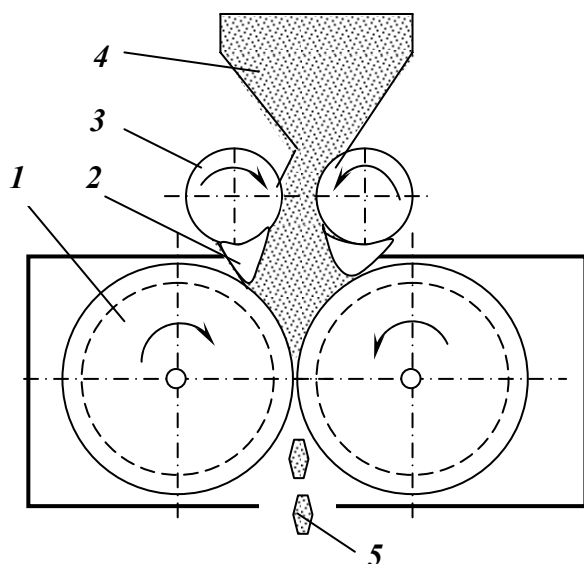


Рис. 6.1 – Схема вальцевого брикетного преса.

- 1 – брикетувальні валки;
- 2 – завантажувальна камера підпресованого матеріалу;
- 3 – підпресовуючі валки;
- 4 – завантажувальний бункер;
- 5 – брикети.

Підготовлена брикетна суміш з завантажувального бункера надходить в простір між двома підпресовуючими валками, що обертаються назустріч один одному. Підпресований матеріал акумулюється в завантажувальній камері, з якої він вивантажується під дією сил ваги і тертя в робочий простір між брикетувальними валками. На брикетувальні валки “одягнені” бандажні кільця з чарунками в формі брикету. Правильний вибір розмірів і форми чарунок забезпечує рівномірне ущільнення брикетної суміші у

всьому об'ємі чарунки і одержання міцних брикетів. Брикетувальні валки при обертанні захоплюють підготовлений матеріал із завантажувальної камери. Для повного і рівномірного заповнення чарунок сумішшю вона подається на валки під деяким натиском. В просторі між чарунками бандажних кілець матеріал спресовується, а коли чарунки розходяться з них випадає готовий брикет.

Тривалість процесу утворення брикетів складає в середньому 0,4 – 0,5 с. *Охолодження і відвантаження* готових брикетів – заключна операція технологічного комплексу брикетування. Охолодження забезпечує необхідну механічну міцність готових брикетів. В процесі охолодження підвищується в'язкість зв'язуючого за рахунок зниження температури з 60 – 65 до 20 – 25 °С. Для охолодження брикетів потрібен певний час їх перебування в атмосфері природного повітря або повітря, що подається примусово. Інтенсивність охолодження пропорційна відношенню об'єму брикету до його поверхні. Крупні брикети охолоджуються повільніше, ніж дрібні (маса вугільних брикетів – 30 – 360 г). Додатково охолоджувати брикети можна під час їх відвантаження у залізничні вагони.

Брикетування руд і концентратів чорних і кольорових металів зі зв'язуючими виконується за різними технологічними схемами в залежності від властивостей сировини і вимог споживачів. Як зв'язуючі використовують тверді і рідкі речовини (вапняк, різні цементі, сульфід-спиртову барду, рідке скло і ін.).

Підготовка рудної сировини до брикетування пов'язана із забезпеченням кондицій за крупністю, вмістом вологи і металу в руді. Крупність руди залежить від її твердості: для м'яких руд – не більше 1 мм, для руд середньої і високої твердості – 5 – 6 мм. Гранулометричний склад суттєво впливає на міцність брикетів. Наявність в руді переважно крупних зерен приводить до утворення структури брикетів з великими пустотами, які необхідно заповнювати зв'язуючими, що не тільки підвищує вартість брикетів, але і робить їх маломіцними і термічно нестійкими. При великому вмісті в руді пилоподібних класів необхідно інтенсивно перемішувати компоненти руди, підвищувати витрати зв'язуючого і тиск пресування. Наявність в матеріалі більше 6 – 8 % вологи негативно впливає на міцність брикетів. В кожному окремому випадку залишковий вміст вологи визначається в залежності від властивостей руди, гранулометричного складу, розміру і форми зерен. Для руд крихких і пористих допускається при брикетуванні більший вміст вологи, ніж для руд щільних і кристалічних з низькими пористістю і водопоглинанням. Для сушки вологих дрібних продуктів (дрібних руд, флотоконцентратів, шламів і ін.) використовують найчастіше барабанні газові сушарки.

Підготовка рідких зв'язуючих речовин полягає в їх нагріванні і зневодненні, твердих – в дробленні і подрібненні.

Завершальний етап підготовки брикетної суміші – *дозування* компонентів їх старанне *перемішування*. В деяких схемах перемішування здійснюється в декілька стадій, що дає можливість більш рівномірно розподіли-

ти рудні складові і зв'язуюче в об'ємі брикетної суміші. Суміш, що недостатньо перемішана, неоднорідна за своїм складом і погано брикетується. Для одержання якісної брикетної суміші необхідне точне і рівномірне дозування її окремих компонентів.

Пресування рудної брикетної суміші виконується на пресах періодичної (штемпельні, столові) і безперервної (вальцеві, кільцеві) дії при тиску до 100 МПа.

Подальша підготовка брикетів до металургійного процесу зводиться до зміцнення їх структури в результаті підсилення механічних зв'язків і підвищення термічної стійкості. Звичайна операція охолодження не може забезпечити необхідну міцність брикетів. Для зміцнення брикетів застосовують різні методи: сушку, карбонізацію, автоклавну обробку.

Брикетування без зв'язуючих

При брикетуванні без зв'язуючих речовин відбувається поступове заповнення пор між частинками, потім ущільнюються і деформуються самі частинки і між ними виникають сили молекулярного зчеплення. Підвищення тиску і тривалості перебування матеріалу під тиском приводить до зниження пружних деформацій і переходу їх в пластичні, внаслідок чого структура брикету зміцнюється.

Технологія брикетування молодого бурого вугілля і торфу складається з підготовчих операцій, сушки, пресування, охолодження і відвантаження брикетів.

Підготовка бурого вугілля за крупністю зводиться до забезпечення оптимального гранулометричного складу. Залежно від вихідної крупності вугілля піддається одно- або двостадійному дробленню. Дроблений до 6 мм матеріал направляється на сушку, де його вологість знижується до 16 – 19 %. На швидкість і термін сушки впливають природа бурого вугілля, вміст вихідної вологи, крупність, питома продуктивність сушарки, інтенсивність перемішування матеріалу при русі по сушарки, температура, вологість і швидкість подачі теплового агента. Сушка бурого вугілля звичайно здійснюється в парових сушарках. Оскільки вугілля після сушки має достатньо високу температуру (70 – 85 °С), охолодження його є обов'язковою операцією перед пресуванням.

Пресування – основний процес в технології брикетування бурого вугілля. В процесі пресування під дією високих механічних зусиль (80 – 120 МПа) відбувається обтискування вугільного дріб'язку, в результаті чого він перетворюється в брикет. Маса буровугільних брикетів складає 300 – 600 г. Брикетування бурого вугілля здійснюється в штемпельних, рідше в кільцевих пресах. Брикети після пресування мають температуру 70 – 80 °С, тому перед відвантажуванням вони повинні охолоджуватись (в охолоджувальних жолобах або конвеєрах). Брикети повинні зберігатись на складах закритого типу, щоб уникнути атмосферного впливу.

Технологія брикетування торфу не відрізняється від буровугільної.

В практиці *брикетування рудної сировини* і відходів чорної металургії широке розповсюдження здобув процес гарячого брикетування. Сутність

його зводиться до спікання зерен частково відновленої руди при температурі 800 – 1100 °С і брикетування в нагрітому стані при тиску до 100 МПа. Для одержання якісних брикетів ступінь відновлення руди повинна бути близько 50 %. Основні вузли установок цього типу: відділення підготовки, нагріву, гарячого брикетування на вальцевих пресах високого тиску і охолодження брикетів.

Загальні вимоги до брикетів – їх високі фізико-механічні властивості (в т.ч. термо- і водостійкість). За хімічним складом до вугільних брикетів висувають вимоги, щодо зольності, вологості і теплоти згоряння. Додаткові вимоги до рудних брикетів охоплюють деякі металургійні і фізичні властивості (відновлюваність, газопроникність, пористість, термомеханічна міцність і ін.).

Собівартість 1 т рудних брикетів на 20 – 50 % нижча собівартості агломерату і на 10 – 30 % нижча собівартості котунів з випалом.

Контрольні запитання

1. *Яке призначення процесу брикетування?*
2. *Опишіть технологію процесу брикетування зі зв'язуючими.*
3. *Назвіть зв'язуючі і для чого вони застосовуються*
4. *Опишіть технологію процесу брикетування без зв'язуючих.*
5. *Опишіть конструкцію і принцип дії брикетних пресів*

6.2 ОБКАТУВАННЯ

Мета розділу: вивчення процесу обкатування дрібних продуктів збагачення корисних копалин.

Обкатування – процес грудкування зволжених тонкоподрібнених матеріалів, оснований на їх здатності при перекочуванні утворювати гранули сферичної форми (*обкотиші* або *котуни*) без застосування безпосереднього тиску. Для зміцнення зволожені обкотиші піддають сушінню, випалу і іншим видам обробки.

Процес одержання випалених обкотишів (котунів) складається з трьох основних стадій: підготовки компонентів шихти до обкатування, одержання вологих обкотишів і їх зміцнюючого випалу. Вихідними матеріалами, що надходять для обкатування, можуть бути концентрат, дрібна руда, вапняк, зв'язуючі домішки, вода, тверде, рідке і газоподібне паливо.

Попередня підготовка матеріалів до обкатування полягає в усередненні концентрату, подрібненні флюсових і зв'язуючих домішок (бентоніту, вапняку і т.п.), а при несприятливому гранулометричному складі і в подрібненні концентрату та руди. Наступною операцією при підготовці до обкатування є дозування компонентів шихти. Для усереднення шихти за фізичними властивостями і хімічним складом її перед обкатуванням змі-

шують в шнекових, роторних і барабанних змішувачах. При виробництві неофлюсованих обкотишів змішування виконують в одну стадію. При виробництві офлюсованих обкотишів до змішування пред'являють більш високі вимоги, тому змішування виконують в дві або три стадії.

Обкатування виконується в барабанних і тарільчатих обкатувачах-грануляторах. Вибір і регулювання параметрів операції обкатування (кут нахилу чаші, частота обертання, вихідне шихтове навантаження) виконують в кожному конкретному випадку в залежності від властивостей шихти і необхідної крупності обкотишів.

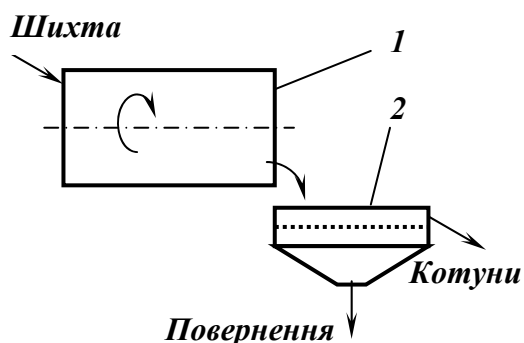


Рис. 6.2 – Схема обкатування і сортування котунів.

1 – барабанний обкатувач;
2 – сортувальний грохот.

На процес обкатування подають тонкоподрібнені концентрати корисних копалин, які в основному належать до гідрофільних речовин. При взаємодії з водою тонкі частинки концентрату утворюють окремі агрегати – «зародкові грудки». При русі матеріалу по обертальній поверхні апарату вологі частинки накочуються на поверхню «зародкової грудки» і утворюють сферичні обкотиші-котуни.

Роль води в процесі обкатування надзвичайно велика, тому що визначає умови утворення обкотишів. Її оптимальний вміст залежить від хіміко-мінералогічних властивостей частинок, їх форми, вологості і т.п. Вологість шихти в кожному конкретному випадку визначається експериментально (вологість магнетитових і гематитових концентратів складає 8-10 %, бурих залізняків – 20-25 %, рудного дріб'язку – 6-8 % і т.д.). Зниження вологості в процесі обкатування приводить до зменшення пластичності обкотишів, порушення гранулометричного складу і зниження продуктивності обладнання. Підвищення вологості обумовлює зниження міцності обкотишів, надмірного підвищення пластичності, в результаті чого обкотиші злипаються в грязеві грудки.

Під дією тиску, що виникає у точці контакту обкотишів з площиною обертання, вони ущільнюються з утворенням однорідної структури. Найбільш ефективно обкатується тонкі концентрати крупністю 90-95 % класу –0,056 мм. При введенні в шихту обкотишів різних домішок вони повинні бути подрібнені до тієї ж крупності. Як зв'язуючі ущільнюючі домішки використовують гідрофільні вологоємні матеріали, що утворюють з водою стійкі суспензії. Найбільш поширена домішка – бентоніт, невелика добавка якого (до 1 %) підвищує міцність зволжених, висушених і випалених обкотишів.

Укладання вологих обкотишів на випальну машину повинно забезпечити відсів дріб'язку, що утворився при транспортуванні вологих обкотишів і їх рівномірний розподіл по ширині колосникового поля. Для цього використовують живильники різних конструкцій.

Випал обкотишів здійснюється в агрегатах трьох типів: конвеєрних випальних машинах, комбінованих установках (колосникова решітка – трубчата піч) і в шахтних печах. При термічному зміцненні обкотиші послідовно проходять стадії сушки, підігріву, випалу і охолодження. При використанні шахтних печей і конвеєрних машин всі операції послідовно здійснюються в одному агрегаті. Вибір способу випалу визначається властивостями обкотишів, виробничою потужністю підприємства і економічними міркуваннями.

Сушка є першою стадією термозміцнення обкотишів-котунів. Вона проводиться в щільному шарі, через який просмоктуються гарячі гази. Температура газів на вході в шар вологих обкотишів складає 250 – 400 °С.

Зміцнюючому випалу обкотиші піддають після сушки. Він полягає в поступовому нагріванні обкотишів гарячими газами до 1250 – 1300 °С. Зміцнення обкотишів з магнетитових концентратів виникає в результаті твердофазного спікання окремих зерен концентрату, окиснення магнетиту в гематит і часткового утворення шлакового зв'язку при розм'якшенні пустої породи. Оскільки випал обкотишів з магнетитових концентратів зв'язаний з реакцією окиснення, склад газів, в атмосфері яких проводиться випал, повинен бути окиснювальним (вміст кисню в газах – 10-15 %). Випал обкотишів з гематитових концентратів зв'язаний не з окисненням, а тільки з твердофазним спіканням рудних частинок і утворенням в обкотишах шлакових зв'язків. На технологію випалу і якість випалених обкотишів впливає їх розмір. Тривалість їх окиснення в дифузійному режимі прямо пропорційна квадрату їх діаметра. Крім того, зі зменшенням крупності обкотишів зростає їх міцність при відновленні. Структура випалених обкотишів в значній мірі залежить від режиму їх випалу. Кращими металургійними властивостями володіють достатньо повно окиснені обкотиші з зернами магнетиту частково зцементованими шлаковим зв'язком. В результаті випалу обкотиші набувають здатності не руйнуватися при перевантаженнях і при нагріванні в доменних печах.

Охолодження обкотишів – заключна операція термозміцнюючого випалу. Операція охолодження може здійснюватися або в тих же апаратах, що й випал, або в окремих охолоджувачах. Температура охолоджених обкотишів не повинна перевищувати 100 – 130 °С.

Зміцнені обкотиші, які виготовляють з тонкоподрібнених концентратів, однорідні за крупністю і хімічним складом, мають добру відновлювальну здатність і достатню міцність при перевантаженні і власне відновленні.

Обкатування використовується для підготовки тонкоподрібнених і пилоподібних матеріалів до металургійного переділу і транспортування їх на великі відстані. Найчастіше обкатування використовують для залізору-

дних концентратів. Обкатуванню піддають також хромові, фосфористі і флюоритові концентрати, а в деяких випадках й концентрати руд кольорових металів.

Контрольні запитання

1. Яке призначення процесу обкатування?
2. З яких стадій складається процес обкатування?
3. Яке обладнання застосовується при обкатуванні?
4. Опишіть технологію процесу обкатування.

6.3 АГЛОМЕРАЦІЯ

Мета розділу: вивчення процесу агломерації рудних матеріалів.

Агломерація – процес спікання дрібнозернистих або пилюватих матеріалів (рудної маси), що є складовою частиною металургійної шихти, у грудкувату сипку систему (агломерат) з метою поліпшення умов використання руди в металургійному процесі.

При агломерації дрібну рудну сировину піддають термохімічній обробці з метою перетворення його в крупногрудкову однорідну пористу масу. Остання утворюється в результаті часткового розплавлення рудних частинок теплом, яке виділяється при згорянні палива в шарі шихти при просмоктуванні через нього повітря.

Агломераційна шихта складається з рудної частини, повернення (дрібного некондиційного агломерату від попереднього спікання), палива (коксику, антрациту), флюсу (вапняку, доломіту), різних домішок (колошникового пилу, піритних недогарків, окалини і ін.). Максимальний розмір частинок руди і повернення – 6 – 8 мм, коксикі і вапняку – 3 мм.

Технологія агломерації складається з таких послідовних операцій: підготовка компонентів шихти, їх дозування і змішування, власне агломерація, обробка готового агломерату.

Першим етапом *підготовки компонентів шихти* є дроблення коксикі і вапняку до 3 мм. Руда, концентрат, повернення, домішки, як правило, дроблення не потребують. Неодмінною умовою одержання якісного агломерату є усереднення компонентів шихти. Усереднені компоненти шихти дозують в заданій пропорції, старанно перемішують і подають в процес агломерації.

Процес *агломерації* починається з укладки постелі на агломераційну машину. Постіль – шар дрібного агломерату (повернення), що укладається перед завантаженням шихти на колосники агломераційної машини, щоб запобігти надмірного нагріву колосників, просипу дрібних частинок під

машину, забивання колосників вологою шихтою і приплавлення пирога агломерату до колосників. На агломераційну постіль рівномірним шаром укладають шихту і запалюють тверде паливо, що міститься в шихті, і таким чином, починають процес агломерації.

Принцип агломерації полягає в тому, що через шар дрібного рудного матеріалу змішаного з зернистим твердим паливом просмоктується повітря. Внаслідок цього зона горіння, де відбувається розм'якшення, плавлення рудного матеріалу і формування агломерату, безперервно переміщується вниз, упродовжується в неспечену шихту і залишає за собою шар готового агломерату. При спіканні шихта зазнає ряд складних різноманітних фізичних і хіміко-мінералогічних перетворень.

Різнманітні хіміко-мінералогічні перетворення при агломерації визначаються складом шихти і газової фази. При агломерації залізорудних матеріалів хід процесів і остаточний склад агломерату залежать від двох факторів: ступеня окиснення матеріалу (Fe^{+3} ; Fe^{+2}) і лужності шихти ($CaO : SiO_2$). Агломераційний процес належить до окиснювально-відновних. В мікрооб'ємах, де немає палива, йдуть окиснювальні процеси, а там, де знаходяться розпечені частинки палива, відбувається відновлення оксидів заліза. Тому матеріал, що агломерується, спочатку підлягає частковому відновленню, а потім (після вигорання палива) – окисненню.

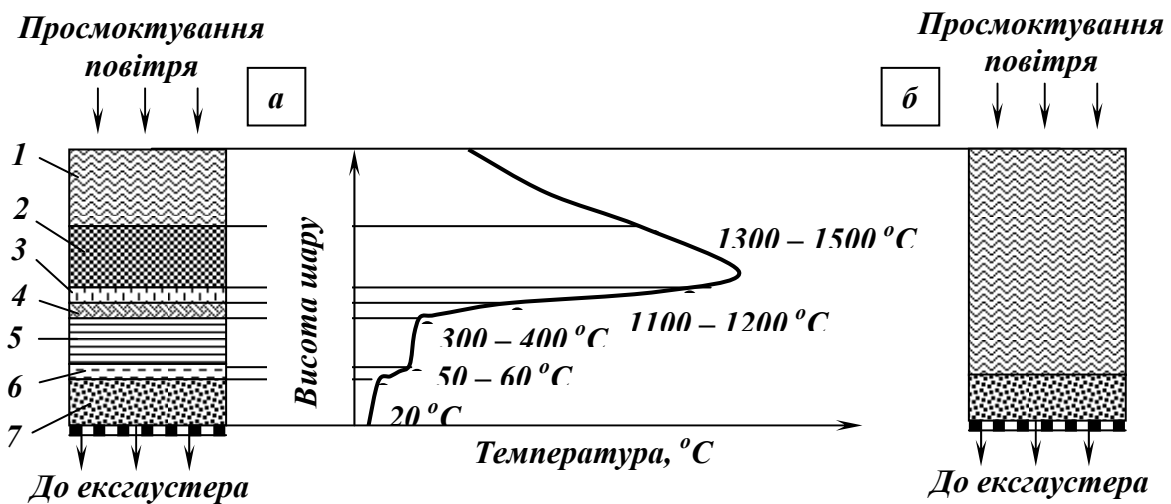


Рис. 6.3 – Структура агломераційного шару.

а – початок агломераційного процесу; *б* – закінчення агломераційного процесу.

1 – зона готового агломерату, який охолоджується; **2** – зона формування агломерату; **3** – зона інтенсивного нагріву; **4** – зона сушки; **5** – зона перезволоження; **6** – зона конденсації хіміко-мінералогічні процеси в твердих фазах набувають значного розвитку при температурах 600 – 800 °С. При агломерації залізорудних ма-

теріалів в результаті взаємодії основних сполук шихти Fe_2O_3 , Fe_3O_4 , CaO , SiO_2 в твердих фазах будуть утворюватися такі мінерали: ферит кальцію $2\text{CaO}\cdot\text{Fe}_2\text{O}_3$ ($500\text{ }^\circ\text{C}$), силікат CaFeSiO_4 ($550\text{ }^\circ\text{C}$) і фаяліт $\text{FeO}\cdot\text{SiO}_2$ ($900\text{ }^\circ\text{C}$). Кількість нових мінералів, що утворюються в твердих фазах, мала, тому що тривалість і температури взаємодії невеликі. Однак ці мінерали справляють значний вплив на подальший розвиток процесів мінералоутворення, тому що саме вони дають перші порції рідкої фази – розплаву. При нормальному ході процесу агломерації більша частина шихти проходить через плавлення (максимальна температура при агломерації – $1300\text{ }^\circ\text{C}$). Таким чином, залізородний агломерат є продуктом кристалізації залізного силікатного розплаву різної лужності.

Формування фізичної структури агломерату є процесом перетворення дрібних рудних частинок в грудковий продукт, що відповідає вимогам металургійної плавки. Цей процес протікає в два етапи: спікання в твердих фазах і спікання з участю рідких фаз – розплаву. Твердофазне спікання не має значної ролі в формуванні фізичної структури агломерату внаслідок відносно низьких температур ($700\text{ – }1100\text{ }^\circ\text{C}$) і малого терміну етапу (30 с). Роль цього етапу полягає в тому, що нові утворені мінерали мають невисоку температуру плавлення і дають перші порції розплаву. Тільки внаслідок наявності розплаву стає можливим за невеликий час дії максимальних температур (1,5 – 2,5 хв.) зв'язати рудні зерна в пористий, але достатньо міцний пиріг агломерату. Капілярні сили є основними в системі сипучий матеріал – розплав. Найважливіші властивості агломераційних розплавів, що забезпечують швидке змочування рудних частинок, проникнення в дрібні пори між ними і їх зв'язування: поверхневий натяг, в'язкість, здатність змочувати тверду фазу. Формування агломерату починається з моменту появи розплавів навколо гарячих частинок коксу при температурі близько $1200\text{ }^\circ\text{C}$. Розрізняють три основних типи мікроструктур агломератів:

– найміцнішу дрібнопористу губчасту структуру з відносно рівномірно розподіленими порами розміром до 4 мм. Формуванню такої структури сприяють дрібна і однорідна за крупністю шихта з високою середньою густиною, відносно низька витрата палива, порівняно широкий температурний інтервал плавлення і підвищена в'язкість розплаву. Така структура характерна для достатньо міцного неофлюсованого агломерату, що добре відновлюється; його одержують з магнетитових концентратів з дрібним поверненням при вмісті вуглецю в шихті 2,5 – 3,5 % ;

– найменш міцну крупнопористу структуру з нерівномірно розподіленими усадочними порами розміром до 15 мм, яку одержують при середніх витратах палива. До утворення цієї мікроструктури приводять понижена середня густина шихти, вузький температурний інтервал плавлення і низька в'язкість розплаву. Така структура характерна для офлюсованого агломерату з лужністю 1,2 – 1,5, при якій вони мають мінімальну міцність;

– монолітну структуру, що характеризується наявністю в об'ємі спікання окремих монолітних ділянок застиглої розплаву розміром 15 – 20 мм і більше, які зв'язані між собою перемичками, і таких же за об'ємом

усадочних раковин. Такий *спік* розламується по перемичках на грудки розміром 10 – 25 мм. Ці грудки мають високу міцність, але понижено відновлюваність. Така структура утворюється при підвищених витратах палива.

Готовий агломерат скидають зі стрічки агломераційної машини і направляють на дроблення, охолодження до температури до 80 – 100 °С і відсівання дріб'язку-повернення (агломерат крупністю до 5 мм). Оптимальна крупність агломерату для доменних печей 5 – 60 мм. Високоякісний доменний агломерат містить незначну кількість дріб'язку і має достатню міцність, що дозволяє транспортувати його до доменних печей без руйнування. Висока пористість і правильно підібраний мінералогічний склад забезпечують високу швидкість відновлення заліза, яку містить магнетит Fe_3O_4 , ферити кальцію $2CaO \cdot Fe_2O_3$ і силікати $CaFeSiO_4$. Агломерат виробляється, в основному, офлюсованим – з добавкою до руди вапняку $CaCO_3$ і вапна CaO , що дозволяє значно підвищити показники роботи доменних печей.

Контрольні запитання

- 1. Яке призначення процесу агломерації?*
- 2. З яких стадій складається процес агломерації?*
- 3. Яке обладнання застосовується при агломерації?*
- 4. Опишіть технологію процесу агломерації.*

7 ТЕХНОЛОГІЯ ЗБАГАЧЕННЯ КОРИСНИХ КОПАЛИН

7.1 ТЕХНОЛОГІЯ ЗБАГАЧЕННЯ ВУГІЛЛЯ

Мета розділу: вивчення технології збагачення вугілля.

У сучасному світі вугілля використовується для багатьох цілей: для виробництва металургійного коксу, хімічних продуктів, електроенергії, електродної продукції, карбіду, при агломерації залізних руд і для інших технічних і технологічних потреб. Але ефективне використання вугілля різних марок, особливо для технологічних цілей, можливе тільки при його збагаченні, тому що підвищена зольність і сірчистість значно знижують корисність вугілля, а в багатьох випадках роблять його узагалі непридатним до використання. Все це викликає необхідність збагачення не тільки коксівного вугілля, але й вугілля, що призначене для енергетичних і спеціальних цілей.

7.1.1 Властивості вугілля

Петрографічний склад.

Викопне вугілля неоднорідне за своїм складом і будовою. Макроскопічно розрізнявані складові частини вугілля, які мають однорідний блиск і будову, в вуглепетрографії називають *інгредієнтами* (в міжнародній класифікації – *макролітотипами*). Розрізняють чотири генетичних типа інгредієнтів: вітрен, кларен, дюрен і фюзен.

Вітрен є носієм основних властивостей вугілля і зустрічається у вигляді лінз, шарів. Характерні ознаки: сильний блиск, однорідність складу, монолітна склувата структура, раковистий або згладжений злом, тріщинуватість поперек напластування. Вітрен в порівнянні з іншими інгредієнтами звичайно найменш зольний.

Кларен має сильний блиск і неоднорідний склад, що надає йому смугасту текстуру. В будові прошарків чергуються смуги блискучого і більш тьмяного вугілля. В цьому інгредієнті переважають блискучі складові.

Дюрен – тверде вугілля з зернистим або нерівним зломом і неінтенсивним блиском, звичайно містить включення тонкодисперсної мінеральної речовини. В вугільних пластах дюрен іноді утворює міцні пачки.

Фюзен має характерний шовковистий блиск і волокнисту або сажисту будову. Він зустрічається у вигляді лінз, гнізд, прошарків. Пористий, м'який і крихкий фюзен за зовнішнім виглядом нагадує деревне вугілля і звичайно містить велику кількість мінеральних включень.

Петрографічний склад вугілля необхідно враховувати при визначенні оптимальної межі його дроблення, збагачення і способів подальшої технологічної переробки.

Фізичні властивості

Фізичні властивості вугілля і мінеральних домішок суттєво впливають на вибір і ефективність процесів збагачення. Механічна міцність обумов-

лює гранулометричний склад і шламоутворення. Густина вугільної речовини залежить від його петрографічного складу, стадії метаморфізму і насичення мінеральними включеннями, дисперсність яких є основним показником при виборі методів і схем збагачення. Електричні і діелектричні властивості визначають можливість застосування способів електрофізичного контролю і збагачення.

Густина вугілля являє собою відношення його маси до об'єму. Розрізняють густину дійсну, органічної маси, уявну і насипну.

Дійсна густина є кількісне вираження маси одиниці об'єму вугілля без пор і тріщин. Дійсна густина сухого вугілля при фактичній зольності може бути приблизно визначена за формулою:

$$\rho_d = 100 \left[\frac{100 - 1,1A^d}{\rho_0} + \frac{A^d}{2700} \right]^{-1}, \quad (7.1)$$

де ρ_0 – густина органічної маси, кг/м^3 ; A^d – зольність вугільної проби на суху масу, %; 2700 – умовна середня дійсна густина мінеральних домішок у вугіллі, кг/м^3 .

Дійсна густина, перерахована на суху беззольну речовину, називається *густиною органічної маси вугілля*. Густина органічної маси вугілля розраховується за формулою:

$$\rho_0 = \frac{100 \rho_d - 2700 A^d}{100 - A^d}. \quad (7.2)$$

Густина органічної маси залежить від стадії метаморфізму, його природи і петрографічного складу. Густина органічної маси кам'яного вугілля зростає від довгополуменевого до пісного і антрацитів (від 1160 до 1590 кг/м^3). Густина мінеральних домішок може змінюватися від 2650 (глинисті мінерали, кварц) до 3900 кг/м^3 (сидерит).

Насипна густина вугілля являє собою відношення його маси до об'єму, що заповнений вільною або ущільненою насипкою (густина маси вугілля в штабелі, вагоні, бункері і т.п.). Насипна густина змінюється у великому діапазоні і залежить від густини, розміру грудок, гранулометричного складу і вологості вугілля, а також способу заповнення ємностей.

Уявна густина – це маса одиниці об'єму пористого (природного) вугілля. Вона завжди менше дійсної і для кам'яного вугілля знаходиться в межах 1200 – 1350 кг/м^3 . Вміст мінеральних домішок у вугільних продуктах характеризують зольністю.

Зольність – це вміст негорючого залишку, який утворюється з мінеральних домішок (в основному оксиди кремнію, алюмінію, заліза, кальцію) при повному згорянні палива. Для кам'яного вугілля встановлений тісний зв'язок між густиною і зольністю:

$$\rho_y^{-1} = \rho_0^{-1} - 0,91(\rho_0^{-1} - \rho_m^{-1})(A^d - A_{\min}^d),$$

(7
.3)

де ρ_m – середня густина мінерального компоненту, кг/м³.

Механічна міцність вугілля характеризується здатністю до дроблення, крихкістю, твердістю, тимчасовим опором стиску, а також термічною стійкістю (для антрацитів). Механічна міцність кам'яного вугілля залежить від складу органічної маси і мінеральних домішок. Вона найбільш висока у довгополуменевого і газового вугілля і різко знижується у жирного, коксівного і деякого пісного вугілля. Антрацит належить до механічно міцного і дуже міцного вугілля, а буре вугілля має найнижчу міцність. Механічна міцність обумовлює гранулометричний склад вугілля, його зміну і шламоутворення при транспортуванні, складуванні і збагаченні. Механічна міцність є одним з факторів, що впливають на вибір процесів і схем збагачення вугілля.

Коефіцієнт тертя вугілля – одна з важливих характеристик при виборі кутів нахилу жолобів і інших транспортних засобів для рядового вугілля і продуктів збагачення. Коефіцієнт тертя суттєво впливає на результати розділення в деяких процесах (напр., при збагаченні на концентраційних столах, протитечійною сепарацією, за тертям, при зневодненні у центрифугах та ін.).

Оптичні властивості вугілля (колір, блиск, прозорість, відбивна здатність і заломлення світла) тісно пов'язані з молекулярною структурою органічної речовини і закономірно змінюються залежно від зміни цієї структури під впливом факторів метаморфізму. Оптичні властивості вугілля можуть бути використані при розробці спеціальних методів збагачення.

Електричні властивості вугілля визначають по провідності ними електричного струму. Електричний опір вугілля не є постійним, так як він залежить від його хімічного і мінерального складу, а також від вологості і температури. Питомий електричний опір кам'яного вугілля і антрацитів визначений у порошку при кімнатній температурі і атмосферному тиску складає для донецького вугілля марок Г і Ж 10^{10} - $2 \cdot 10^{10}$ Ом·см, для антрацитів – $5 \cdot 10^5$ - $2 \cdot 10^6$ Ом·см. В результаті термічної обробки кам'яного вугілля і антрацитів електричний опір змінюється в великих межах і досягає мінімуму при температурі 1000°-1300 °С. Вологість вугілля, а також вміст в воді розчинних солей значно змінюють електричний опір. Неоднакова еле-

ктрична провідність грудок вугілля і породи використовується для механізованої вибірки породи в електричних породовибірних сепараторах.

Діелектричні властивості вугілля характеризуються діелектричною проникністю, яка залежить від природних властивостей і вологості вугілля. Зі збільшенням вологості діелектрична проникність також збільшується. Діелектричну проникність використовують у вологомірах для контролю і автоматизації технологічних процесів збагачення.

Магнітні властивості вугілля характеризуються магнітною сприйнятливістю, яка закономірно для чистого вугілля зростає зі збільшенням стадії вуглефікації. За магнітними властивостями вугілля належить до діамагнітних речовин, для яких інтенсивність намагнічування пропорційна напруженості поля. Питома магнітна сприйнятливість діамагнітних речовин негативна ($\chi < 0$), порядок її складає 10^{-9} м³/кг. Мінеральні домішки у вугіллі характеризуються парамагнітними властивостями, їх питома магнітна сприйнятливість позитивна і знаходиться в межах 10^{-9} - 10^{-5} м³/кг. Перспективним слід вважати магнітне знесірчення вугілля з видаленням піриту, який має питому магнітну сприйнятливість $\chi = 1,2 \cdot 10^{-8}$ м³/кг, що значно вище питомої магнітної сприйнятливості інших парамагнітних домішок, напр., кварцу $\chi = 0,2 \cdot 10^{-8}$ м³/кг.

Вологоємність вугілля характеризує його здатність поглинати вологу. Цей показник особливо важливий для характеристики розмокання порід. Оскільки процеси збагачення здійснюються в основному у водному середовищі розмокання обумовлює шламоутворення, чистоту оборотної води і інші параметри технологічного процесу. Крім того, вологоємність вугілля визначає його здатність до зневоднення механічними методами.

Змочуваність вугілля визначається крайовим кутом змочуваності, що змінюється від 0° до 180°. Малі значення крайового кута змочуваності мають добре змочувані (гідрофільні) поверхні частинок. Навпаки, частинки, поверхня яких слабо утримує воду, є гідрофобними. Чиста вугільна речовина гідрофобна, а мінеральні домішки – гідрофільні. На властивості змочуваності заснований флотаційний метод, що широко використовується для збагачення багатьох корисних копалин, в тому числі і вугілля.

Хімічні властивості

Елементний склад (вміст вуглецю C⁰, водню H⁰, кисню O⁰ і азоту A⁰) є загальноприйнятою характеристикою органічної маси вугілля. За даними елементного складу можна з достатнім ступенем точності визначити теплоту згоряння, теоретичну температуру горіння і склад продуктів горіння, вихід продуктів термічного розкладу і ступінь вуглефікації. Результати елементного аналізу звичайно перераховують на беззольну масу за формулою:

$$X^{daf} = 100X^a / [100 - (W^a + A^a + S_t^d)], \quad (7.4)$$

де X^a - вміст елемента, % ; W^a - вологість вугілля, % ; A^a - зольність вугілля, % ; S_t^d - загальний вміст сірки, % .

Вугілля, нагріте до високих температур без доступу повітря, розкладається з утворенням рідких і газоподібних продуктів (в основному вуглеводнів), які називаються *леткими речовинами*. Твердий продукт, що виникає в результаті термічного розкладу вугілля, називається *коковим залишком* або *корольком*. Вміст і склад летких речовин залежать від термічної дії (температури і терміну нагріву). Вихід летких речовин розраховують на беззольну масу за формулою:

$$V^{daf} = 100V^a / [100 - (W^a + A^a)], \quad (7.5)$$

Вихід летких речовин залежить від стадії метаморфізму. У багатьох класифікаціях від використовується як параметр, що характеризує стадію метаморфізму і промислову марку вугілля.

Питома теплота згоряння вугілля – основний енергетичний показник якості вугілля. На практиці користуються показником питомої теплоти згоряння робочої маси Q_i^r або горючої маси Q_i^{daf} палива. Показник Q_i^{daf} служить не тільки теплотехнічним параметром, але і характеристикою стадії метаморфізму і складу органічної маси вугілля. Розрізняють вищу Q_s і нижчу Q_i питомі теплоти згоряння вугілля, які зв'язані рівнянням:

$$Q_i^r = Q_s^r - 24,62(W_t^r + 8,94H^r), \text{ кДж/кг.} \quad (7.6)$$

Нижча питома теплота згоряння відрізняється від вищої витратою тепла на випарування вологи палива і вологи, що утворюється при його горінні. З використанням елементного складу вища питома теплота згоряння визначається за формулою Д.І.Менделєєва:

$$Q_s^r = 4,18 [81 C_t + 300 H_t - 26 (O - S)_t], \text{ кДж/кг.} \quad (7.7)$$

Питома теплота згоряння вугілля змінюється у великих межах і залежить як від властивостей вугільної речовини, так і від його вологості і зольності. Зі збільшенням вологості і зольності вугілля їх питома теплота згоряння різко знижується, тому що в них знижується вміст горючої маси.

Неорганічні компоненти вугілля представлені різними мінералами, основні з яких силікати, оксиди, карбонати і сульфідні.

Вміст мінеральних домішок в вугіллі характеризують *зольністю*, яка є основним показником якості. Цим показником оцінюється вугілля, що надходить з шахт, приготвлена шихта, продукти збагачення і вугілля, яке використовується для коксування і енергетики.

Найбільш шкідливою домішкою в вугіллі є *сірка*, яка входить до складу різних мінеральних сполук (піриту, марказиту, сульфатів заліза і кальцію). Донецьке вугілля містить сірку від 0,4 до 9,5 %. Звичайно сірчистість вугілля, як і зольність зростає зі збільшенням густини фракцій.

7.1.2 Показники якості вугілля

Якість вугілля і продуктів збагачення визначається його фізичними та хімічними властивостями, зокрема виходом летких речовин, питомою теплотою згоряння, вологістю, зольністю і вмістом сірки.

Вихід летких речовин є однією з класифікаційних ознак марки вугілля і характеристикою його технологічної придатності. Для коксівного вугілля він визначає вихід коксу і хімічних продуктів коксування, для енергетичного – є характеристикою реакційної здатності і займистості палива. Вихід летких речовин залежить від виду органічного матеріалу і стадії метаморфізму. Так для торфу вихід летких речовин складає близько 70 %, для бурого вугілля – до 50 %, для кам'яного вугілля – 50 – 8 %, для антрацитів – 9 – 2 %.

Питома теплота згоряння – кількість тепла, що виділяється при повному згорянні 1 кг палива. Це найважливіший показник характеристики палива. Питома теплота згоряння кам'яного вугілля Донбасу складає 30,5 – 36,8 МДж / кг.

Вологість вугілля шкідливо впливає на процес коксування, вона знижує вихід коксу і продуктивність коксових печей, сприяє їх руйнуванню, погіршує умови роботи хімічних цехів. Вологість коксівного вугілля і вугільних концентратів повинна бути не більше 8-10 %. Підвищення вологості вугілля на 1 % знижує його ціну на 1,5 %.

Зольність вугілля для коксування не повинна перевищувати 8 %. Збільшення зольності коксу на 1 % тягне за собою його перевитрати на виплавку чавуну в доменній печі на 2,5 % і зниження продуктивності печі на 4 %. В енергетичному вугіллі підвищена зольність обумовлює зниження теплоти згоряння. Вугілля, що використовується для виробництва синтетичного бензину, повинно мати зольність не більше 5 – 6 % при вологості 2 %; для виготовлення електродів потрібне вугілля з зольністю, що не перевищує 2 – 3 %. Підвищення зольності вугілля на 1 % знижує його ціну на 2,5 %.

Сірка, що міститься в вугіллі майже повністю переходить у кокс і потім у метал. Сірка робить метал червоноламким і нековким, підвищує його схи-

льність до корозії. Збільшення вмісту сірки в коксі на 1 % підвищує його витрати на 17 % , при цьому продуктивність доменної печі знижується на 16 %.

В результаті збагачення вугілля його зольність, сірчистість і вологість можуть бути значно знижені і доведені до кондицій, що задовольняють відповідних споживачів.

7.1.3 Класифікація вугілля

Промислова класифікація вугілля

Промислова класифікація передбачає розподіл вугілля на марки і групи залежно від їхніх фізико-хімічних властивостей і можливості використання для технологічних та енергетичних цілей.

Поділ вугілля на марки здійснюється за Стандартом України ДСТУ 3472-96 “Вугілля буре, кам’яне та антрацит”. Як класифікаційні параметри прийняті значення середнього показника відбивання вітриніту R_0 , виходу летких речовин V^{daf} , теплоти згоряння на сухий беззольний Q_s^{daf} або вологий беззольний Q_s^{af} стан та спікливості, яка оцінюється товщиною пластичного шару Y і індексом Рога RI . Вугілля України поділяють на марки відповідно з табл. 7.1.

Таблиця 7.1 – Промислова класифікація вугілля за ДСТУ 3472-96

Марка вугілля	Позначення	$R_0, \%$	$V^{daf}, \%$	$Y, \text{мм}$	RI	$Q_s^{daf}, \text{МДж/кг}$
Буре	Б	<0,40	50-70	-	-	<24,0
Довгополуменеве	Д	0,40-0,60	35-50	<6	-	-
Довгополуменеве газове	ДГ	0,50-0,80	35-48	6-9	-	-
Газове	Г	0,50-1,00	33-46	10-16	-	-
Жирне	Ж	0,85-1,20	28-36	17-38	-	-
Коксівне	К	1,21-1,60	18-28	13-28	-	-
Піснувате спіктиве	ПС	1,30-1,90	14-22	6-12	13-50	-
Пісне	П	1,60-2,59	8-18	<6	<13	35,2-35,6
Антрацит	А	2,60-5,60	<8	-	-	<35,2

Відповідно до класифікаційних параметрів вугілля розділяють на марки і групи. При цьому вугілля однойменних марок і груп різних басейнів мають неоднакові межі класифікаційних параметрів. Тому вугілля різних басейнів з однаковими параметрами при технологічному використанні може давати різний за фізико-механічними властивостями продукт.

Класифікація вугілля за крупністю

Основна маса вугілля, яка використовується у коксохімічному виробництві, відвантажується споживачам у нерозсортованому вигляді. Однак у деяких випадках з них виділяють крупні класи для енергетичних цілей, а відсів направляють на коксування.

Енергетичне вугілля і антрацити, поряд з іншими показниками, характеризується ще й крупністю.

Класифікація за крупністю наведена в табл. 7.2.

Таблиця 7.2 – Класифікація вугілля за крупністю

Найменування класів	Позначення	Крупність, мм	
		стандартна	допущена
Плитне	П	100-200	80-200
Крупне	К	50-100	40-80
Горіх	Г	25-50	20-40
Дрібне	Д	13-25	10-20
Сім'ячко	С	6-13	5-10
Штиб	Ш	0-6	0-5
Рядове	Р	0-200	0-200

Допускаються проміжні класи ПК (плитне крупне), КГ (крупний горіх), ГД (горіх дрібний), ДС (дрібне з сім'ячком). При співвідношенні між нижньою і верхньою межею крупності не більше 1:4 допускаються і класи СШ (сім'ячко зі штибом), ДСШ (дрібний з сім'ячком і штибом), ГДСШ (горіх із дрібним, сім'ячком і штибом).

На підприємствах з відкритим способом видобутку верхня межа крупності в рядовому і плитному може бути збільшена до 300 мм.

Міжнародна класифікація вугілля

Міжнародна класифікація вугілля була прийнята у 1954 р. Комітетом по вугіллю Європейської економічної комісії ООН. Згідно з цією класифікацією вугілля з вищою теплою згоряння вологої беззольної маси до 23826 кДж/кг належать до бурого, а вугілля з більшою теплою згоряння – до кам'яного і антрацитів. Ця класифікація охоплювала вугілля кам'яне і антрацити і виконувалася за виходом легких речовин на суху беззольну масу V^{daf} , теплою згоряння Q_s^{daf} , спікливою і коксівністю вугілля. У 1988 р. Європейська економічна комісія затвердила нову систему міжнародної кодифікації вугілля середнього та високого рангів (кам'яного і антрацитів). За цією класифікацією до бурого відносять вугілля з вищою теплою згоряння вологої беззольної маси до 24000 кДж/кг.

Застосовується спеціальна система кодування значень показників, що характеризують вугілля. Крім зазначених показників система кодифікації передбачає можливість використання для характеристики вугілля і додаткових показників у відповідності з домовленістю постачальника і покупця. В результаті вивчення вугілля складається сертифікат, який характеризує його метаморфізм, мацеральний склад та технологічні властивості.

Набір основних ознак, якими повинно характеризуватися вугілля, наведено в табл. 7.3.

Якщо для характеристики вугілля використовуються додаткові показники, то вони також включаються у сертифікат, але не кодуються.

Таблиця 7.3 – Ознаки, що характеризують вугілля

Показники	Індекси	Номер цифр у кодї вугілля	Міжнародні стандарти для визначення показників
Середній показник	R_0	1, 2	7404-1984

відбиття вітриніту			
Характеристика рефлектограми	-	3	7404-1984
Мацеральний склад:			
- вміст інертиніту	I	4	7404-1984
- вміст ліптиніту	L	5	7404-1984
Індекс вільного спучування	SI	6	500-1984 562-1984
Вихід летких речовин на сухе беззольне паливо	V^{daf}	7, 8	1170-1977
Зольність на суху масу	A^d	9, 10	1171-1984
Вміст сірки на суху масу	S_t^d	11, 12	334-1975
Вища теплота згоряння на суху беззольну масу	Q_s^{daf}	13, 14	1923-1976

Якщо дані за яким-небудь параметром не визначаються або відсутні, то в код ставиться знак “х”, в тому випадку, коли код мав складатися з однієї цифри або “хх”, якщо з двох цифр.

Класифікація вугілля за збагачуваністю

Сьогодні оцінку збагачуваності вугілля і класифікацію його за цією ознакою виконують за ГОСТ 10100-84. Відповідно до цього стандарту показник збагачуваності T визначається як відношення сумарного виходу проміжних фракцій до виходу безпородної маси.

$$T = 100 \gamma_{mn} / (100 - \gamma_n), \%$$

(7.8)

де γ_{mn} – вихід проміжних фракцій (густиною 1400 (1500) – 1800 кг/м³ – для кам'яного вугілля і 1800 – 2000 кг/м³ – для антрацитів), γ_n – вихід породних фракцій (густиною більш 1800 кг/м³ – для кам'яного вугілля і більше 2000 кг/м³ – для антрацитів).

Залежно від значення показника збагачуваності вугілля і антрацити підрозділяють на категорії збагачуваності від легкої до дуже важкої.

Поділ вугілля на категорії збагачуваності за ГОСТ 10100-84 наведено в табл. 7.4.

Таблиця 7.4 – Класифікація вугілля за збагачуваністю за ГОСТ 10100-84

Ступінь збагачуваності	Категорія збагачуваності	Показник збагачуваності, %
Легкий	1	До 5 вкл.
Середній	2	Більше 5 до 10 вкл.
Важкий	3	Більше 10 до 15 вкл.
Дуже важкий	4	Більше 15

Відповідно до категорії збагачуваності вибирають технологічні процеси і схему переробки вугілля.

7.1.4 Процеси і схеми збагачення вугілля

Основні методи збагачення вугілля – гравітаційний і флотаційний, для регенерації суспензій застосовується магнітний метод. Гравітаційна технологія знайшла найбільш широке застосування в схемах переробки вугілля, де використовуються майже всі гравітаційні процеси.

Важкосередовищна сепарація використовується для збагачення крупних класів вугілля і антрацитів дуже важкої, важкої і середньої збагачуваності, усіх категорій збагачуваності при вмісті класу +13 мм у гірничій масі понад 20%, а також для вугілля легкої збагачуваності при вмісті породних фракцій понад 30 %.

Технологічні схеми збагачення крупних машинних класів у магнетитовій суспензії розділяють за числом стадій збагачення, числом кінцевих продуктів і призначенням.

Підготовка крупного машинного класу до важкосередовищного збагачення в сепараторах типу СКВ і СКВП здійснюється таким чином. При наявності в гірничій масі грудок крупністю до 500 мм їх перед збагаченням варто виділити на циліндричних грохотах типу ГЦЛ і направити на дроблення у двовалкових зубчастих дробарках типу ДДЗ. Однією з переваг дробарок типу ДДЗ є малий вихід дріб'язку в дробленому продукті. Підготовлене за крупністю вугілля направляється у головний корпус збагачувальної фабрики, де його розділяють перед збагаченням на машинні класи за однією зі схем, наведених на рис. 7.1. Залежно від прийнятої глибини збагачення підготовче грохочення може бути сухим або мокрим. Якщо відсів відвантажується споживачам у незбагаченому вигляді, підготовче грохочення – сухе, але перед операціями збагачення крупних і середніх класів варто передбачити їх знешламлювання (рис. 7.1 а, б, в). Якщо глибина збагачення 0 мм, підготовче грохочення – мокре (рис. 7.1 г).

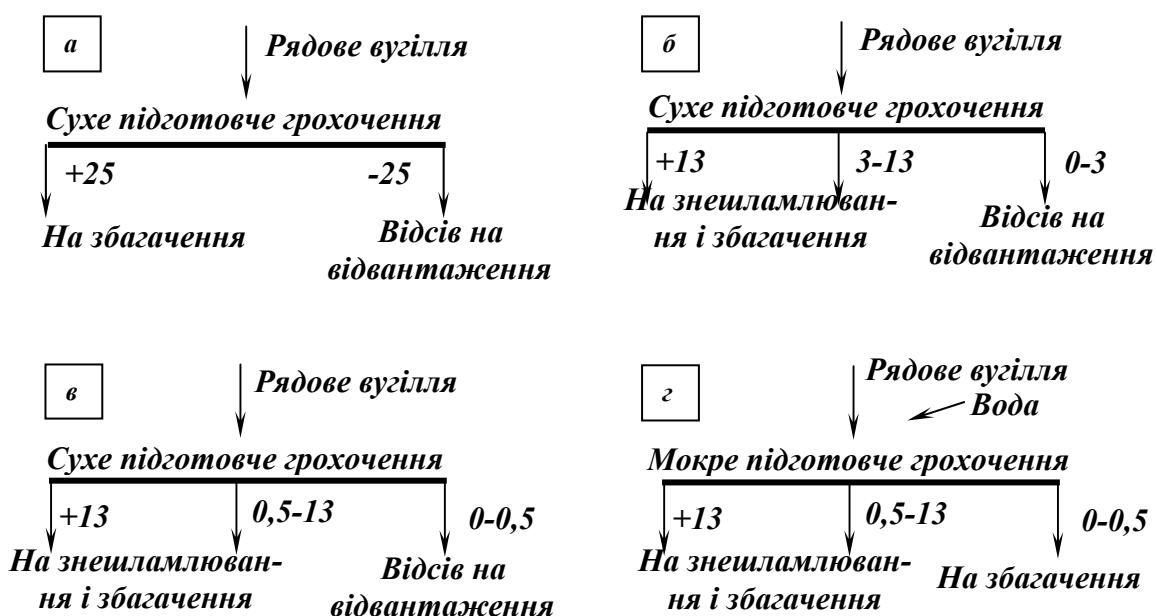


Рис. 7.1 – Схеми підготовчих операцій.

Схема збагачення в одну стадію з виділенням двох кінцевих продуктів (концентрату і відходів) призначена для механізованого відділення породи на шахтних установках, збагачення енергетичного вугілля і антрацитів, а також для збагачення коксівного вугілля легкої збагачуваності (рис. 7.2).

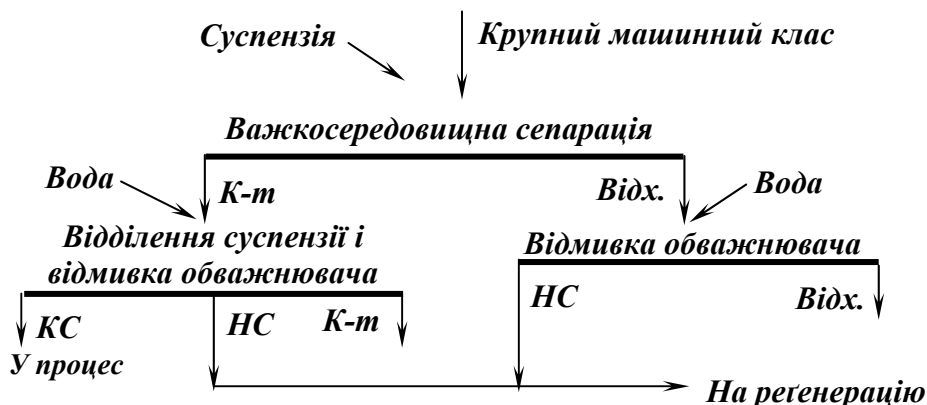


Рис. 7.2 – Схема збагачення вугілля крупних класів у одну стадію з виділенням двох продуктів.

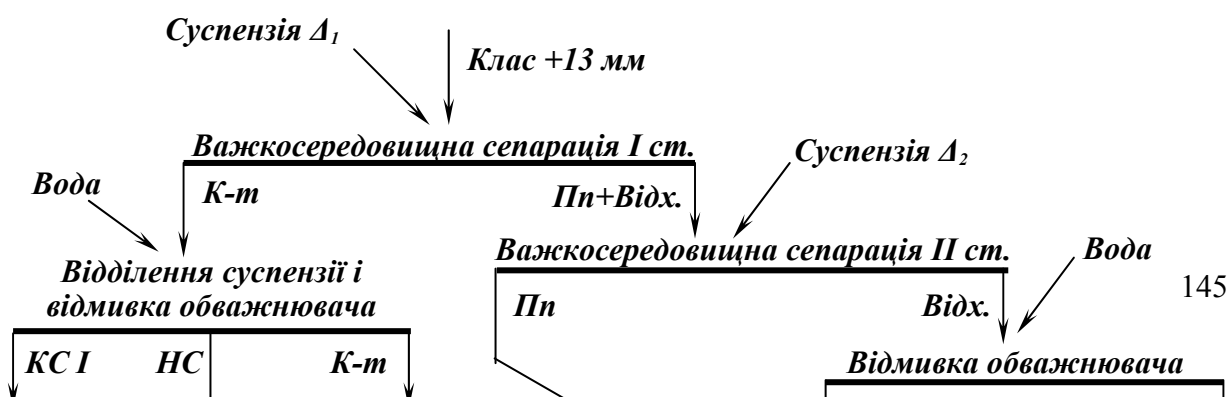
КС – кондиційна суспензія; НС – некондиційна суспензія.

Свіжа суспензія при надходженні у сепаратор розділяється на транспортний і висхідний потоки. Густина розділення залежно від характеристики збагачуваності вугілля і вимог до якості концентрату приймається від 1650 до 2050 кг/м³.

Відділення суспензії і відмивання обважнювача (магнетиту) здійснюється на вібраційних грохотах типу ГСЛ. При цьому відмивання обважнювача здійснюється за допомогою двох рядів бризгал, на перший з яких подається злив сепараторів системи регенерації, а на другий – технічна вода.

Схема збагачення в дві стадії з виділенням трьох кінцевих продуктів (концентрату, промпродукту і відходів) застосовується для коксівного вугілля середньої і важкої збагачуваності. Основний і найбільш економічний варіант – виділення в першій стадії сепарації концентрату (рис. 7.3); виділення в першій стадії відходів застосовується при їхньому високому виході (понад 50 %) і наявності порід, що розмокають в суспензії (рис. 7.4).

Технологічні схеми (рис. 7.3 і 7.4) аналогічні, але при застосуванні другої схеми (виділення в першій стадії відходів) між першою і другою стадіями сепарації необхідно передбачити операцію відділення суспензії більшої густини від суміші концентрату і промпродукту, які направляються в другу стадію, де вони розділяються в суспензії меншої густини.



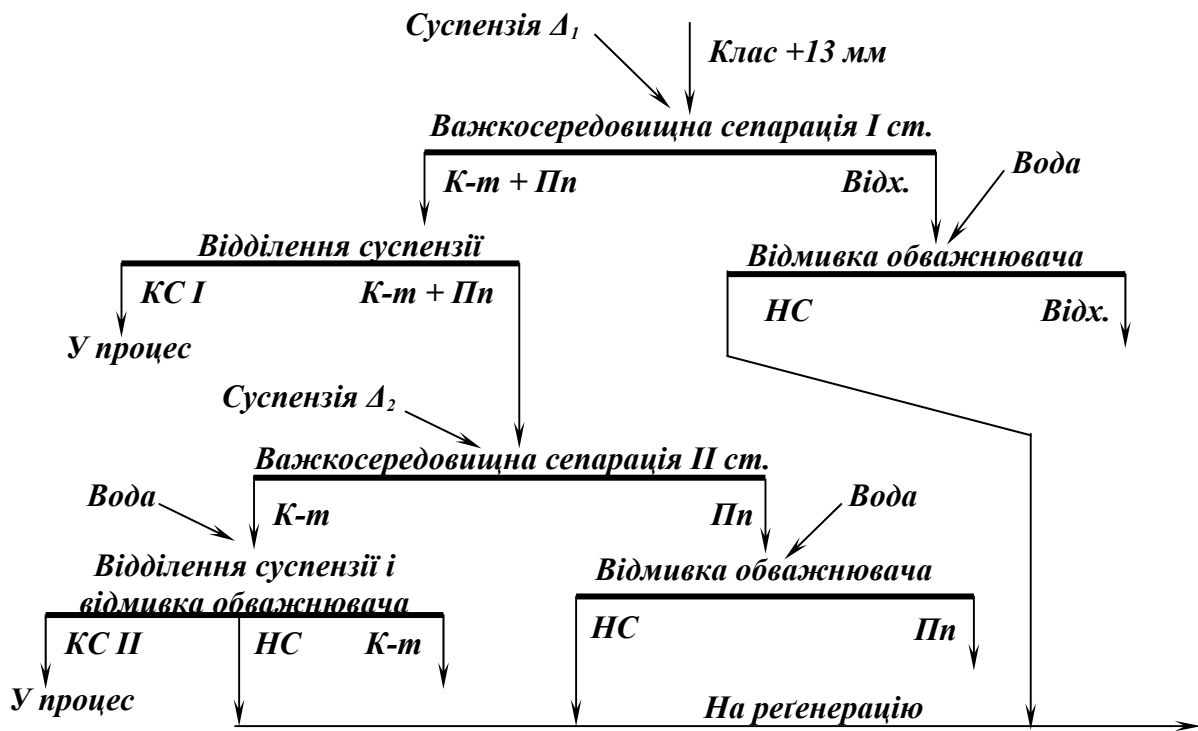


Рис. 7.4 – Схема збагачення крупних класів вугілля у дві стадії з виділенням трьох продуктів при густині суспензій $\Delta_1 > \Delta_2$

Збагачення у важкосередовищних гідроциклонах застосовується при переробці дрібних класів коксівного вугілля і антрацитів дуже важкої і важкої збагачуваності, а при підвищених вимогах до якості концентрату – середньої збагачуваності. Важкосередовищні гідроциклони можуть використовуватися також для перезбагачення промпродукту і грубозернистого шламу.

Технологічні схеми важкосередовищних гідроциклонних комплексів для збагачення дрібного вугілля так само, як і схеми збагачення крупних класів відрізняються по числу стадій розділення, числу продуктів збагачення і своє-

му призначенню. Технологічні схеми збагачення в гідроциклонах складніше схем збагачення в сепараторах, тому що вимагають створення напору на вході в апарат, більших в 3-4 рази витрат суспензії і більш складної системи регенерації суспензії в зв'язку зі значним шламоутворенням у гідроциклоні.

До якості машинного класу, що надходить на збагачення в гідроциклони, висуваються підвищені вимоги і, насамперед щодо вмісту шламів. Схема збагачення у двопродуктовому важкосередовищному гідроциклоні з одержанням двох кінцевих продуктів (концентрату і відходів), яка призначена для збагачення дрібного енергетичного вугілля і антрацитів крупністю 0,5-13 (25) мм, наведена на рис. 7.5.

Схема збагачення у трипродуктовому каскадному гідроциклоні з одержанням трьох кінцевих продуктів (концентрату, промпродукту, відходів) і одержанням у першій секції апарата концентрату, у другій промпродукту і відходів (рис. 7.6), призначена для збагачення дрібного коксівного вугілля крупністю 0,5-13 (25) мм, перезбагачення промпродукту відсадки дрібного машинного класу 0,5-13 мм, а також для збагачення коксівного вугілля одного машинного класу 0,5-40 мм (при порівняно невеликому виході класу +40 мм).

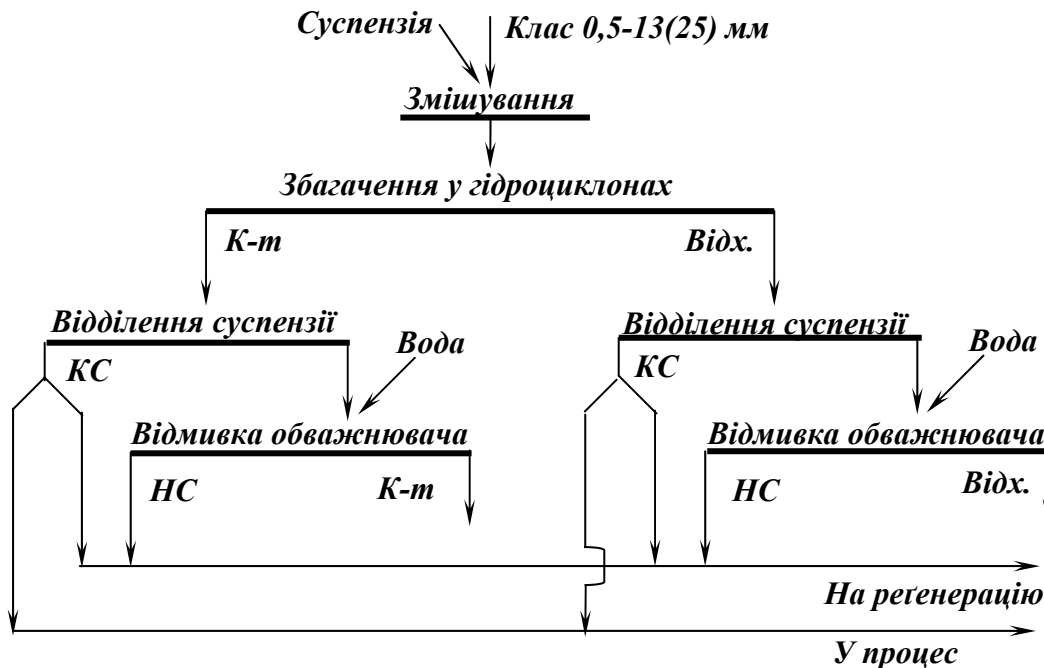
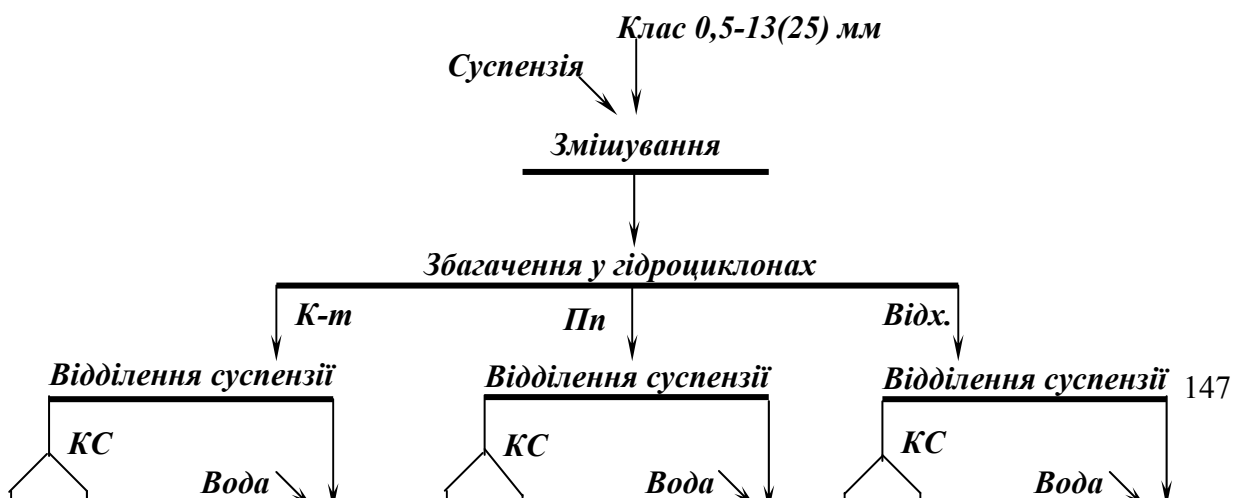


Рис 7.5 – Схема збагачення дрібного вугілля в гідроциклонах з виділенням двох продуктів.



Відсадка, як основна операція, застосовується в схемах вуглезбагачувальних фабрик для збагачення дрібних класів вугілля і антрацитів легкої і середньої збагачуваності. Допускається застосування відсадки для збагачення дрібних класів вугілля і антрацитів трудної збагачуваності, а також для збагачення крупних класів вугілля легкої збагачуваності при вмісті породних фракцій менше 30 %. Для вугілля, що добувається гідроспособом, а також вугілля легкої збагачуваності з вмістом класу +13 мм менше 20 % варто застосовувати ширококласифіковану відсадку.

Залежно від характеристики вихідного вугілля, вимог до якості кінцевих продуктів і техніко-економічних міркувань можуть бути застосовані різні схеми з використанням відсадки.

При роздільному збагаченні крупних і дрібних класів вугілля відсадкою воно розділяється на грохотах і направляється у відсаджувальні машини, в яких розділяється на три продукти (концентрат, промпродукт і відходи). Промпродукт, одержуваний у результаті збагачення крупного класу, дробиться до 13 мм і направляється на збагачення разом із дрібним машинним класом (рис. 7.7).

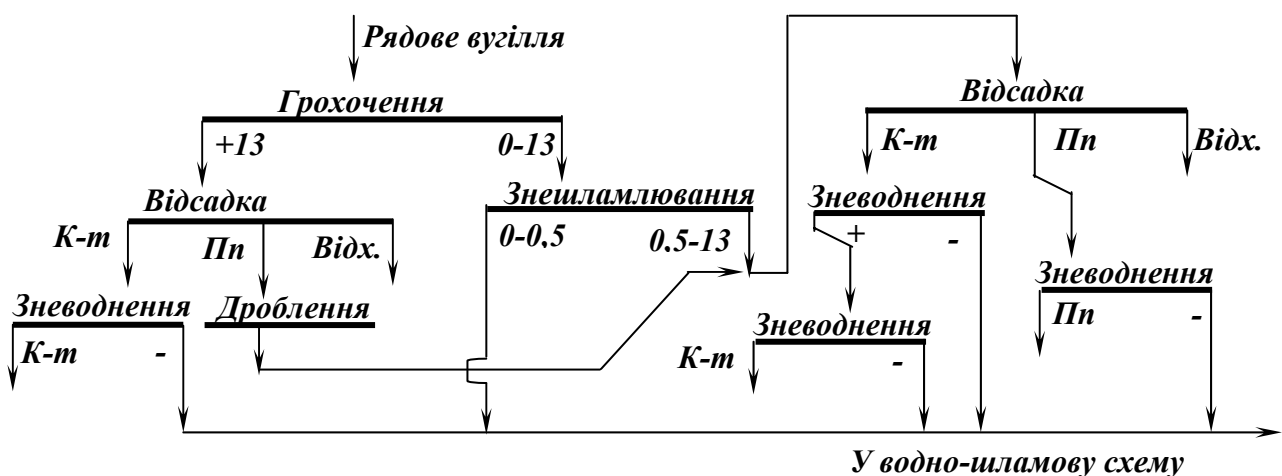


Рис. 7.7 – Схема роздільного збагачення крупних і дрібних класів вугілля відсадкою.

На фабриках, що збагачують енергетичне вугілля і де виділення промпродукту не передбачається, відходи виділяються в обох ступенях відсаджувальної машини. В деяких випадках важкий продукт другої ступіні направляють у вигляді циркулюючого продукту в ту ж машину (рис. 7.8).

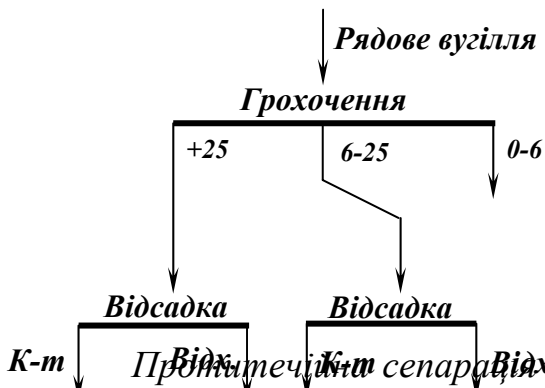


Рис. 7.8 – Схема збагачення енергетичного вугілля.

Відсадка застосовується для збагачення енергетичного вугілля, антрацитів, збідненої (розубоженої) гірничої маси відкритих розробок, крупнозернистих шламів і видалення породи з гірничої маси на шахтах і розрізах.

Механізація породовибірки здійснюється на шахтах і розрізах із застосуванням сепараторів КНС. Згідно зі схемою (рис. 7.9) гірнича маса надходить на попереднє грохочення по крупності 100 мм на грохоті інерційного типу.

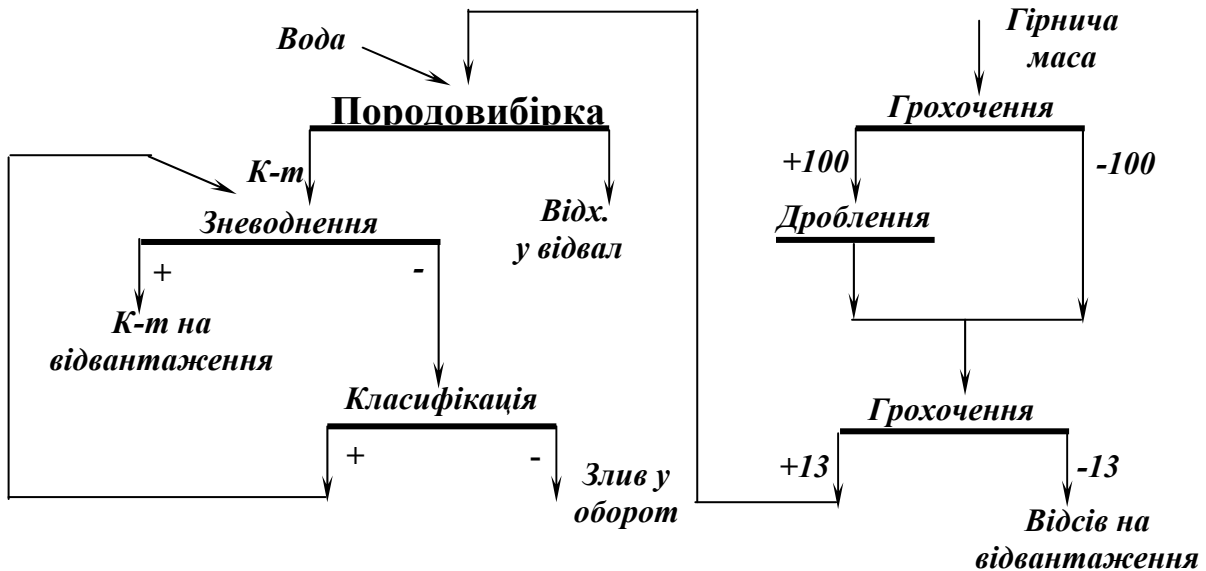


Рис. 7.9 – Схема механізованої породовибірки з використанням крутопохилого сепаратора.

Надрешітний продукт (+100 мм) дробиться у молотковій дробарці з розвантажувальною щілиною 80 мм. Після підготовчого грохочення по крупності 13 мм підрешітний продукт (-13 мм) направляється в бункер відсіву для відвантаження, а надрешітний (+13 мм) – на сепарацію в КНС.

Після збагачення (породовибірки) концентрат зневоднюється і подається на відвантаження роздільно або разом з відсівом, а відходи зневоднюючим елеватором направляються у відвал.

Вихід збагачуваного продукту складає 45 – 65 % від вихідної гірничої маси при зниженні зольності на 20 – 30 %.

При збагаченні розубоженого вугілля застосовують технологічні схеми з сепараторами КНС, при збагаченні енергетичного вугілля – схеми з сепараторами СШ і СВШ.

Одностадійна технологічна схема збагачення розубоженого вугілля (рис. 7.10) призначена для переробки розмитої гідромонитором гірничої маси, що трубами подається на збагачувальну установку.

В результаті розмиву гірничої маси утворюється велика кількість високозольних шламів, що значно ускладнює водно-шламове господарство і спричиняє сильне забруднення технічної води (до 300 г/л). З використанням цієї схеми можна одержати концентрат з зольністю 20-25 % і відходи з зольністю 70-80 %.

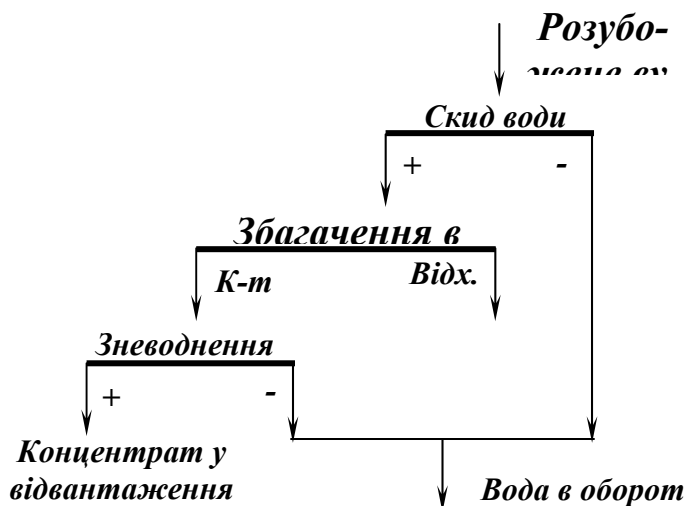


Рис. 7.10 – Схема збагачення розубоженого вугілля.

Одностадійні схеми збагачення енергетичного вугілля з використанням сепараторів СШ і СВШ (рис. 7.11) включають такі операції:

- дроблення вугілля крупністю +80 мм з контрольним грохоченням по зерну 80 мм і розділенням на машинні класи 13 – 80 і 0 – 13 мм;
- збагачення класу 13 – 80 мм в сепараторах СШ, класу 0 – 13 мм – в сепараторах КНС з одержанням концентрату і відходів;
- зневоднення крупного концентрату в одну стадію на грохотах, а дрібного – в дві стадії – на грохотах і в центрифугах.

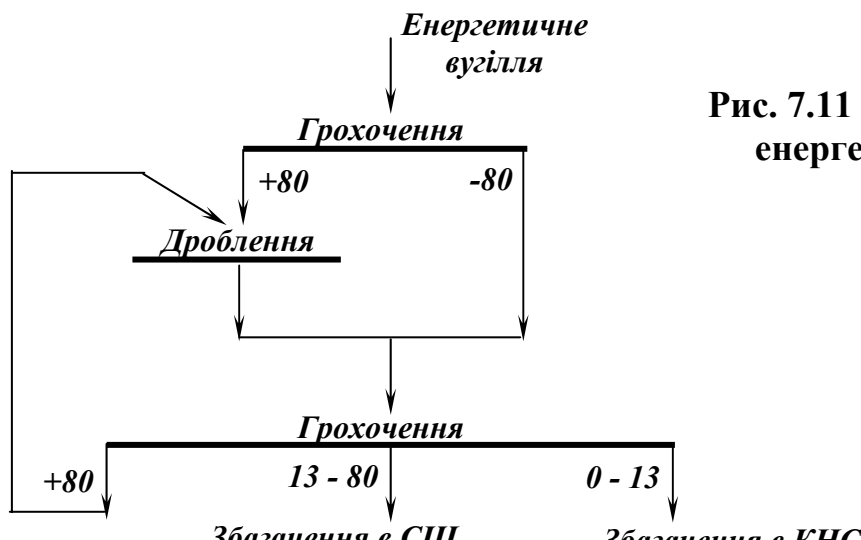
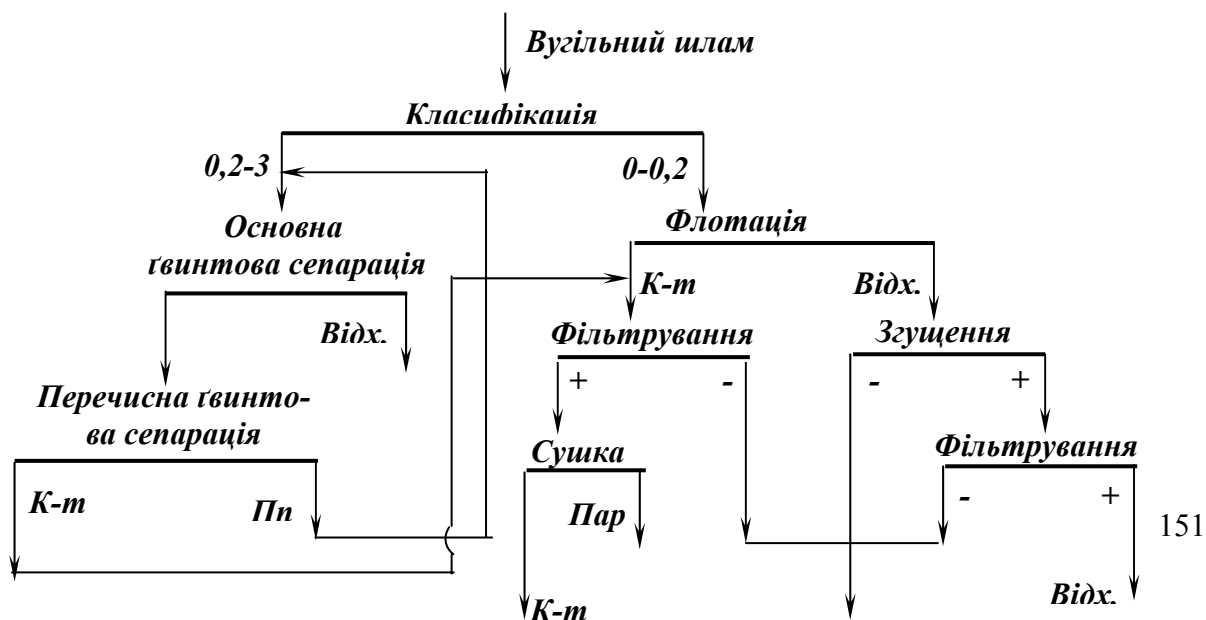


Рис. 7.11 – Схема збагачення енергетичного вугілля.

Протитечійна водна сепарація характеризується порівняно низькими капітальними та експлуатаційними затратами, простотою конструювальних рішень і високою ефективністю процесу.

Основний метод збагачення вугільних шламів – флотація, який здійснюється на флотаційних машинах механічного типу МФУ. Як збирачі при флотації вугілля використовують ААР-1, ААР-2, АФ-2, гас або ін., як піноутворювачі – Т-66 або Т-80. Але в зв'язку з дефіцитністю флотаційних реагентів і їх високою вартістю в останній час широке застосування при збагаченні шламів знаходить *гвинтова сепарація*, яка дозволяє переробляти шлами крупністю 0,1-3 мм (при флотації 0-0,5 мм). Шлами розділяють в гідроциклоні типу ГЦ по крупності 0,2 мм. Шлами крупністю +0,2 мм збагачуються гвинтовою сепарацією, а шлами крупністю -0,2 мм – флотацією. При збагаченні шлами розділяють на два продукти: концентрат і відходи. Концентрат надходить на фільтрування і сушку, а відходи – на згущення і фільтрування.

Схема збагачення вугільних шламів флотацією і гвинтовою сепарацією наведена на рис. 7.12.



При зольності вугільних шламів 20 – 35 % така схема дозволяє отримати концентрат зольністю 7 – 12 % і відходи зольністю до 75 %.

Збагачення на концентраційних столах знаходить обмежене застосування в практиці переробки дрібних і тонких класів вугілля. Воно використовується з метою одержання низькозольних концентратів і головним чином для знесірчення.

7.1.5 Комплексне використання продуктів переробки вугілля

Дослідження мінерального складу вугілля і супутніх порід показали, що в них представлені різні елементи, використання яких може бути економічно корисним.

Літологічний склад відходів вуглезбагачення свідчить, що в них преvalюють глинисті породи і високозольні вугільно-мінеральні зростки. Алевроліти, піщаники і карбонатні породи містяться у відходах збагачення в незначних кількостях. Глинисті породи представлені в основному аргілітом і вуглистим аргілітом. Вміст основних типів порід у відходах вуглезбагачення наведено в табл. 7.5.

Таблиця 7.5 - Основні породи у відходах вуглезбагачення

Породи	Вміст, %		
	мінімальний	максимальний	середній
Глинисті породи	36,7	78,4	63,0
Вугільно-мінеральні зростки	8,0	50,9	23,5
Алевроліти	0,0	18,0	4,2
Піщаники	0,0	22,5	6,1
Карбонатні породи	0,0	15,0	3,2

Крім того, відходи вуглезбагачення містять ряд мікроелементів: молібден, мідь, цинк, бор, нікель, свинець, кобальт, ванадій, марганець, фосфор, барій, олово, золото, срібло, уран, реній, германій і ін. Лабораторні дослідження показали можливість вилучення багатьох з цих компонентів при комплексної переробці сировини, але в промислових умовах ці питання не вирішені.

Дослідження показали, що відходи вуглезбагачення можуть бути використані в багатьох напрямках:

- відсівні відходи крупністю 0 – 3 мм при зольності до 70 % можуть бути використані для спалювання у вигляді водовугільної суспензії в топках котельних установок над шаром палаючого вугілля;
- відходи крупністю 0 – 1 мм, що містять більше 25 % глинозему, можуть бути використані як глиноземна домішка при виробництві цементу;
- при виробництві цегли відходи, що містять мінімум піриту і вільних вапнякових включень можна використати як пісну паливну домішку;
- відходи придатні для виробництва аглопориту. Залежно від засмічення відходів кам'янистими породами міцність і густина аглопориту будуть змінюватись (в межах сортів, що передбачаються технічними умовами);
- відходи, що багаті глиноземом (22 – 24 % Al_2O_3) можна використати для виробництва алюмінію;
- деякі відходи придатні для газифікації;
- крупні відходи з мінімальним вмістом дріб'язку (0 – 6 мм) і вугільних фракцій можна використати для закладки виробленого простору в шахтах;
- у зв'язку з наявністю ряду мікроелементів (молібден, мідь, цинк, бор, марганець, фосфор і ін.) відходи флотації можна використовувати як добрива в сільському господарстві;
- золу виносу ТЕС використовують у будівельній промисловості, є позитивні спроби вилучати з неї високодефіцитну теплоізоляційну сировину (повітрянаповнені кульки золи);
- шлаки від спалювання вугілля на ТЕС можуть бути використані як теплоізоляційний матеріал, а також як заповнювач легких бетонів і цегли.

Таким чином, при комплексній переробці вугілля може бути використана не тільки його органічна складова, але й мінеральна. Використання мінеральної складової (відходів) крім техніко-економічного ефекту дозволить оздоровити повітряний басейн населених пунктів і визволити орні землі від териконів.

Контрольні запитання

1. *Які властивості характеризують якість і склад вугілля?*
2. *Назвіть показники технологічної класифікації вугілля.*
3. *Які показники прийняті для міжнародної класифікації вугілля?*
4. *Як оцінюється збагачуваність вугілля?*
5. *Опишіть технологію збагачення вугілля.*
6. *Вимоги до якості вугільних концентратів.*

7.2 ТЕХНОЛОГІЯ ЗБАГАЧЕННЯ РУД ЧОРНИХ МЕТАЛІВ

Мета розділу: вивчення технології збагачення руд чорних металів.

7.2.1 Технологія збагачення залізних руд

Україна займає одне з провідних місць в світі за запасами і видобутком залізних руд, які зосереджені в Криворізькому і Керченському залізорудних басейнах, Криворізько-Кременчуцькій, Білозерсько-Горіхівській, Одесько-

Білоцерківській металогенічних зонах, Приазовській і Придніпровській металогенічних областях. Розвідані запаси залізних руд України складають – 40,1 млрд. т, прогнозні – 30,4 млрд. т, потенційні – 133,5 млрд. т.

Залізні руди – природні мінеральні утворення, що містять залізо в такій кількості і в таких сполуках, з яких промислове вилучення металу економічно доцільне. Залізні руди різноманітні за мінеральним складом, вмістом заліза (від 16 до 72 %), корисних (нікель, кобальт, марганець, вольфрам, молібден, хром, ванадій і ін.) і шкідливих (сірка, фосфор, цинк, свинець, арсен, мідь) домішок, умовами утворення і технологічними властивостями. Головні рудні мінерали залізних руд такі: оксиди заліза – магнетит Fe_3O_4 , гематит Fe_2O_3 , мартит Fe_2O_3 ; гідрооксиди – гетит $Fe_2O_3 \cdot H_2O$ і гідрогетит $3Fe_2O_3 \cdot 3H_2O$; карбонати – сидерит $FeCO_3$ і сидероплезит; силікати – тюрингіт $(Fe^{+2}, Fe^{+3}, Al)_8 \cdot [(OH)_2 Al_2 Si_2 O_{10}]$ і шамозит $(Fe^{+2}, Fe^{+3}, Mg, Al)_6 \cdot [(Al, Si)_4 O_{10}] \cdot (OH, O)_8$.

Родовища заліза за генезисом розділюються на ендегенні, екзогенні і метаморфогенні. Промислові типи руд класифікуються залежно від рудного мінералу, що переважає.

Магнетитові руди складені магнетитом, вони найбільш характерні для карбонатитових, скарнових і гідротермальних родовищ. З карбонатитових родовищ попутно вилучають апатит і баделейт, зі скарнових – сульфіди кольорових металів і пірит, що містить кобальт. Особливий різновид – титаномагнетитові руди магматичних родовищ. Магнетитові руди містять до 72 % заліза.

Гематитові руди складені головним образом гематитом і в меншій мірі магнетитом. Вони поширені в корі вивітрювання залізистих кварцитів, в скарнових, гідротермальних і вулканогенних осадових рудах. Багаті гематитові руди містять 55 – 65 % заліза і 15 – 18 % марганцю.

Сидеритові руди підрозділяють на кристалічні сидеритові руди і глинисті шпатові залізнякаи. Вони зустрічаються в гідротермальних і вулканогенних осадових родовищах. Вміст заліза в сидеритових рудах 30-35 %. Після випалу сидеритових руд в результаті видалення CO_2 , одержують тонкопористі залізооксидні концентрати, які містять 1-2 %, а іноді до 10 % марганцю. В зоні окиснення сидеритові руди перетворюються в бурі залізнякаи.

Силікатні залізні руди складені залізистими хлоритами (шамозитом, тюрингітом і ін.), які супроводжуються гідрооксидами заліза, іноді сидеритом. Середній вміст заліза в рудах складає 25-40 %, домішка сірки незначна, фосфору – до 1 %. Вони часто мають оолітову текстуру. В корі вивітрювання силікатні руди перетворюються в бурі, іноді в червоні (гідрогематитові) залізнякаи.

Бурі залізнякаи складені гідрооксидами заліза, найчастіше гідрогетитом. Бурі залізнякаи утворюють осадові поклади (морські і континентальні) і родовища кори вивітрювання. Осадові руди часто мають оолітову текстуру. Середній вміст заліза в рудах складає 30-35 %. В бурих залізнякаах деяких родовищ міститься до 1-2 % марганцю. В природно-легованих бурих залізнякаах, що утворилися в корах вивітрювання ультраосновних порід, міститься 32-48 % заліза, до 1 % нікелю, до 2 % хрому, соті частки кобальту і ванадію. З таких руд без домішок виплавляють хромонікелеві чавуни і низьколеговану сталь.

Залізисті кварцити складені тонкими кварцовими, магнетитовими, гематитовими, магнетит-гематитовими і сидеритовими прошарками, що чергуються, місцями в прошарках є домішки силікатів і карбонатів. Руди характеризуються вмістом заліза від 12 до 36 % і низьким вмістом шкідливих домішок (вміст сірки і фосфору складає соті частки відсотка). Родовища цього типу мають унікальні (більше 10 млрд. т) або крупні (більше 1 млрд. т) запаси руди. В корі вивітрювання кремнезем виноситься і утворюються крупні поклади багатих гематито-мартитових руд.

Найбільші запаси і обсяги добування припадають на залізисті кварцити і утворені по них багаті залізні руди, менш поширені осадові бурозалізнякові руди, а також скарнові, гідротермальні і карбонатитові магнетитові руди.

За вмістом заліза розрізняють *багаті* (більше 50 %) і *бідні* (менше 25 %) руди, які потребують збагачення. Для якісної характеристики *багатих руд* важливе значення має вміст і співвідношення нерудних домішок (шлакоутворюючих компонентів), що виражається *коефіцієнтом основності* і *кремневим модулем*. За величиною кремневого модуля (відношення суми вмістів оксидів кальцію і магнію до суми оксидів кремнію і алюмінію) залізні руди і їх концентрати підрозділяють на кислі (менше 0,7), самофлюсуючі (0,7 – 1,1) і основні (більше 1,1). Кращими технологічно є самофлюсуючі руди, кислі в порівнянні з основними потребують введення в доменну шихту підвищеної кількості вапняку (флюсу). За величиною кремневого модуля (відношення вмісту оксиду кремнію до вмісту оксиду алюмінію) використання залізних руд обмежується типами руд з модулем нижче 2. До *бідних руд*, що потребують збагачення, належать титаномагнетитові, магнетитові руди, а також магнетитові кварцити з вмістом заліза магнетитового більше 10-20 %; мартитові і гематитові руди і гематитові кварцити з вмістом заліза більше 30 %; сидеритові і гідрогетитові руди з вмістом заліза більше 25 %. Нижня межа вмісту заліза спільного і магнетитового для кожного родовища з урахуванням його масштабів, гірничотехнічних і економічних умов устанавлюється кондиціями. За способом рудопідготовки і застосуванням в виробництві розрізняють *атломераційні, мартенівські і доменні руди*.

Руди, що потребують збагачення підрозділяють на *легкозбагачувані* і *важкозбагачувані*. Збагачуваність руд залежить від їх мінерального складу і текстурно-структурних особливостей. До *легкозбагачуваних руд* належать магнетитові руди і магнетитові кварцити, до *важкозбагачуваних* – залізні руди, в яких залізо зв'язано з захованокристалічними і колоїдальними утвореннями. В цих рудах при подрібненні не вдається розкрити рудні мінерали через їх надто дрібні розміри і тонке пророщення з нерудними мінералами. Вибір способів збагачення визначається мінеральним складом і фізико-механічними властивостями руд, їх текстурно-структурними особливостями, також характером нерудних мінералів. Збагачення залізних руд здійснюється за магнітними, магнітно-гравітаційними і магнітно-флотаційними технологічними схемами, які забезпечують одержання кондиційних концентратів з вмістом заліза до 70 %. Технічні умови щодо товарних залізородних продуктів наведено в табл. 7.6.

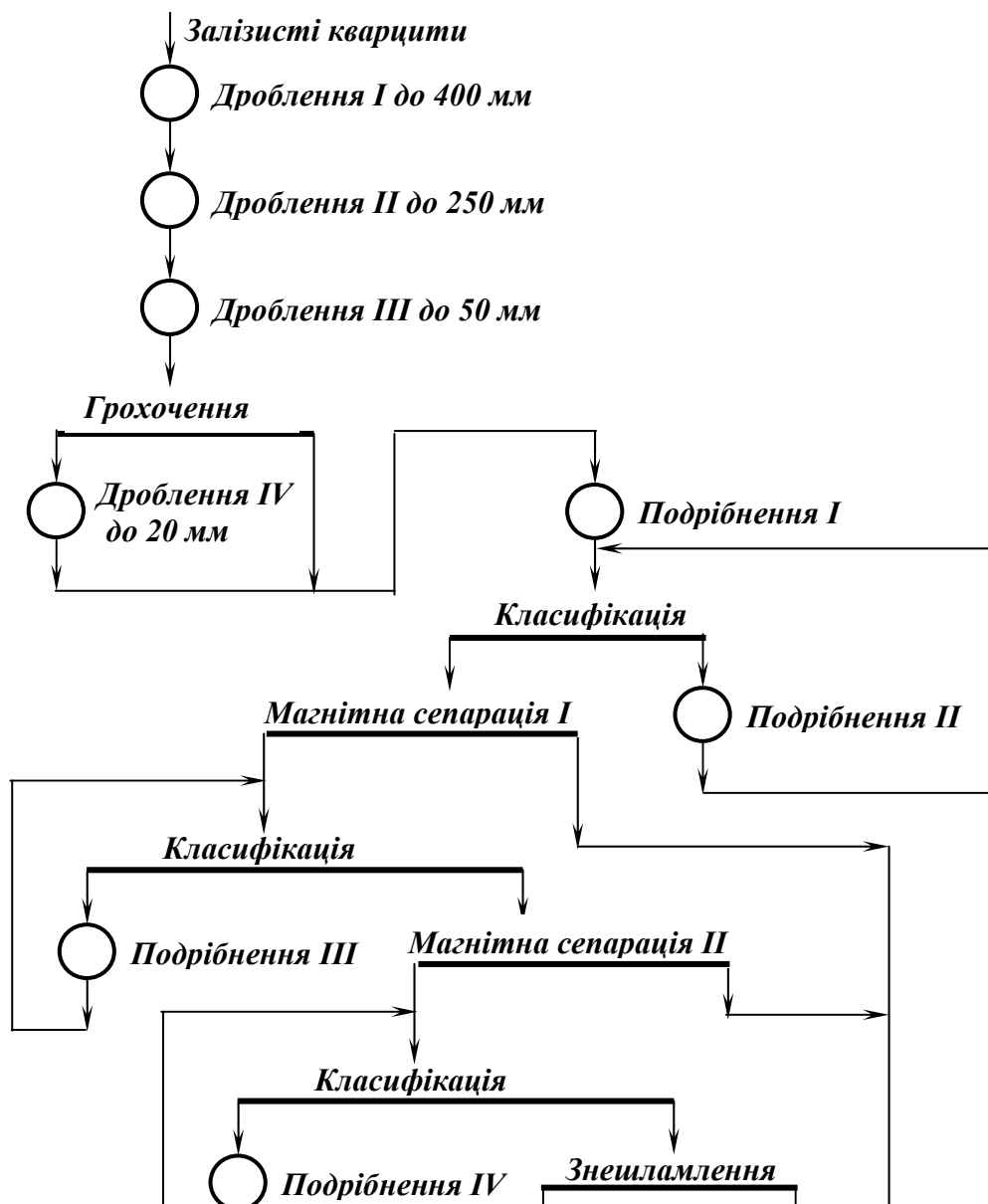
Таблиця 7.6 – Технічні умови щодо товарних залізородних продуктів

Матеріал	Вміст, %	Крупність, мм
----------	----------	---------------

	<i>Fe</i>	<i>SiO₂</i> не більше	<i>W_t^r</i>	<i>P</i>	<i>S</i>	
Руди: доменні	45-53	30-33	3-4	Не нормується	Не нормується	0-100
мартенівські	60-62	30-33	3			10-250
агломераційні	46-60	30-33	5			0-100
Концентрати: для порошків	70-71,8	0,4	10-12	0,01-0,1	Не нормується	до 95 % кл. -0,044 мм
високоякісний	66-70	3	10-12			до 98 % кл. -0,044 мм
агломераційний	58-66	8-12	9-12			до 98 % кл. -0,044 мм

Основний метод збагачення *магнетитових руд* – магнітна сепарація. При цьому найважливішими технологічними властивостями залістих кварцитів є їх вкраплення в руді і магнітна сприйнятливість. Технологічна схема збагачення залістих кварцитів наведена на рис. 7.13.

Основні корисні мінерали залістих кварцитів – магнетит з вмістом заліза 72,4 % і гематит з вмістом заліза 69,9 %, а вміст заліза в руді в середньому близько 35-45 %. Технологічна схема збагачення залістих кварцитів передбачає ряд послідовних операцій.



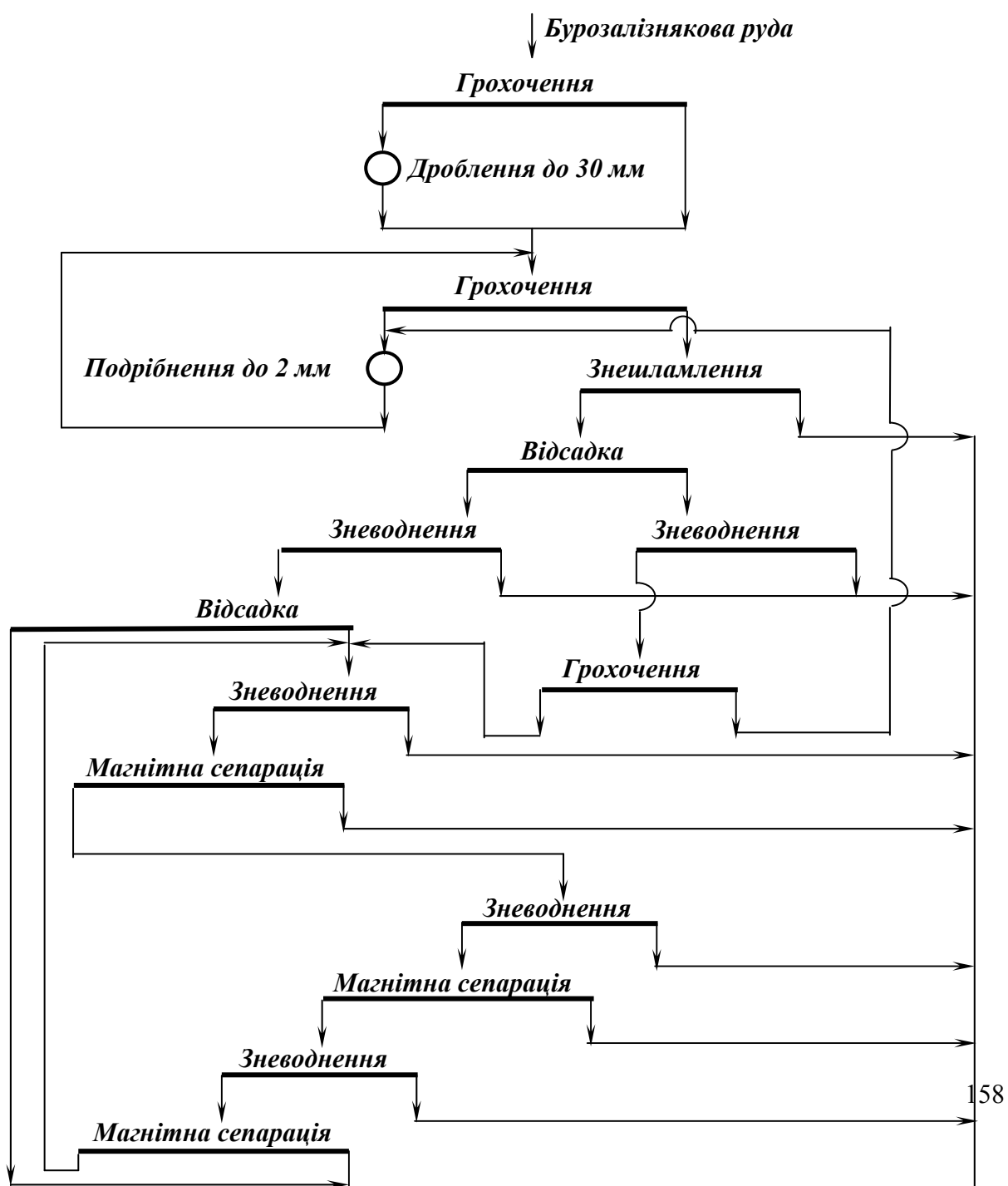
Підготовка до збагачення починається з усереднення і шихтування різних типів руди, що підвищує стабільність хімічного складу і фізичні властивості сировини. Залістисті кварцити за міцністю відносять до міцних і дуже міцних гірничих порід і, крім того, максимальний розмір грудок вихідного матеріалу збагачувальної фабрики складає до 1200 мм, тому дроблення їх здійснюється звичайно в чотири стадії. Дві перші стадії найчастіше виконуються у відкритому циклі в конусних дробарках типу ККД (I стадія), КРД (II стадія). Третя стадія здійснюється в конусних дробарках типу КСД у відкритому циклі або з попереднім грохоченням, а четверта стадія виконується з попереднім грохоченням в дробарках типу КМД. В результаті дроблення одержують продукт крупністю до 20 мм. В зв'язку з тонким вкрапленням магнетиту дроблену руду піддають чотирьохстадійному подрібненню в стержневих і кульових млинах, або в млинах самоподрібнення. Перша стадія подрібнення виконується у відкритому циклі в стержневих млинах, друга і наступні стадії – в кульових млинах, які працюють в замкненому циклі з гідроциклонами. При використанні самоподрібнення значно спрощується схема дроблення – руда дробиться в одну стадію до 500 мм і направляється в млини самоподрібнення. Збагачення залістистих кварцитів здійснюють магнітною сепарацією в слабкому магнітному полі в сепараторах барабанного типу. В схемі збагачення використовується чотири-п'ять стадій магнітної сепарації, що дозволяє послідовно видаляти відходи, розкрити зростки і одержати концентрат з вмістом заліза 65 %. Зневоднення концентрату до вологості 10-12 % здійснюється в дискових вакуум-фільтрах, зневоднений концентрат відвантажується споживачам.

Бурозалізнякові руди збагачують за комбінованими гравітаційно-магнітними схемами (рис. 7.14). Технологічна схема гравітаційно-магнітного збагачення включає дроблення в молоткових дробарках до крупності 30 мм з попереднім грохоченням, мокре грохочення за класом – 2 мм і подрібнення класу + 2 мм до крупності – 2 мм. Руда крупністю 0 – 2 мм знешламлюється в спіральних класифікаторах, клас 0 – 0,1 направля-

ється у відвал, а клас 0,1 – 2 мм – в процес відсадки. Два прийоми відсадки знешамленої руди дозволяють одержати три продукти: концентрат, промпродукт і відходи. Промпродукт після зневоднення на грохотах інерційного типу надходить на збагачення магнітною сепарацією в сильному магнітному полі в сепараторах роторного типу. Магнітна сепарація здійснюється в три прийоми і забезпечує розділення промпродукту відсадки на концентрат і відходи.

Збагачення *гематитових руд*, що містять переважно слабomagнітний гематит, здійснюється за магнітними, гравітаційними, флотаційними, випало-магнітними і комбінованими схемами.

Гематитові руди з застосуванням відсадки збагачують за схемою (рис. 7.15), що включає дроблення і попередню класифікацію на вузькі машинні класи. Класи 12 – 30; 6 – 12; 3 – 6; 1,5 – 3 мм роздільно піддають відсадженню з одержанням кондиційних концентратів і відходів.



Одержувані при відсадці промпродукти після попереднього подрібнення об'єднують з класом 0 – 1,5 мм і збагачують в окремому циклі магнітною сепарацією в декілька стадій.

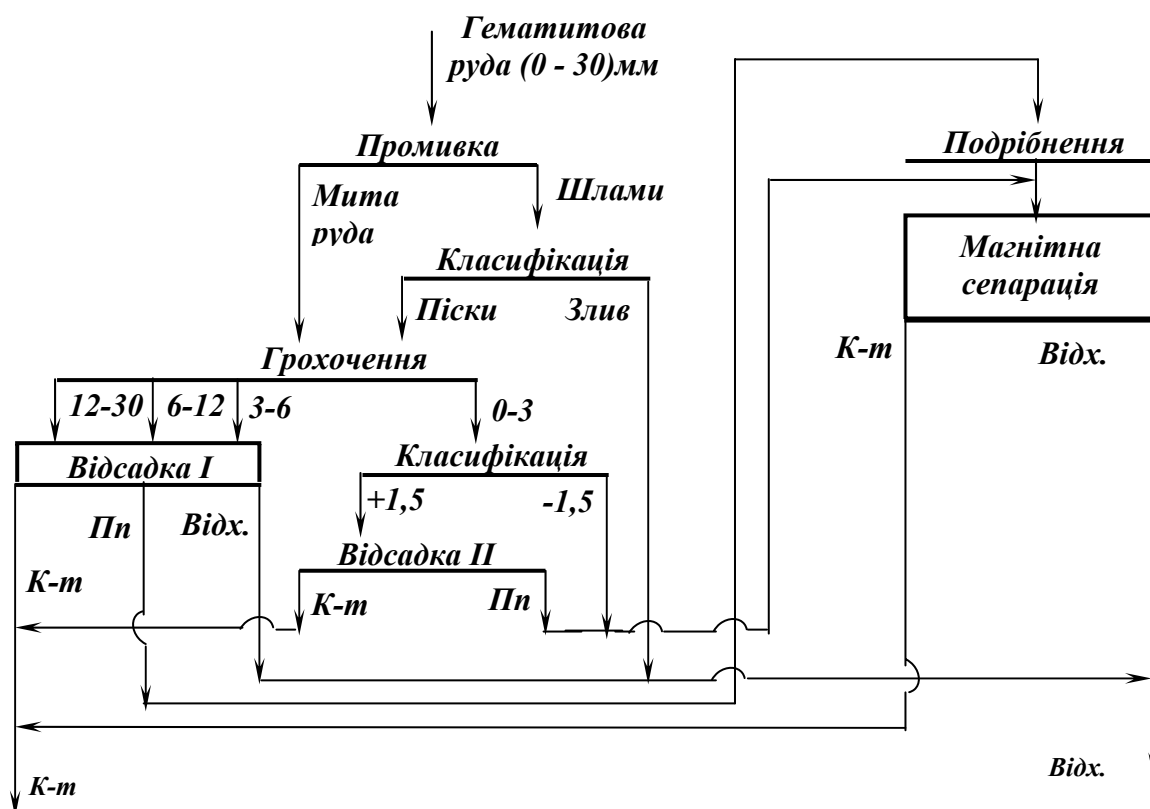


Рис. 7.15 – Схема збагачення гематитової руди відсадкою і магнітною сепарацією.

Залізовуглецеві сплави – основа конструкційних матеріалів, що застосовуються у всіх галузях промисловості. Технічне залізо – матеріал для сердечників електромагнітів і якорів електромашин, пластин акумуляторів.

Оксиди заліза – мінеральні фарби; феромагнітні – Fe_3O_4 і $\gamma - Fe$ використовуються для виробництва магнітних матеріалів. Сульфат $FeSO_4 \cdot 7H_2O$ застосовується в текстильній промисловості, у виробництві берлінської лазурі, чорнил; $FeSO_4$ – коагулянт для очищення води. Залізо використовується також в поліграфії, медицині і інших галузях.

7.2.2 Технологія збагачення марганцевих руд

Загальні запаси марганцевих руд України складають 2,5 млрд т. (42,3 % світових). За якісним складом марганцеві руди України поділяються на оксидні, карбонатні та змішані. Найбільш багаті – оксидні руди (вміст марганцю 37-45 %), але запаси їх обмежені (20 % від загальної кількості). Найбільші запаси карбонатних руд, але вони гірше збагачуються та мають вміст марганцю 29-31 %. Головні рудні мінерали – псиломелан $mMnO \cdot MnO_2 \cdot nH_2O$, брауніт Mn_2O_3 , піролюзит MnO_2 , манганіт $Mn_2O_3 \cdot H_2O$, родохрозит $MnCO_3$. Найбільше в Україні Нікопольське марганцеве родовище вміщає головним чином оксидні, а також змішані і карбонатні руди.

Родовища марганцевих руд за генезисом поділяють на осадові, вулканогенні, метаморфізовані та родовища кори вивітрювання. Марганець в рудах присутній у вигляді оксидів, карбонатів і силікатів. Основні промислові руди – оксидні, які представлені піролюзитом (63,2 % Mn), псиломеланом (45 - 60 % Mn), манганітом (62,5 % Mn), браунітом (69 % Mn), гаусманітом (72 % Mn) і ін. Нерудні мінерали окисних руд представлені кварцом, глинистими мінералами, польовими шпатами, слюдами, карбонатами і ін.

Підлегле значення мають карбонатні руди, які містять родохрозит (47,8 % Mn), манганокальцит (7 – 25 % Mn) і ін., крім карбонатів марганцю в рудах міститься до 10 % окисних мінералів. Нерудні мінерали карбонатних руд представлені кварцом, глинистими мінералами, польовими шпатами, опалом, кальцитом, доломітом і ін.

Силікатні руди, як правило, містять підвищену кількість кремнезему, механічно важко збагачувані і тому використання їх утруднене.

Марганцеві руди характеризуються середнім вмістом марганцю: в окисних рудах – 22-27 %, в карбонатних – 16-19 %. Для марганцевих руд характерна присутність в їх складі шкідливої домішки – фосфору в співвідношенні $P:Mn = 0,005 - 0,010$. Для того щоб марганець відповідав вимогам до металургійної сировини (до 95 % марганцю використовується в металургії), його збагачують за різними технологічними схемами, що включають гравітаційні, магнітні і флотаційні процеси.

Кондиції на марганцеві концентрати наведено в табл. 7.7.

Таблиця 7.7 – Кондиції на марганцеві концентрати

Концентрат	Сорт концентрату	Вміст, %			Крупність (мм), вміст класу, не менше
		<i>Mn</i> , не менше	<i>SiO₂</i> , не більше	<i>W_t</i> '	
Окисних руд	Грудковий I	43	17	16	90 % кл. +8 мм
	Грудковий II	34	28	17	90 % кл. +8 мм
	Агломераційний I	43	17	18	85 % кл. (0-8) мм
	Агломераційний II	35	29	22	85 % кл. (0-8) мм
	Флотаційний	34	24	28	90 % кл. (0-1) мм
Карбонатних руд	Карбонатний I	26	16	18	85 % кл. (0-10) мм
	Карбонатний II	23	18	20	85 % кл. (0-10) мм
	Флотаційний	24	16	28	85 % кл. (0-1) мм

Схема збагачення оксидної марганцевої руди наведена на рис. 7.16. Вихідна руда дробиться в три стадії в двовалкових зубчатих дробарках. Окиснені марганцеві руди багатьох видів містять глинисті включення, тому однією з підготовчих операцій є промивка. Марганцеві руди промивають звичайно в одну стадію в бичових машинах, які найбільш інтенсивно руйнують глину.

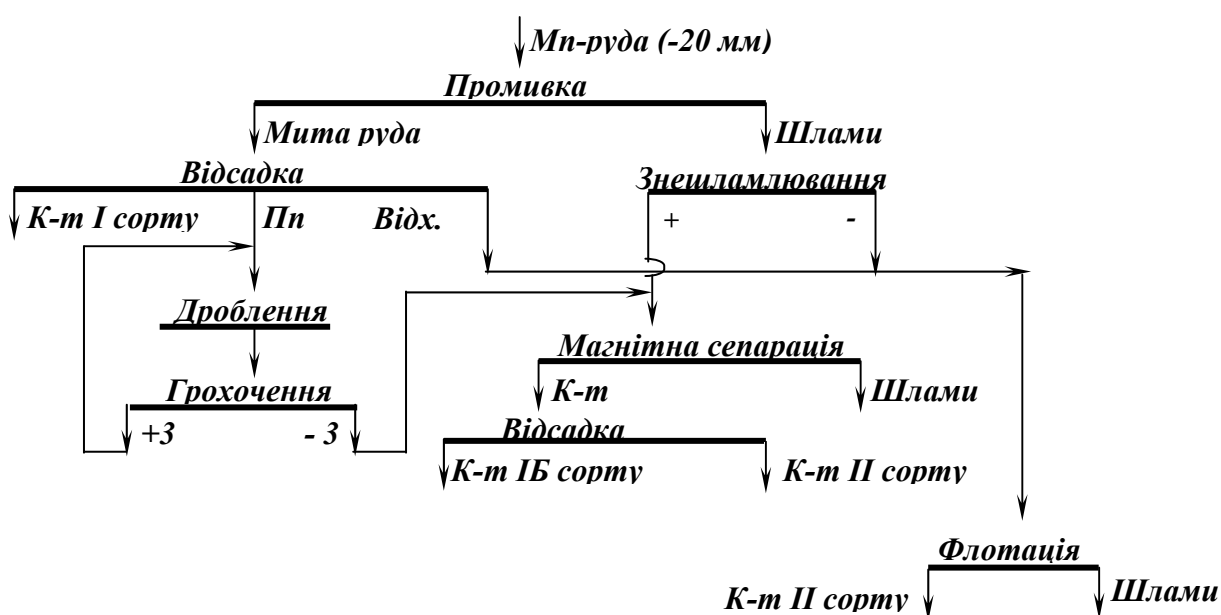


Рис. 7.16 – Схема збагачення оксидної марганцевої руди.

Мита марганцева руда розділяється на класи 3 – 22 і 0 – 3 мм. Крупний клас надходить на відсадку, де виділяється концентрат I сорту, промп-продукт і відходи. Відходи відсадки направляються на флотацію для остаточного розділення. Зливи промивки після знешламлювання також надхо-

дять на флотацію. Промпродукт дробиться до 3 мм і разом зі знешламленим класом - 3 мм збагачується магнітною сепарацією з подальшою доводкою концентрату відсадкою.

При переробці карбонатних марганцевих руд, що містять манганокальцит $(Ca, Mn)CO_3$ і кальцієвий родохрозит $MnCO_3$, можливе використання схеми, що наведена на рис. 7.17.

Технологічна схема передбачає: дроблення руди залежно від крупності в дві або три стадії, промивку, грохочення, двостадійне збагачення дробленої митої руди крупністю 5 – 16 мм у вихрових важкосередовищних гідроциклонах з одержанням карбонатного концентрату, відсадки класу 0 – 3 мм з одержанням окисного концентрату, магнітну сепарацію промпродуктів відсадки і зневоднення дрібних концентратів.

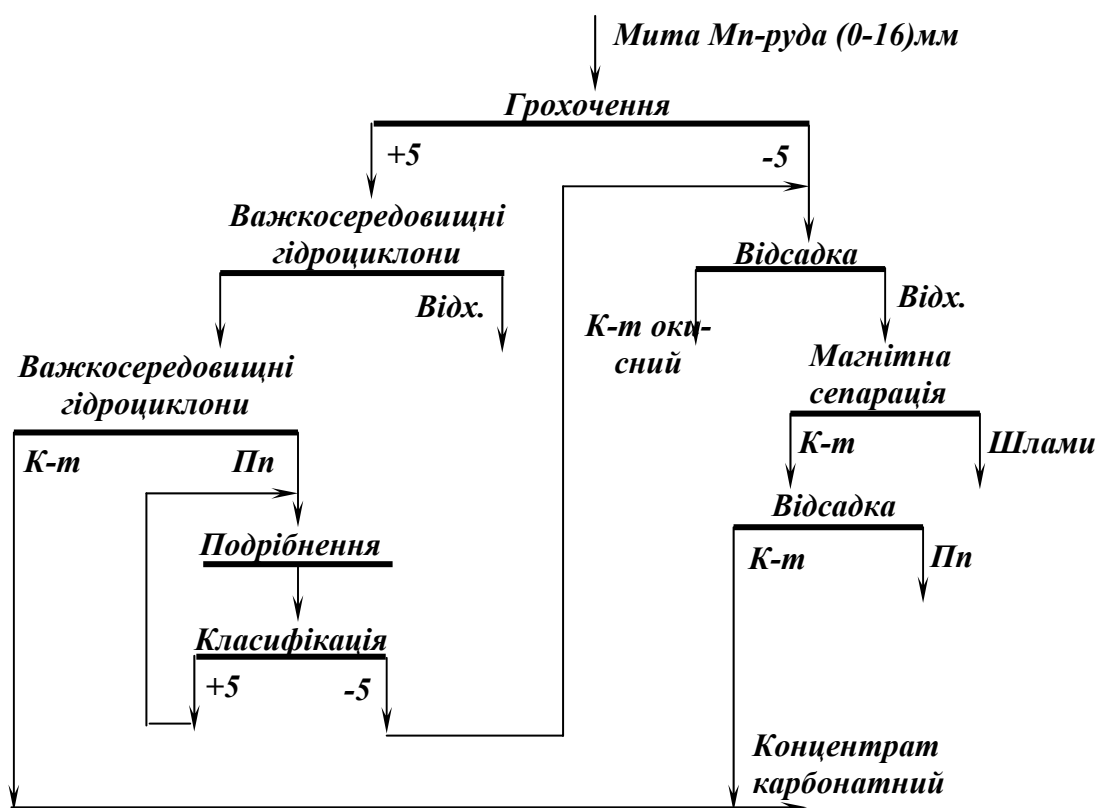


Рис 7.17 – Схема переробки карбонатної марганцевої руди.

Марганець використовується в основному в чорній металургії (близько 95 % марганцю йде на розкиснення і десульфурацію сталі і чавуну і на домішки в спеціальні сталі), при виплавці різних сплавів кольорових металів, для створення антикорозійних покриттів. Сполуки марганцю широко використовують при виробництві скла, оліфи і в гальванічних елементах

(піролюзит), в медицині (перманганат калію), в фарбувальній справі (хлорид і сульфат марганцю).

7.2.3 Технологія збагачення хромових руд

В Україні хромітове зруденіння виявлене в масивах гіпербазитів на Середньому Побужжі. Хромові руди встановлено в одинадцяти невеликих масивах дуніт-гарцбургітової формації. Руди вкраплені, зустрічаються лінзи. Рудні поклади представлені крутоспадними тілами середньою потужністю 2 – 4 м. Вміст триоксиду хрому Cr_2O_3 складає 29 %. Присутні золото, нікель, кобальт, платиноїди. Пуста порода – силікати, хлорити і ін. Запаси родовищ невеликі.

В природі відомо багато різних сполук хрому, він входить до складу свинцевих і мідно-свинцевих оксидів, силікатів і ін., але промислові скупчення утворюють тільки хромшпінеліди: магнохроміт $(Mg, Fe)Cr_2O_4$, алюмохроміт $(Mg, Fe)(Al, Cr)_2O_4$, хромпікотит $(Mg, Fe)(Cr, Al)_2O_4$ і хроміт $FeCr_2O_4$ (зустрічається рідко). Промислове значення руди мають при вмісті в них Cr_2O_3 не нижче 25 – 30 %.

Багаті хромові руди з вмістом Cr_2O_3 більше 45 % і вмістом пустої породи менше 5 % підвергаються тільки дробленню і сортуванню. Багаті хромові руди і концентрати використовують для виробництва феросплавів і вогнетривів. Вимоги, що висувають до багатих руд і концентратів (табл. 7.8), визначаються технічними умовами.

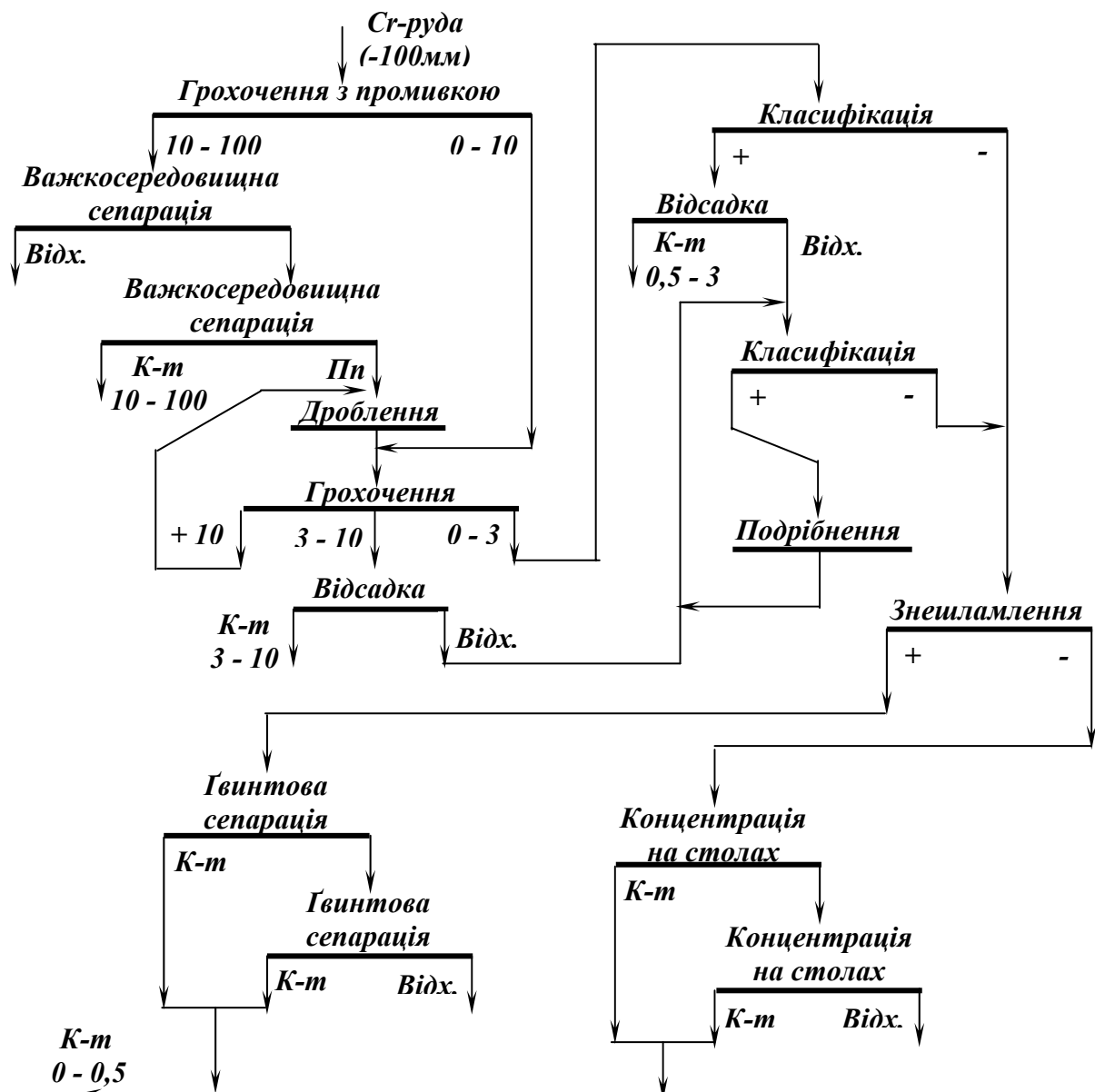
Таблиця 7.8 – Вимоги до хімічного складу багатих хромових руд і концентратів

Показники якості	Багаті руди					Концентрати		
	для феросплавів		для вогнетривів			для феросплавів і вогнетривів		
	Марка		Марка			Марка		
	ДХ-1-1	ДХ-1-2	ДХ-2-0	ДХ-2-1	ДХ-2-2	КХД-1	КХД-2	КХД-3
Вміст, %:								
Cr_2O_3 , не менше	50	47	52	50	47	48	50	50
SiO_2 , не більше	7	9	6,5	8	8	8	7	7
FeO , не більше	—	—	14	14	14	—	—	—
CaO , не більше	—	—	1	1	1,3	—	—	—
P ,			—	—				

не більше S ,	0,005	0,005	—	—	—	0,005	0,005	0,005
не більше W_t^r ,	0,05	0,05	4	4	—	0,05	0,08	0,08
не більше Cr_2O_3 / FeO	—	—	—	—	4	—	—	—
не менше Крупність, мм	3,5	3	—	—	—	3,5	3,5	3,5
	—	—	—	—	—	10–100	3–10	0–3

Бідні руди надходять на збагачення. Технологічні схеми збагачувальних фабрик, що переробляють хромітові руди відносно прості. Звичайно вони включають важкосередовищну сепарацію як операцію попередньої або остаточної концентрації. Для збагачення дріб'язку застосовують відсаджувальні машини, гвинтові сепаратори і концентраційні столи.

На рис. 7.18 наведена схема збагачення бідної руди з вмістом Cr_2O_3 біля 39 %. Основний рудний мінерал – хромшпінелід, нерудний – серпентин.



Технологічна схема включає такі операції: дроблення руди до 100 мм; грохочення на класи 10 – 100, 3 – 10, 0 – 3 мм; відмивку шламів від крупного класу і збагачення його в важкосередовищному колісному сепараторі з одержанням крупного концентрату; дроблення крупного промпродукту до 10 мм і збагачення відсадкою класів 3 – 10 і 0,5 – 3 мм з одержанням концентратів; подрібнення промпродуктів відсадки до 0,5 мм. Після знешламлення дроблений промпродукт збагачується на гвинтових сепараторах з одержанням концентрату крупністю 0 – 0,5 мм. Згущені шлами, зливи та інші продукти збагачуються на концентраційних столах з одержанням низькокременистого концентрату.

Така технологічна схема при переробці бідних руд дозволяє одержати сумарний концентрат з вмістом Cr_2O_3 більше 50% при вилученні Cr_2O_3 в концентрат 75 – 80 %.

Застосування хрому засновується на його жароміцності, твердості і стійкості до корозії. Найчастіше хром застосовують для виплавки хромистих (нержавіючих) сталей і сплавів (ніхром і ін.). Значна кількість хрому йде на декоративні стійкі до корозії покриття (хромування). Порошковий хром використовується при виробництві матеріалів для зварювальних електродів, вогнетривів, лазерних матеріалів. Солі хрому є складовою частиною дубильних розчинів у шкіряній промисловості, хромати свинцю (PbCrO_4), цинку (ZnCrO_4) і стронцію (SrCrO_4) застосовують як художні фарби.

Контрольні запитання

1. Охарактеризуйте родовища залізних руд.
2. Назвіть основні залізні мінерали.
3. Назвіть основні розділові ознаки, що прийняті при збагаченні залізних руд.
4. опишіть технологію збагачення залізних руд.
5. Вимоги до якості залізрудних концентратів.
6. Охарактеризуйте родовища марганцевих руд.
7. Назвіть основні марганцеві мінерали.
8. Назвіть основні розділові признаки, що прийняті збагаченні марганцевих руд.
9. опишіть технологію збагачення марганцевих руд.
10. Вимоги до якості марганцевих концентратів.
11. Охарактеризуйте родовища хромових руд.
12. Назвіть основні хромові мінерали.
13. Назвіть основні розділові ознаки, що прийняті при збагаченні хромових руд.
14. опишіть технологію збагачення хромових руд.

7.3 ТЕХНОЛОГІЯ ЗБАГАЧЕННЯ РУД КОЛЬОРОВИХ МЕТАЛІВ

Мета розділу: вивчення технології збагачення руд кольорових металів.

7.3.1 Характеристика руд кольорових металів

Руди кольорових металів є комплексною сировиною, в якій поряд з основними металами – міддю, свинцем, цинком, кобальтом, молібденом, вольфрамом, оловом присутні золото, срібло, селен, телур, індій, реній, талій, сірка (сульфур), рідкісні землі, барит, флюорит, кварц і інші мінерали і елементи. Основна маса (80 – 85 %) кольорових металів в рудах представлена сульфідними мінералами. Несульфідні мінерали представлені оксидами, силікатами, карбонатами, фосфатами і іншими мінералами.

Руди дуже різні і мінливі за хімічним і мінеральним складом, характером вкраплення і текстурно-структурним особливостям, ступенем окиснення, міцності, подрібнюваності і збагачуваності. За крупністю вкраплення розрізняють руди крупновкраплені (розмір вкраплення корисних мінералів більше 0,40 мм), середньовкраплені (розмір вкраплення корисних мінералів 0,15-0,40 мм), тонковкраплені (розмір вкраплення корисних мінералів менше 0,15 мм). За характером вкраплення розрізняють руди рівномірно вкраплені, нерівномірно вкраплені і з агрегатним вкрапленням. Руди вважають м'якими, якщо коефіцієнт міцності за шкалою М.М.Протодьяконова не перевищує 10, середньої міцності – при значенні коефіцієнту 10 – 14, міцними – при значенні коефіцієнту 14 – 18 і дуже міцними – при значенні коефіцієнту більше 18. Залежно від вмісту металів руди діляться на багаті, бідні і забалансові. Різні поєднання властивостей руд утворюють велике різноманіття їх типів і різновидів, які відрізняються між собою важливим технологічними властивостями у відношенні до процесів дроблення, подрібнення, збагачення. Мінерали руд кольорових металів розрізняються густиною, магнітними і електричними властивостями, здатністю до люмінесценції і т.д. Всі ці відмінності використовуються в технологічних процесах попереднього збагачення і доведення чорнових концентратів кольорових металів. Однак основним процесом збагачення руд кольорових металів є флотація.

7.3.2 Технологія збагачення мідевмісних руд

Мідні руди поділяються на сульфідні, окиснені і змішані. За текстурними особливостями руди, що містять мідь, підрозділяються на масивні або суцільні і вкраплені. В первинних рудах більшості промислових родовищ мідь присутня в сульфідній формі. В зонах окиснення вона представлена карбонатами, силікатами, сульфатами, оксидами і іншими сполуками. Основні мінерали міді в сульфідних рудах такі: халькопірит $CuFeS_2$ (34,6 % Cu), борніт Cu_5FeS_4 (63,3 % Cu), халькозин Cu_2S (79,9 % Cu). Як самостійний мінерал в родовищах зустрічається самородна мідь (97-99 % Cu). Основні мінерали міді в оксидних рудах представлені малахітом $Cu_2(CO_3)(OH)_2$ (57,4 % Cu), азуритом $Cu_3(CO_3)_2(OH)_2$ (55,3 % Cu), хризоколою $CuSiO_3 \cdot nH_2O$ (до 45 % Cu), брошантитом $Cu_4(SO_4)(OH)_6$ (34,8 % Cu), купритом Cu_2O (88,8 % Cu).

Серед промислових родовищ міді виділяють 6 генетичних груп: магматичні, карбонатитові, скарнові, гідротермальні, колчеданні і стратиформні.

Магматичні родовища представлені мідно-нікелевими і мідно-ванадієвими комплексними рудами, які крім міді (вміст 1 – 2 %) містять нікель, залізо, ванадій, титан, фосфор, кобальт, золото, платину, розсіяні елементи. Нерудні мінерали представлені головним чином плагіоклазом і піроксеном.

Карбонатитові мідні руди дуже рідкісні, в них крім міді міститься магнетит, а породи представлені карбонатами, олівіном, апатитом.

Скарнові мідні руди – комплексні, в них присутні молібден, кобальт, бісмут, селен, телур, залізо, свинець, сурма, арсен, нікель, олово, вольфрам. Сульфідні мінерали в цих рудах мають нерівномірне вкраплення і асоційовані з епідотом, кварцом, кальцитом.

Гідротермальними є родовища *мідно-порфірові, кварц-сульфідні і самородної міді.*

Мідно-порфірові руди займають перше місце за запасами і видобутком міді (близько 40 % світового видобутку міді). Висока промислова цінність цих руд визначається великими розмірами рудних тіл, неглибоким їх заляганням, рівномірним розподілом металу. Вміст міді в мідно-порфірових рудах коливається в межах 0,4 – 1,2 %. Рудні мінерали – малахіт, азурит, куприт, брошантит, хризокола, халькозин, пірит. Іноді в рудах присутні магнетит, сфалерит, борніт, галеніт, гематит.

В *кварц-сульфідних* або *жильних* родовищах рудні мінерали представлені магнетитом, халькопіритом і іноді молібденітом, а нерудні – кальцитом, кварцом, серицитом і хлоритом, а також іноді баритом і флюоритом. Для цих руд характерна жильна, прожилкова і вкраплена текстура. Залягають вони до глибини 30 – 40 м, вміст окиснених руд не

перевищує 5 % всіх кварц-сульфідних руд. Кварц-сульфідні руди мають другорядне значення.

Родовища *самородної міді* звичайно утворюються в зоні окиснення деяких мідно-сульфідних родовищ разом з окисненими мінералами міді – купритом, малахітом і азурином. Самородна мідь може також зустрічатися в мідистих піщаниках і сланцях. Родовища самородної міді самостійного значення не мають.

Мідно-колчеданні родовища характеризуються великою розмаїтістю форм, розмірів і типів взаємовідношень рудних і породних мінералів. Головний рудний мінерал – пірит, містяться також халькопірит, сфалерит, іноді піротин, галеніт, борніт, халькозин, арсенопірит. Нерудні мінерали – серицит, хлорит, кварц, а також барит, кальцит і сидерит. У відповідності з мінеральним складом колчеданні руди підрозділяються на мідні і мідні-цинкові, поліметалічні і сірчані. В сірчано-колчеданних рудах основне значення має сірка, а мідь, свинець, цинк – підлегле.

Пірит FeS_2 (53,45 % S) є найбільш розповсюдженим сульфідним мінералом в сульфідних рудах. Крім піриту в мідно-колчеданних рудах зустрічаються марказит FeS_2 (поліморфна форма піротину з 53,45 % S) і піротин $Fe_{11}S_{12}$ (60,4 % S).

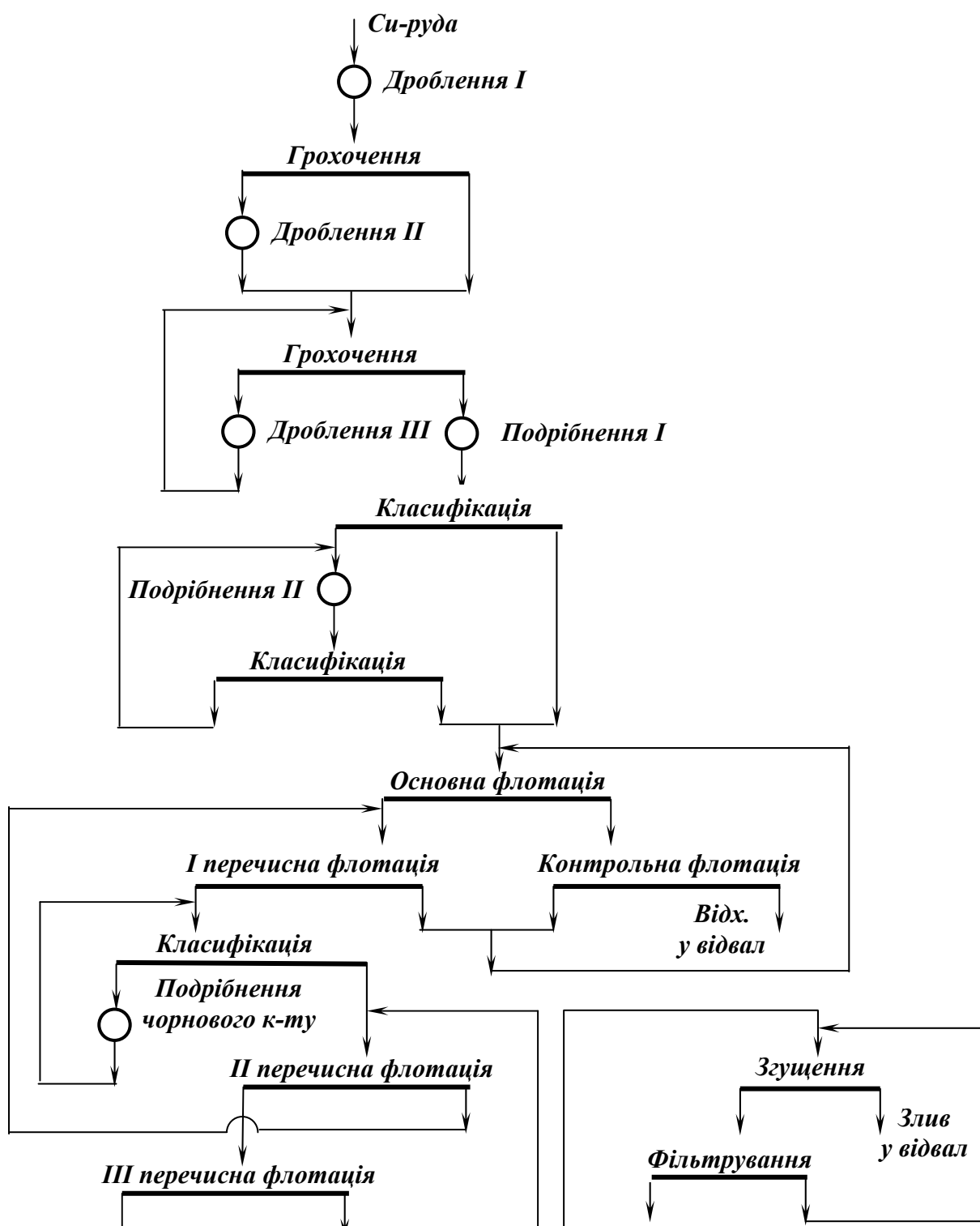
Цинк в сульфідних рудах представлений *сфалеритом* ZnS (67,1 % Zn), в окиснених рудах – *смітсонітом* $ZnCO_3$ (59,5 % Zn), і *каламіном* $2ZnO \cdot SiO_2 \cdot H_2O$ (53 % Zn).

Стратиформні родовища представлені *мідистими піщаниками і сланцями*. Мідисті піщаники і сланці є другим великим джерелом одержання міді (понад 30 % всіх запасів міді) після руд мідно-порфірового типу. Основним мідним мінералом цих руд є халькозин, а також борніт і халькопірит, іноді присутні ковелін, самородна мідь. Як домішки можуть бути присутніми свинець, цинк, срібло, кобальт і ін.

За текстурними особливостями мідні руди підрозділяються на *масивні* і *вкраплені*. Масивні руди, звичайно багатші вкраплених, характеризуються високим вмістом сірки, яка представлена піритом в зрощенні з сульфідами міді і цинку. Співвідношення міді, цинку і сірки в масивних мідно-колчеданних рудах досягає 1 : 1 : 20. Залежно від вмісту міді руди підрозділяються на багаті (вміст міді більше 2 %), середні (вміст міді 0,8 – 2 %), бідні (вміст міді 0,3 – 0,8 %) і забалансові (вміст міді менше 0,3 %).

Технологічні схеми переробки мідних руд залежать від їх типу, характеру вкраплення і зрощення мідних мінералів з піритом і мінералами пустої породи. Вміст міді в цих рудах звичайно невисокий – 0,4 – 2 %. Технологічні схеми переробки мідистих піщаників і мідно-порфірових руд з невеликим вмістом піриту – найпростіші.

Технологічна схема збагачення мідних руд (рис. 7.19) включає тристадійне дроблення в конусних дробарках до крупності 20 мм і подрібнення в дві стадії. Підготовлена за крупністю руда (50-60 % класу $-0,074$ мм) надходить на флотацію. Сульфідні мінерали добре флотуються сульфгідрильними збирачами (ксантогенатами, дітіофосфатами) в лужному середовищі, що утворюється за допомогою вапна. Окиснені мінерали, якщо вони присутні в руді, також флотуються ксантогенатами і дітіофосфатами, але після їх сульфідизації сульфідом натрію Na_2S . В результаті сульфідизації окиснені мінерали покриваються плівкою сульфиду міді, після чого вони флотуються як сульфідні.



Як спінювачі при флотації використовують Т-66 і Т-80. Флотація включає основну, контрольну і переробні операції. Чорновий концентрат подрібнюється до крупності 85 – 95 % класу – 0,074 мм і надходить на переробні операції. В результаті збагачення в залежності від типу збагачуваної руди, складу мідних мінералів і мінералів пустої породи, розміру їх вкраплення одержують концентрат з вмістом міді від 12 до 40 % при вилученні міді в концентрат до 95 %. Зневоднення концентрату здійснюється в радіальних згущувачах, вакуум-фільтрах і барабанних сушарках до вмісту вологи 5 – 6 %.

Технічні вимоги до мідних концентратів за ОСТ 48-77-74 наведено в табл. 7.9.

Таблиця 7.9 – Технічні вимоги до мідних концентратів за ОСТ 48-77-74

Марка	Вміст, %			Марка	Вміст, %		
	Мідь, не менше	Домішки, не більше			Мідь, не менше	Домішки, не більше	
		цинк	свинець			цинк	свинець
КМ-0	40	2	2,5	КМ-5	20	10	8,0
КМ-1	35	2	3,0	КМ-6	18	11	9,0
КМ-2	30	3	4,5	КМ-7	15	11	9,0
КМ-3	25	5	5,0	ППМ	12	11	9,0
КМ-4	23	10	7,0				

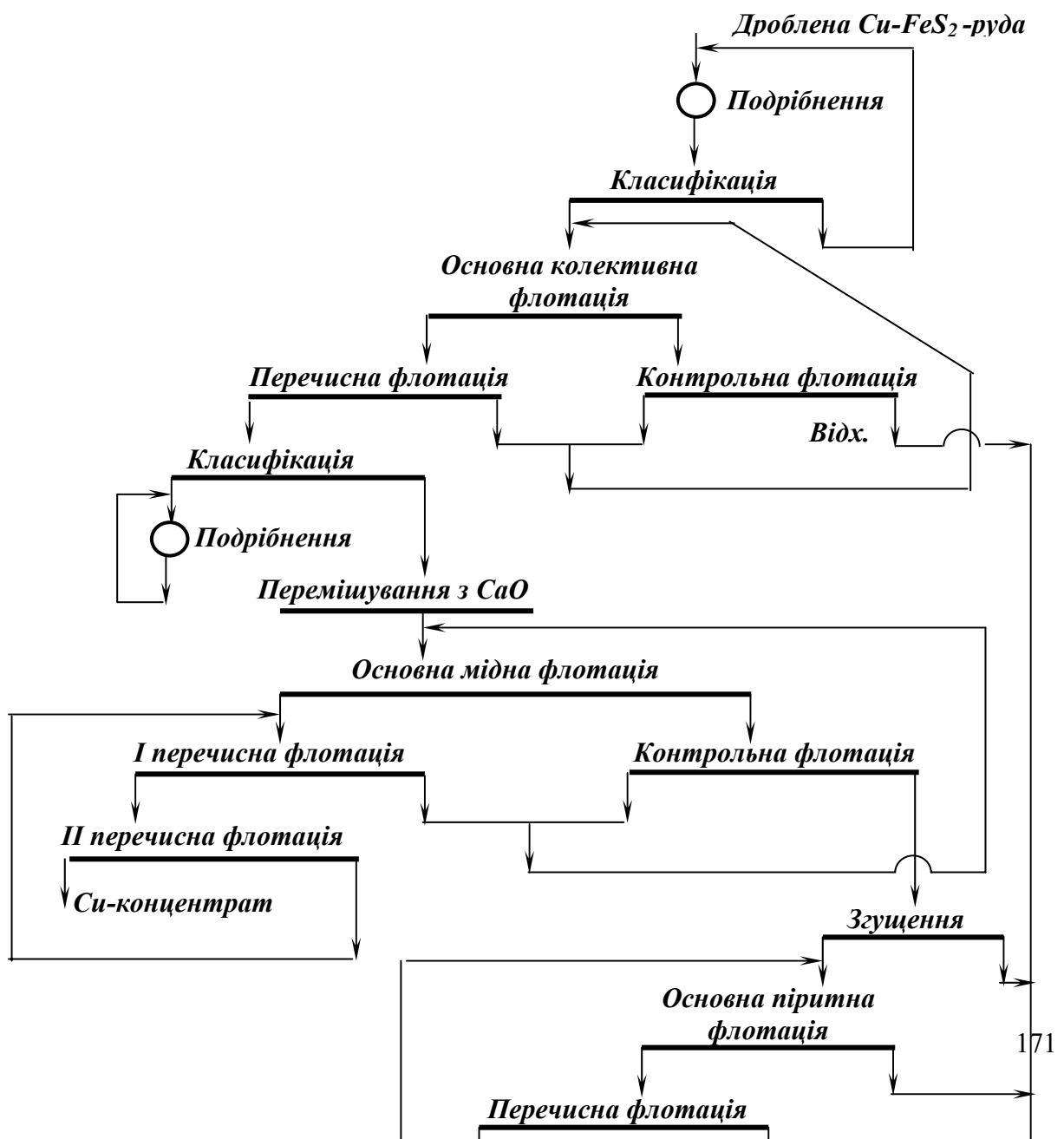
Примітки. 1. Вміст молібдену в мідному концентраті не повинен перевищувати 0,12%, вологи не більше 13 % (без сушки). 2. ППМ - мідний промпродукт.

Мідь характеризується високими пластичністю, електропровідністю і теплопровідністю. Ці властивості обумовили її широке використання в техніці. Близько 50 % міді використовується в електротехнічній промисловості для виробництва кабелів, проводів, шин і т.п. Із міді виготовляють деталі холодильників, теплообмінників, вакуумної апаратури. До 40 % міді використовується у вигляді різних сплавів, основними з яких є латунь і бронза. Мідь використовується також для виробництва сульфату міді, мінеральних пігментів і добрив, як художній матеріал.

Мідно-піритні руди крім мідних мінералів мають підвищений вміст сульфідів заліза (FeS_2), в цьому випадку при збагаченні отримують два концентрати – мідний і піритний. Такі руди збагачуються за схемами прямої селективної або колективно-селективної флотації.

За схемою прямої селективної флотації руда подрібнюється до крупності 80-85 % класу $-0,074$ мм з метою максимального виділення мідних мінералів від піриту. Основна мідна флотація здійснюється при $pH = 11-12$ (концентрація CaO складає $0,4 - 0,8$ кг/м³) для депресії піриту. Мідний концентрат для підвищення якості перед перемішуваннями подрібнюється до крупності 90-95 % класу $-0,074$ мм. Піритний концентрат вилучається з відходів мідної флотації. Якщо в колчеданній руді вміст пустої породи не перевищує 10 – 15 %, то відходи мідної флотації є готовим піритним концентратом.

За колективно-селективною схемою (рис. 7.20) руда подрібнюється до 45 – 50 % класу $-0,074$ мм і направляєється на колективну флотацію сульфідів міді і заліза при $pH \leq 7,5$. При такій крупності можливо відділення відвальних за вмістом міді відходів.



Одержаний колективний мідно-піритний концентрат подрібнюється до 80-95 % класу $-0,074$ мм і направляється мідну флотацію, яка після перемішування з вапном виконується при $pH = 12 - 12,5$ для депресії піриту. Відходи контрольної мідної флотації вкраплених руд, як правило, містять не більше 30 – 35 % сірки і тому направляються на піритну флотацію, яка проводиться після видалення надлишкової лужності до $pH = 5 - 7$.

Реагенти, що використовуються при флотації такі: збирачі – ксантогенати, дітіофосфати, спінювачі – Т-66 і Т-80, депресор піриту – вапно.

Піритні концентрати, що одержуються при збагаченні мідних і інших сульфідних руд, повинні відповідати технічним вимогам ГОСТ 444-75, що наведені в табл. 7.10.

Таблиця 7.10 – Технічні вимоги до піритних концентратів за ГОСТ 444-75

Марка	Вміст, %		
	Сірка, не менше	Домішки, не більше	
		свинець і цинк	волога
КСФ-0	50	Не нормується	3
КСФ-1	48	1	3
КСФ-2	45	1	3
КСФ-3	42	1	3
КСФ-4	38	1	3

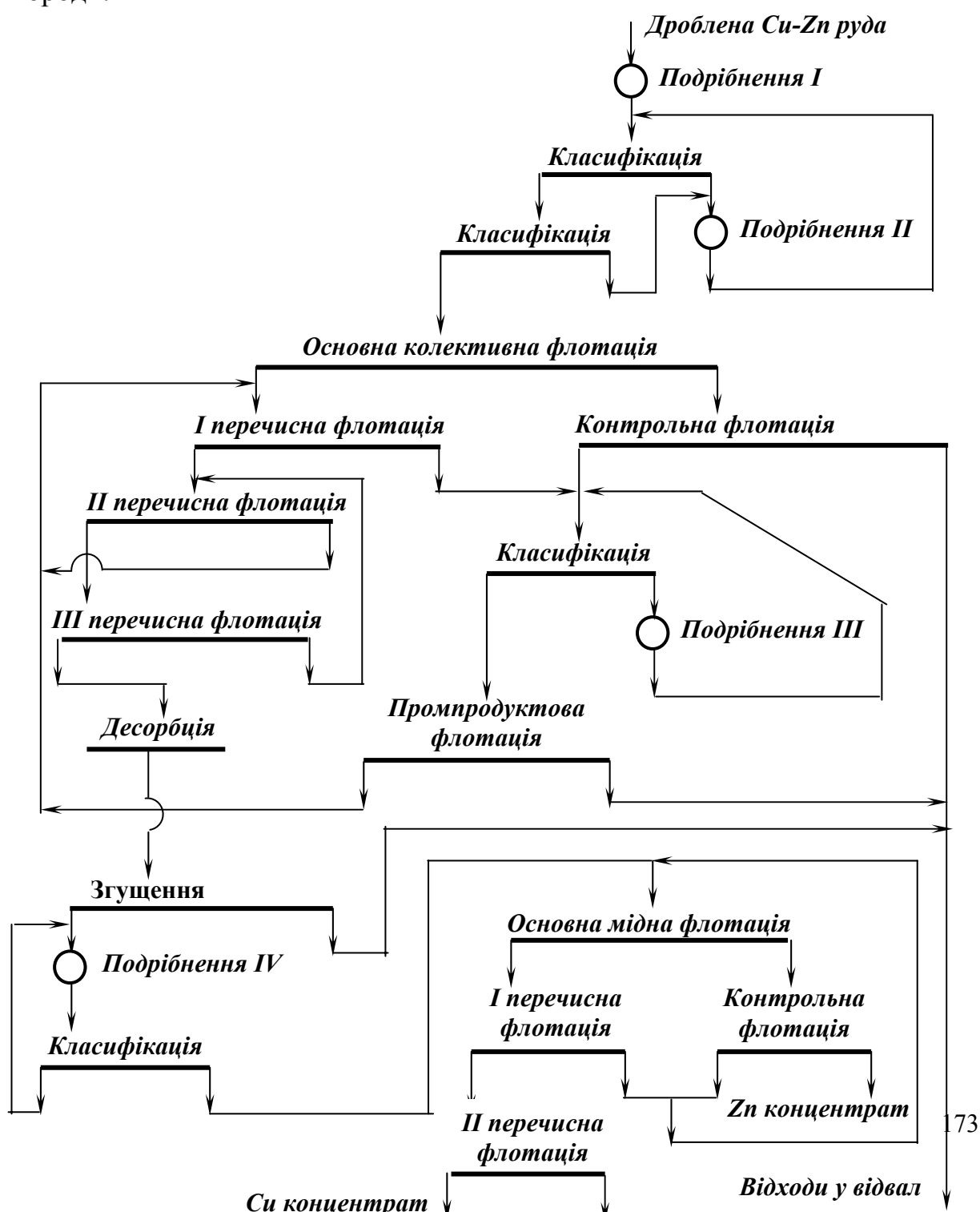
Піритні концентрати використовуються для виробництва сірки і сірчаної кислоти.

Мідно-цинкові руди найскладніші для селективної флотації в зв'язку зі складністю їх речовинного складу, характером вкраплення цінних мінералів, близькістю флотаційних властивостей мідних і цинкових мінералів. Мідно-цинкові руди збагачуються за прямою селективною і колективно-селективною схемами.

При *прямої селективної флотації* подрібнення руди здійснюється до крупності 85 – 95 % класу $- 0,074$ мм для повного розкриття основної маси

тонковкраплених зерен халькопїриту, сфалериту і піриту. В подрїбнення подаються реагенти для флотації халькопїриту (бутиловий дітіофосфат) і депресії сфалериту і піриту (сульфіт натрію, цинковий купорос, вапно). Для підвищення якості мідного концентрату після основної флотації його подрїбнюють і перечищають в 2 – 3 прийоми. З відходів мідної флотації після активації сфалериту мідним купоросом одержують цинковий концентрат. Така схема застосовується при флотації мідно-цинкових вкраплених і масивних руд, в яких мідні мінерали представлені в основному халькопїритом, а сфалерит не активований йонами міді.

Перед колективною флотацією (рис. 7.21) вкраплені руди піддають грубому подрїбненню до 45 – 60 % класу – 0,074 мм, при якому відбувається відділення основної маси сульфідних мінералів від мінералів пустої породи.



Колективна флотація сульфідних мінералів при переробці суцільних руд здійснюється при подрібненні до 85 – 90 % класу – 0,074 мм і обов'язково в лужному середовищі (для депресії піриту). Як збирачі в основному використовуються ксантогенати і дітіофосфати, як спінювач – Т-66. Колективний мідно-цинковий концентрат перед розділенням обов'язково додатково подрібнюється в лужному середовищі і піддається десорбції сульфідом натрію і активованим вугіллям в контактному чані або в млині. Колективний мідно-цинковий концентрат можна розділити як ціанідним, так і безціанідним способом. В першому випадку в млини або в контактний чан перед мідною флотацією подається суміш ціаніду і цинкового купоросу. В другому випадку ціанід замінюється сульфідом натрію, сульфідом або тіосульфатом, які в сполученні з цинковим купоросом є депресорами сфалериту. Мідна флотація здійснюється з використанням ксантогенату і спінювача. В перелічені операції для підвищення якості мідного концентрату подається також сульфід натрію, цинковий купорос і обов'язково вапно.

З відходів мідної флотації після активації мідним купоросом флотується сфалерит. Для депресії піриту флотація протікає в лужному середовищі. При флотації колчеданних мідно-цинкових руд відходи цинкової флотації в більшості випадків є готовим піритним концентратом, а при флотації вкраплених руд відходи, що містять пірит, можуть додатково флотуватися в слабокислому середовищі для отримання піритного концентрату.

Цинкові концентрати, які одержують при збагаченні цинкових і мідно-цинкових руд, повинні задовольняти технічним вимогам ОСТ 48-31-81, що наведені в табл. 7.11.

Таблиця 7.11 – Технічні вимоги до цинкових концентратів за ОСТ 48-31-81

Марка	Вміст, %				
	Цинк, не менше	Домішки, не більше			
		Залізо	Кремнезем	Мідь	Миш'як
КЦ-0	59	4	1,8	0,9	0,05
КЦ-1	56	5	2,0	1,0	0,05
КЦ-2	53	7	3,0	1,5	0,1
КЦ-3	50	9	4,0	2,0	0,3
КЦ-4	45	12	5,0	3,0	0,5
КЦ-5	40	13	6,0	3,0	0,5
КЦ-6	40	16	1,0	4,0	0,6
КЦІ	40	18	6,0	3,5	0,5

Цинк, головним чином, використовується на оцинкування (близько 40 %), тобто нанесення цинку тонким шаром (10 – 59 мкм) на поверхню заліза і його сплавів для запобігання від атмосферній корозії. Цинк застосовується для виробництва різних сплавів з міддю, алюмінієм, магнієм. Ці сплави відрізняються невисокою температурою плавлення, доброю текучістю, легко обробляються під тиском, зварюються і паяються. Застосовується цинк для рафінування свинцю, служить як відновник в хіміко-металургійних процесах. Сполуки цинку є напівпровідниками і люмінофорами.

Попутно в мідній і цинковий концентрати вилучаються благородні і рідкісні метали, розсіяні елементи. Вони відділяються при подальшій піро- і гідрометалургійній переробці.

7.3.3 Технологія збагачення свинцевовмісних руд

Родовища свинцевовмісних руд поділяють на 5 промислових типів: скарнові, метасоматичні, колчеданні, стратиформні і жильні. Дві третини запасів свинцю і цинку укладені в родовищах колчеданного і стратиформного типів.

Основні промислові мінерали свинцю – галеніт PbS (86,6 % Pb), церусит $PbCO_3$ (77,5 % Pb) і англезит $PbSO_4$ (68,3 % Pb). В родовищах крім них зустрічаються вульфеніт $PbMoO_4$ (55,8% Pb), піроморфіт $Pb_5(PO_4)_3Cl$ (76,1% Pb). При заміщенні фосфору в структурі піроморфіту арсеном утворюється міметезит $Pb_5(AsO_4)_3Cl$, а при заміщенні – ванадієм – ванадиніт $Pb_5(VO_4)_3Cl$.

Скарнові руди – комплексні, вони містять свинець і цинк. Співвідношення свинцю і цинку в цих рудах звичайно 1:1,4. Основні сульфідні мінерали в скарнових рудах – галеніт, сфалерит, піротин. Пуста порода представлена мінералами гранатової групи.

В рудах метасоматичних родовищ співвідношення свинцю і цинку таке 1:1,8. Пуста порода в рудах представлена в основному кварцом і доломітом, присутні також кальцит, сидерит.

Колчеданні руди відрізняються високим вмістом піриту, складністю мінерального складу і тонким взаємним пророщенням мінералів. Колчеданні руди, як правило, поліметалічні, вони містять свинець, мідь і цинк. В рудах присутні золото, срібло, кадмій, олово, бісмут, пірит, флюорит, барит, які мають промислове значення. Співвідношення свинцю і цинку в цих рудах звичайно 1:2,4. Пуста порода в рудах представлена кварцом і кальцитом, а на деяких родовищах баритом, хлоритом, серицитом, флюоритом.

Руди родовищ стратиформного типу відрізняються досить високим вмістом свинцю і цинку при співвідношенні 1:1. Рудні мінерали представлені галенітом і сфалеритом, в зонах окиснення присутні англезит, церусит, смітсоніт. Мінерали пустої породи в цих рудах звичайно представлені кварцом, доломітом, баритом.

Найважливішими з свинцевовмісних руд промислових типів є поліметалічні (мідно-свинцево-цинкові), свинцево-цинкові і свинцеві. Але чисто свинцеві руди зустрічаються дуже рідко. Найбільше значення мають поліметалічні руди. За ступенем окиснення розрізняють руди сульфідні, окиснені і змішані.

В сульфідних рудах крім халькопіриту, галеніту і сфалериту, часто присутні пірит, арсенопірит і ін. Нерудні мінерали представлені кварцом і кальцитом, а на деяких родовищах баритом, хлоритом, серицитом, флюоритом і скарновими породами. Срібло в рудах зв'язане з галенітом і сульфідами міді. Золото зустрічається в вільному стані або зв'язане з піритом і халькопіритом. Кадмій частіше міститься у сфалериті. Руди характеризуються різноманіттям текстурно-структурних ознак, різноманіттям типів зрощення мінералів, великим діапазоном коливань розмірів рудного вкраплення.

На відміну від сульфідних, *окиснені і змішані руди* характеризуються більш розмаїтим мінеральним складом, різким погіршенням фізичних властивостей (вміст глини, шламів і ін.) і важкою збагачуваністю.

Вибір технологічної схеми збагачення руди залежить від її речовинного складу, характеру і розміру вкраплення мінералів, їх флотаційної здатності.

Дроблення руди, як правило, здійснюється за тристадійними схемами, у відкритому циклі в першій стадії і в замкненому в останній стадії. Подрібнення руди звичайно двостадійне з одним або двома прийомами класифікації. Збагачення поліметалічних руд виконується з використанням комбінованих гравітаційно-флотаційних (рис. 7.22) і чисто флотаційних схем.

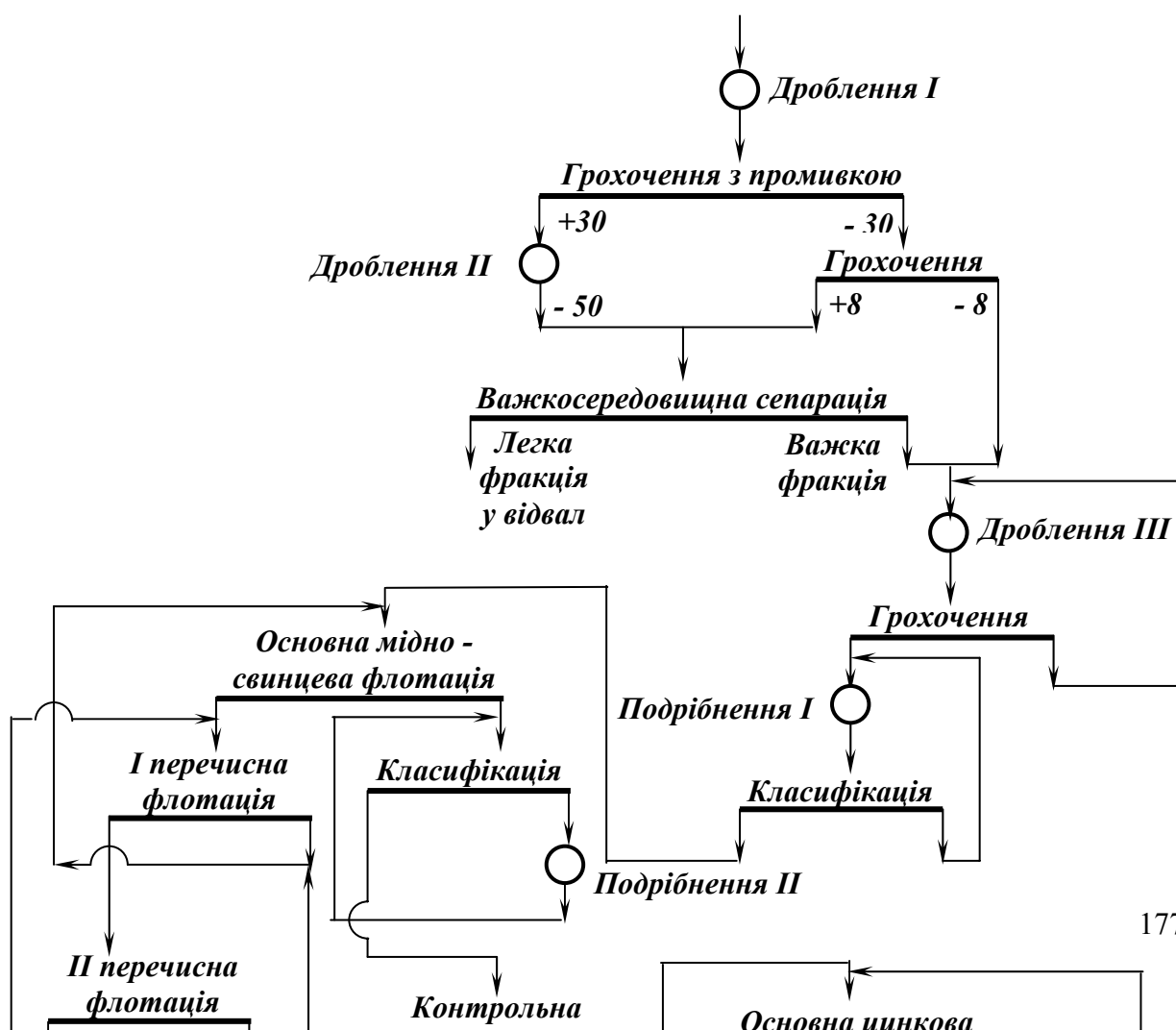
При наявності крупного нерівномірного або агрегатного вкраплення цінних мінералів в рудах кольорових металів раціонально для попередньо-

го збагачення використати гравітаційні процеси. Застосування гравітаційного збагачення дозволяє в голові схеми видалити 30-45 % породи (легка фракція) з відвальним вмістом кольорових металів, підвищити на 20-30 % вміст цінних компонентів в важкій фракції, що направляється на подальшу переробку, і завдяки цьому підвищити комплексність і економічність переробки сировини.

Найчастіше в схемах збагачення рудних корисних копалин з крупним і агрегатним вкрапленням для попереднього виділення породи використовується важкосередовищна сепарація. Збагаченню у важкій феросиліцієвій суспензії густиною 2600-2800 кг/м³ піддають знешламлену руду після середнього дроблення. Перед збагаченням у важких суспензіях з руди з верхньою межею крупності 50-100 мм видаляється клас -6 (16) мм. Для збагачення у важких суспензіях матеріалу крупністю 6-100 мм використовуються конусні, колісні і барабанні сепаратори, для збагачення більше дрібного матеріалу – гідроциклони.

Важка фракція важкосередовищної сепарації після подрібнення і класифікації надходить на флотацію. Крупність подрібнення руд перед флотацією залежить від крупності і характеру вкраплення цінних мінералів. Після першої стадії вона складає 50 – 60 % класу – 0,074 мм, після другої стадії – 85 – 90 % класу – 0,074 мм.

Флотація поліметалічних руд здійснюється за колективно-селективною або за селективною схемою.



Колективно-селективна схема застосовується значно рідше, тому що розділення колективного свинцево-цинкового концентрату процес дуже складний. Тому більшість збагачувальних фабрик використовує схему з частковою колективною флотацією і подальшою селекцією. Основними збирачами при флотації мінералів міді, свинцю і цинку є ксантогенати і дітіофосфати, основні спінювачі – Т-66 і Т-80. За схемою з частковою колективною флотацією в першу чергу флотують мідні мінерали і галеніт, сфалерит при цьому депресують сірчаною кислотою. Потім колективний мідно-свинцевий концентрат розділяють при використанні ціаніду як депресора галеніту. Відходи мідно-свинцевої флотації, що містять сфалерит, активуються мідним купоросом і піддаються цинковій флотації, в якій пірит депресують вапном. Якщо в рудах багато піриту він вилучається з відходів цинкової флотації.

Свинцеві концентрати повинні задовольняти технічним вимогам ОСТ 48-92-75, що наведені в табл. 7.12.

Таблиця 7.12 – Технічні вимоги до свинцевих концентратів (КС) і свинцевого (ППС) та свинцево-мідного (ПСМ) промпродуктів за ОСТ 48-92-75

Марка	Вміст, %			Марка	Вміст, %		
	Свинець, не менше	Домішки, не більше			Свинець, не менше	Домішки, не більше	
		цинк	мідь			цинк	мідь

КС-0-А	74	2,5	1,5	КС-4-А	56	7,0	3,3
КС-0	73	2,5	1,5	КС-4	55	8,0	3,5
КС-1-А	71	3,0	1,7	КС5	50	10,0	4,0
КС-1	70	3,0	1,8	КС-6	45	11,0	5,0
КС-2-А	66	4,0	2,0	КС-7	40	13,0	6,0
КС-2	65	4,0	2,0	ППС	30	-	-
КС-3-А	61	5,5	2,5	ППМ	20	-	20,0
КС-3	60	6,0	2,5				

Свинець найбільше застосування знайшов для виробництва акумуляторів, корозійної і стійкої в агресивних середовищах апаратури. Свинець добре поглинає γ - і рентгенівське (пулюєве) випромінювання, тому його застосовують при виготовленні засобів захисту від випромінювання і апаратури для збереження радіоактивних речовин. Значна кількість свинцю йде на виготовлення оболонки електричних кабелів. Свинець утворює сплави з багатьма металами. Низько леговані сплави свинцю містять невеликі домішки заліза, міді, сурми, олова, кадмію і кальцію, які підвищують його міцність і корозійну стійкість. Високолеговані сплави з великою кількістю цих домішок, крім міцності і стійкості, мають високу твердість і антифрикційні властивості. Легкоплавкі свинцеві сплави використовуються як припої. Органічна сполука свинцю – тетраетилсвинець застосовується як антидетонаційна домішка до моторного палива. Оксид свинцю вводять в кришталі і оптичне скло для вироблення матеріалів з великим показником переломлення.

7.3.4 Технологія збагачення вольфрамових руд

Родовища вольфрамових руд поділяють на 4 промислових типи: жильні, штокверкові, скарнові і розсипні.

Основні промислові мінерали вольфраму: вольфраміт $(Fe, Mn)WO_4$ (76,5 % WO_3), гюбнерит $MnWO_4$ (76,6 % WO_3), ферберит $FeWO_4$ (76,3 % WO_3) і шеєліт $CaWO_4$ (80,6 % WO_3).

Родовища *жильного* типу характеризуються високим вмістом WO_3 (0,5 – 2 %) і відіграють значну роль в запасах і видобутку вольфраму. В цих родовищах вольфрам представлений вольфрамітом, гюбнеритом, ферберитом і рідше шеєлітом. Вольфрамові мінерали залягають в кварцових жилах невеликої потужності (0,3-1 м). Частіше за все зустрічаються кварц-вольфрамітові і кварц-каситерито-вольфрамітові жили. Супутні мінерали: пірит, халькопірит, мінерали молібдену, олова, арсену, бісмуту і золота.

Штокверкові родовища зустрічаються рідко, мають низький вміст WO_3 , але характеризуються дуже великими розмірами і містять великі запаси руди. Вольфрамові мінерали (вольфраміт, гюбнерит, шеєліт) дрібно вкраплені в гранітні породи.

Скарнові родовища представлені, головним чином, шеєлітом і молібденітом. Родовища цього типу відіграють дуже важну роль в запасах і ви-

добутку вольфраму. Скарнові родовища контактного типу зв'язані з зонами контакту гранітних порід з вапняками, для них характерні поклади шеєлітового скарну. Разом з шеєлітом часто присутні мінерали молібдену.

Розсипні родовища відіграють невелику роль в запасах вольфраму, але велику в його видобутку. Вольфраміт і шеєліт – стійкі мінерали, вони накопичуються при вивітрюванні жильних родовищ і утворюють розсипи. Вольфрамітові розсипи містять каситерит. Промисловий вміст WO_3 в них значно нижче (0,03 – 0,1 % WO_3), ніж в корінних рудах, але їх розробка значно простіша і економічно вигідніше.

Залежно від мінерального складу родовища вольфраму розрізняють на вольфрамітові і шеєлітові.

Для *шеєлітових руд* основний метод збагачення – флотація, а гравітаційні процеси можуть бути використані або для попереднього збагачення, або для перетищення продуктів флотації (рис. 7.23).

Дроблена руда подрібнюється в кульових млинах, що працюють в замкненому циклі з гідроциклонами, до крупності 40 – 50 % класу – 0,074 мм. Злив гідроциклонів надходить на основну шеєлітову флотацію, де розділяється на концентрат і відходи. Якість концентрату основної флотації підвищується перечисною флотацією (дві-три операції). Збирачами при флотації шеєліту є олеїнова кислота, олеат натрію, емульсії і суміші жирних кислот і ін. Регуляторами при флотації шеєліту служать сода, іноді їдкий натр і рідке скло, як диспергатор і депресор гранату, кварцу, кальциту і інших породних мінералів. Відходи основної флотації збагачуються на концентраційних столах з одержанням концентрату і відвальних відходів.

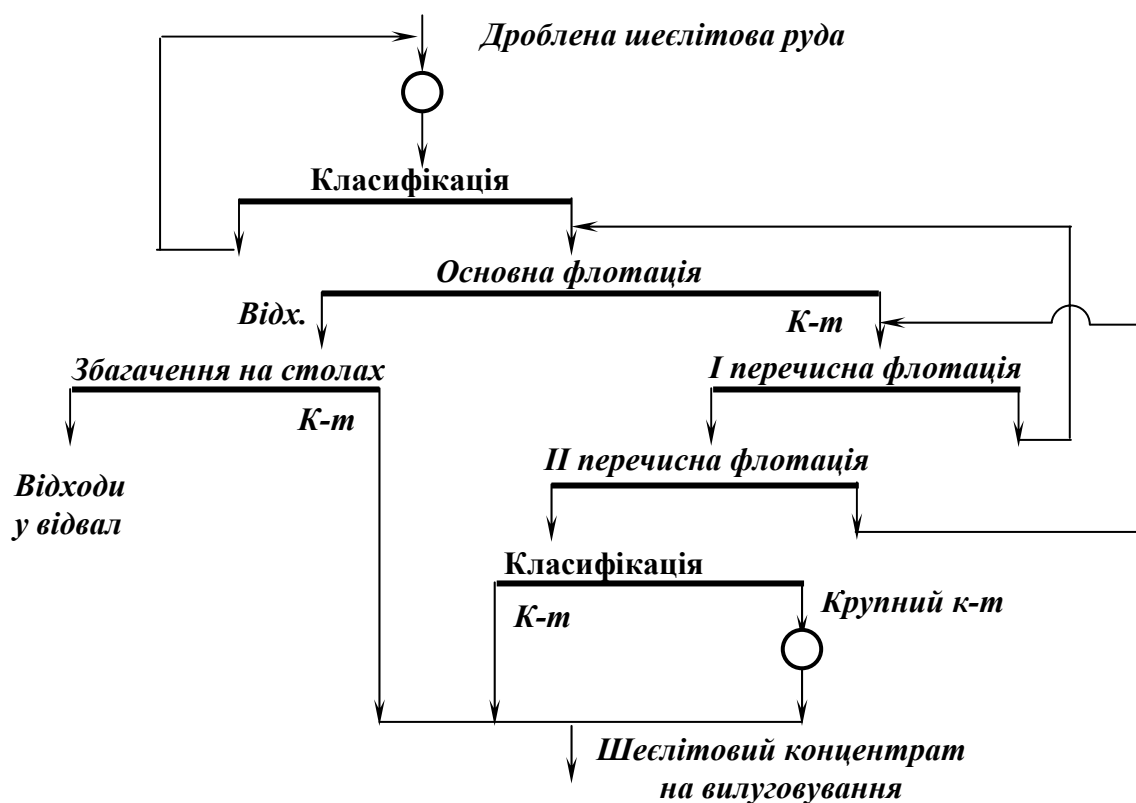


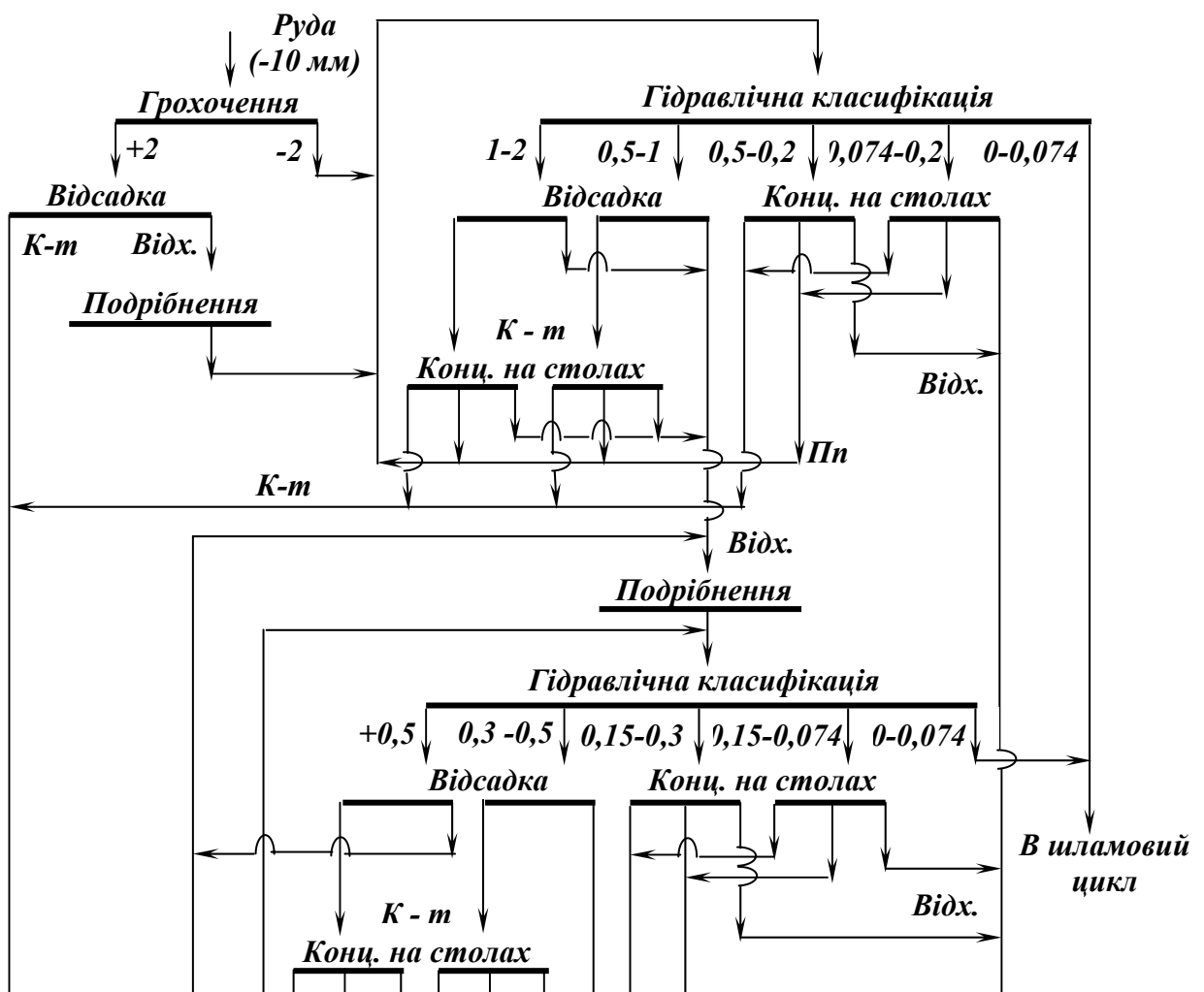
Рис. 7.23 – Технологічна схема збагачення шеєлітової руди.

При флотації шеєлітових руд найскладніше відділити шеєліт від кальциту, флюориту, апатиту, гранату, бариту. Ці мінерали видаляють в перелічених операціях і вилуговуванням.

Вольфрамітові руди, як правило, збагачують в дві стадії – первинне гравітаційне збагачення і доводка чорнових концентратів різними методами, що пояснюється низьким вмістом вольфраму в рудах (0,1 – 0,8 % WO_3) і підвищеними вимогами до якості кондиційних концентратів (55 – 65 % WO_3). Крім того, вольфрамітові корінні руди і розсипи звичайно містять ряд інших важких мінералів (каситерит, колумбіт, танталіт, магнетит та інші). Виділення мономінеральних концентратів, що задовольняють вимогам стандартів, і є задачею другої стадії переробки.

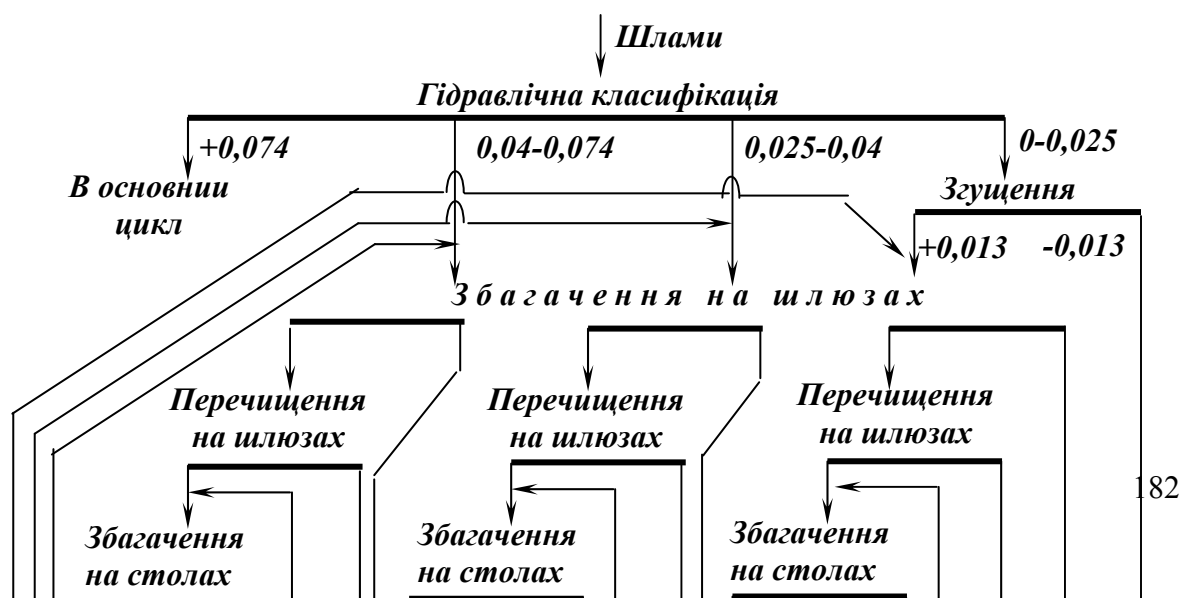
З урахуванням великої густини вольфрамівих мінералів (6 – 7,5 т/м³) при гравітаційному збагаченні можуть бути з успіхом використані: відсадка, концентрація на столах, шлюзах, струминних і гвинтових сепараторах. При тонкому вкрапленні цінних мінералів гравітаційні процеси повинні використовуватися разом з флотацією.

Схема збагачення вольфрамітової руди наведена на рис. 7.24.



Вольфрамітова руда звичайно дробиться до крупності 10-12 мм. В схеми деяких руд включається промивка і знешламлення. Часто застосовується попереднє збагачення, завдяки чому у відвал видаляється значна частина породи. В схемах збагачення вольфрамітових руд перед гравітаційними процесами передбачається грохочення і гідравлічна класифікація, що забезпечує підвищення ефективності збагачувальних операцій. Переваги збагачення класифікованого матеріалу в порівнянні з некласифікованим полягає в тому, що збагачення можна провадити в оптимальних для даної фракції умовах.

При збагаченні крупних класів застосовується відсадка, дрібних – концентрація на столах. В більшості випадків для одержання бідних відвальних відходів крупні фракції відходів необхідно подрібнювати і повторно збагачувати, тому що при тонкому вкрапленні вольфраміту в пустій породі розкриття зростків досягається при більш тонкому подрібненні. Якщо в руді поряд з крупновкрапленим вольфрамітом є значна кількість тонковкраплених мінералів, що потребує більш тонкого подрібнення, в технологічній схемі необхідно передбачити цикл операцій для переробки шламів (рис. 7.25).



Для забезпечення повного вилучення вільних зерен вольфраміту в концентрат промпродукт концентраційних столів необхідно піддавати багаторазовим переочищенням.

Вольфрамові концентрати повинні задовольняти технічним вимогам ГОСТ 213-73, що наведені в табл. 7.13.

Таблиця 7.13 – Технічні вимоги до вольфрамових концентратів за ГОСТ 213-73

Марка	Вміст, %									
	WO ₃ , не менше	Домішки, не більше								
		MnO	SiO ₂	P	S	As	Sn	Cu	Mo	CaO
КВГ-1	65	18	5	0,05	0,7	0,1	0,15	0,1	0,1	-
КВГ-2	60	15	5	0,05	0,8	0,1	0,2	0,15	0,2	-
КШИ	65	1	1,5	0,02	0,45	0,1	0,1	0,05	0,5	-
КШ	60	2	10	0,04	0,6	0,05	0,08	0,1	1,0	-
КМШ-1	65	0,1	1,2	0,03	0,3	0,02	0,01	0,1	3,0	-
КМШ-2	60	0,1	5	0,04	0,3	0,04	0,02	0,1	3,0	-
КМШ-3	55	4	10	0,04	0,6	0,2	0,2	0,1	3,0	-
КВГ(Т)	60	-	5	0,10	1,0	0,1	1,0	0,1	0,06	2,5
КВГ(К)	65	-	5	0,10	0,7	0,08	1,0	0,4	0,01	2,0
КВП(К)	67	15	3	0,05	0,05	0,07	0,9	0,05	0,01	1,7
КШ(Т)	55	-	-	0,30	1,5	0,1	0,2	0,2	0,04	-

Значна кількість вольфраму використовується для виробництва швидкорізальних спеціальних сталей, які зберігають високу твердість і зносо-

стійкість при температурах до 650°C. Найбільш високоякісні інструментальні тверді сплави створюються з карбиду вольфраму методами порошкової металургії, вони зберігають високу твердість при нагріванні до 1100°C, що дозволяє значно підвищити швидкість різання.

Жароміцні і зносостійкі сплави вольфраму з кобальтом і хромом застосовують для покриття деталей машин, що сильно зношуються (клапани авіадвигунів, лопаті турбін). Сплави вольфраму з молібденом, танталом, ніобієм застосовують як жароміцні матеріали в авіаційній і ракетній техніці.

Сплави вольфраму з нікелем і міддю застосовують в радіотерапії для захисту від γ -променів, а також для виготовлення контейнерів для збереження радіоактивних ізотопів.

Чистий вольфрам (дріт, стрічки і ін.) застосовується у виробництві електроламп, радіоелектроніки, рентгенотехніки. Вольфрамовий дріт і прутки служать електронагрівачами у високотемпературних печах.

Ряд хімічних сполук вольфраму застосовують в текстильній промисловості для виготовлення вогнетривких і водостійких тканин і ін.

7.3.5 Технологія збагачення олов'яних руд

Руди олов'яних родовищ розрізняють розсипні і корінні.

Основний олов'яний мінерал – каситерит SnO_2 (78,8 % Sn). В природному каситериті може міститися до 5 – 6 % заліза, до 9 % оксидів танталу і ніобію, десяті, соті і тисячні відсотка титану, марганцю, індію, свинцю, кремнію, алюмінію, магнію, бору, ванадію, хрому, нікелю, кобальту, міді, цинку, арсену, стибію, стронцію, калію, молібдену, бісмуту, кадмію, гафнію і навіть платини. Вміст і характер домішок в каситериті залежить від складу супутніх мінералів. Домішки змінюють фізико-хімічні властивості каситериту, параметри його кристалічної ґратки, адсорбційні і флотаційні властивості. Найбільш розповсюджений після каситериту мінерал – станін Cu_2FeSnS_4 , але використовується він мало, тому що вміст олова в ньому всього 27 – 29,5 %.

Корінні оловорудні родовища підрозділяють на пегматитові, кварцово-каситеритові, сульфідно-каситеритові і перехідні від кварцово-каситеритових до сульфідно-каситеритових.

Пегматитові родовища мають дуже нерівномірне оруднення і гніздовий розподіл олова (розмір гнізд 3-4 мм). Вміст олова в гніздах дуже високий, але в рудному тілі не більше 0,1-0,3 %.

Кварцово-каситеритові і сульфідно-каситеритові мають між собою багато спільного, відмінність полягає тільки у вмісті залізистих силікатів (хлориту і турмаліну) і сульфідів. Руди обох типів за розміром вкраплень каситериту належать до тонко- (0,001-0,1 мм) і дрібновкраплених (0,1-1

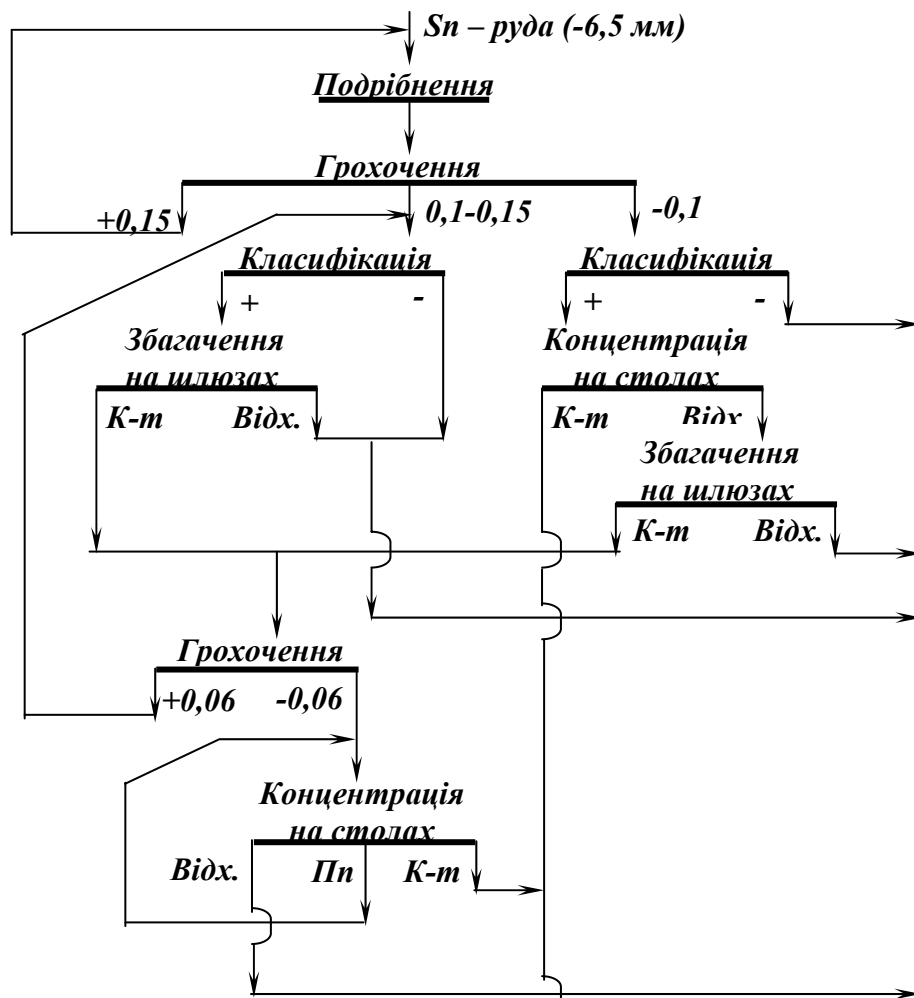
мм). В дрібноокраплених рудах зерна каситериту дрібніше 0,1 мм часто утворюють агрегати крупністю до 1 мм.

Олов'яні корінні руди характеризуються складним речовинним складом і тонким вкрапленням каситериту (до 0,001 мм), внаслідок чого вони важко збагачуються. Звичайно корінні олов'яні руди збагачуються за складними багатостадійними схемами з використанням не тільки різних гравітаційних апаратів, але й магнітних сепараторів, флотаційних машин.

Гравітаційні схеми збагачення цих руд будуються таким чином, щоб розкриті в процесі подрібнення зерна каситериту виводилися відразу ж з процесу в кондиційні або грубі концентрати. В схемах максимально виключається циркуляція оборотних промпродуктів, які доцільно переробляти в окремих циклах.

При переробці корінних тонковкраплених олов'яних руд, що містять близько 1 % тонковкрапленого каситериту у вигляді зерен крупністю 0,03 мм, може бути використана схема наведена на рис. 7.26.

Після дроблення в конусній і валковій дробарках до крупності 6,5 мм руду розділяють на класи і збагачують на шлюзах. Грубі концентрати після видалення шламів крупністю менше 0,06 мм збагачують на концентраційних столах, де одержують концентрат з вмістом олова близько 20 % при вилученні його в концентрат 88 – 90 % .



Розсипні родовища олова займають основне місце у олововидобувній промисловості і легко збагачуються. Важлива роль розсипів у видобутку олова пояснюється значно більш легким їх освоєнням в порівнянні з корінними родовищами. Простота розвідки і підготовки промислових запасів, легкість відпрацьовування олововмісних пісків, простота і дешевизна їх збагачення дають можливість рентабельно вилучати каситерит у високо-сортні концентрати з розсипів з низьким вмістом в них олова. Для розсипів вміст 0,015 – 0,02 % олова уже достатній для розвитку експлуатаційних робіт. Розсипи значно легше, ніж руди корінних родовищ, збагачуються гравітаційними процесами, крім того, вони не потребують дорогих процесів дроблення і подрібнення. Доводка чорнових концентратів здійснюється на центральних доводочних фабриках магнітним, електричним і іншими методами.

Олов'яні розсипні родовища відпрацьовуються, як правило, відкритим способом із застосуванням драг, гідравліки, екскаваторів, бульдозерів і скреперів, але дражний спосіб найбільше розповсюджений. Технологічна схема збагачення олововмісних розсипав з використанням, як основного процесу наведена на рис. 7.27.



Видобута розсипна руда дезінтегрується в скрубєрі, після чого з неї видаляється у відвал клас + 5 мм, який представлений пустою породою. Клас 0-5 мм після знешламливання надходить в операцію основної відсадки, де він розділяється на концентрат (важкий продукт) і відходи (легкий продукт). Відходи основної відсадки з метою зниження втрат олова переробляють в операції контрольної відсадки, де виділяють відвальні відходи. Після перечищення концентрату основної відсадки одержують чорновий олов'яний концентрат, який відправляють для подальшої переробки на центральну доводочну фабрику.

Після остаточної переробки олов'яні концентрати повинні задовольняти технічним вимогам ОСТ 48-32-80, що наведені в табл. 7.14.

Таблиця 7.14 – Технічні вимоги до олов'яних концентратів за ОСТ 48-32-80

Марка	Вміст, %						
	Sn, не менше	Домішки, не більше					
		Pb	As	S	Cu	Zn	WO ₃
КО-1	60	2	0,3	0,3	-	-	3
КО-2	45	2	0,3	0,3	-	-	3
КОЗ-1	30	2	-	-	-	-	5
КОЗ-2	15	2	-	-	-	-	5
КОШ-1	15	2	2,0	0,5	5	3	5
КОШ-2	8	2	1,5	0,5	5	3	5
КОШ-3	5	3	0,5	-	-	-	5
КОС-1	15	5	2,0	15	0,5	3	5
КОС-2	8	5	1,5	15	0,5	3	5
КОС-3	5	5	0,5	-	-	-	5

Примітки. Придатність концентратів:

1. Концентрати марки КО – для плавки на чорнове олово I сорту.
2. Концентрати марки КОЗ (зернистий) – для доводки на доводочних фабриках.
3. Концентрати марки КОШ (шламовий) – для плавки на чорнове олово II сорту або ф'юмінгування.
4. Концентрати марки КОС (свинцевистий) – для плавки на чорновий свинцевисто-олов'яний сплав або ф'юмінгування.

Олово має виняткові властивості, які визначили його широке використання в різних галузях господарства, і в першу чергу в харчовій промисловості. Олово може утворювати сплави з усіма металами і металоїдами, що мають малу температуру плавлення, механічну міцність і електропровідність. Олово не утворює токсичних сполук з органічними кислотами і їх солями, що є однією з його важливих властивостей. Тому 35 – 50 % олова використовується для виробництва білої жести, що застосовується при консервуванні харчових продуктів, 20 – 25 % – для виробництва припоїв, 10 – 15 % – для виробництва бабітів, латуні, бронзи і ін. Олово застосовується в напівпровідниковій, машинобудівній, хімічній, лакофарбовій і інших галузях промисловості.

7.3.6 Технологія збагачення пісків рідкісних металів

Важкі, або прибережні, піски – джерело добування титану, циркону, торію і рідкісноземельних металів. Основні важкі мінерали такі:

– *рутил* – основний мінерал для добування титану, він містить 95 – 96 % TiO_2 . Рутил використовують для виробництва титанового пігменту, обмазки зварювальних електродів, металічного титану, легких міцних і корозійностійких сплавів, які застосовуються в авіа-, судно- і ракетобудуванні, транспортному машинобудуванні і хімічній промисловості;

– *ільменіт*, що містить 45 – 65 % TiO_2 , – основне джерело для виробництва губчатого титану і пігментного діоксиду титану (TiO_2);

– *циркон*, містить приблизно 65 % ZrO_2 , він має високу стійкість до хімічної корозії і корозії розплавленими металами і шлаками, низьке теплове розширення і високу теплопровідність. Циркон використовують для виробництва вогнетривких виробів і на ливарних заводах;

– *монацит* – рідкісноземельний фосфат, що вилучається як побічний продукт при виробництві титанового і цирконового концентратів. Монацит є основним джерелом виробництва торію і рідкісноземельних елементів, що застосовуються в металургії, електроніці, хімії, керамічній і ядерній галузях.

Густина основних рідкісноземельних мінералів складає від 4,2 т/м³ у рутилу до 5 т/м³ у монациту.

Дві третини використовуваних сьогодні титану, цирконію і рідкісноземельних металів вилучають з розсипів, які збагачують за гравітаційними схемами.

Збагачення розсипів звичайно здійснюють в дві стадії: *I стадія* – первинне збагачення розсипу, *II стадія* – доводка чорнових концентратів.

Збагачувальні установки первинного збагачення споруджують безпосередньо на місці добування пісків. При розробці розсипу драгами або зе-

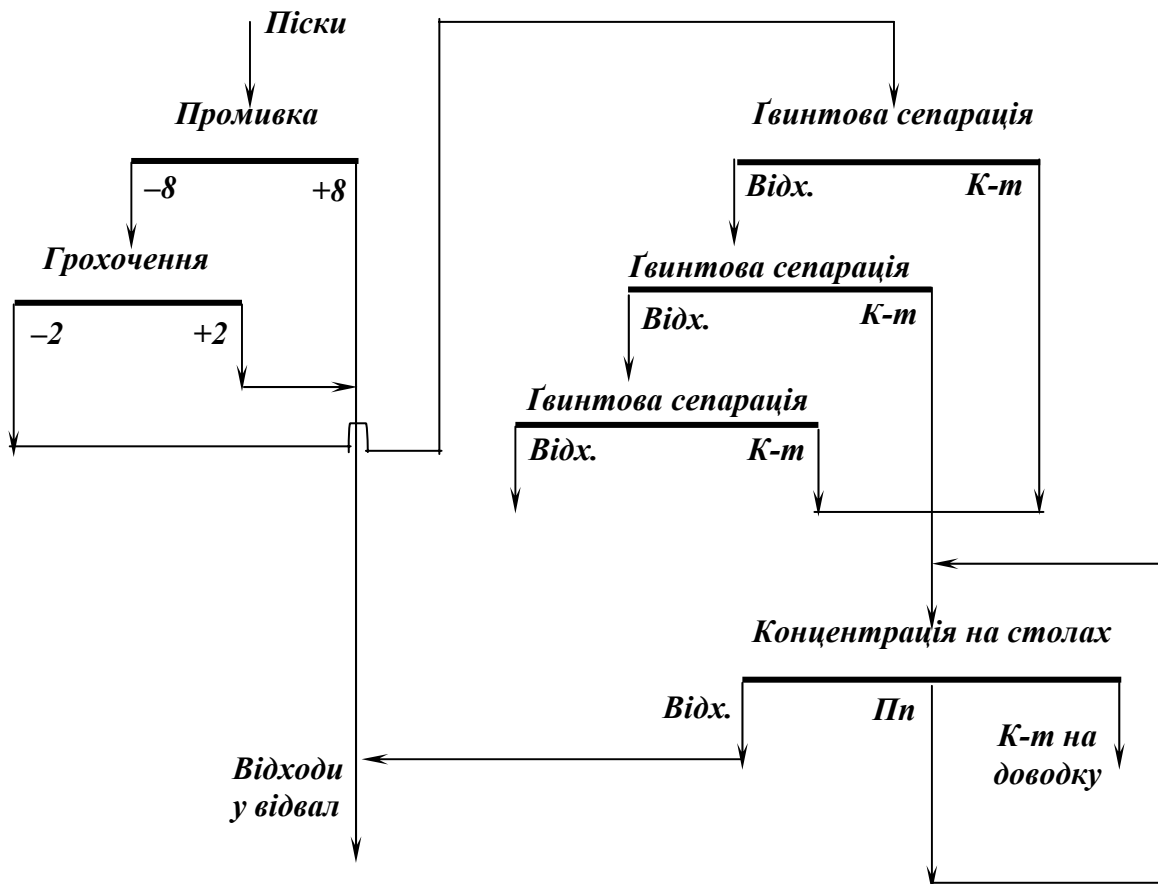
млесосами збагачувальна апаратура монтується на плавучих баржах, понтонах і т.п.

Доводочні фабрики для виробництва готових концентратів розташовують на березі поблизу від розсипного родовища.

Мета первинного збагачення розсипів – видалення мінералів пустої породи і одержання колективного концентрату з максимально можливим вилученням в нього всіх важких мінералів. В результаті первинного збагачення розсипів у відходи видаляють від 50 до 90 % пустої породи. Первинне збагачення розсипів здійснюється на гвинтових і струминних сепараторах, концентраційних столах і шлюзах, в відсаджувальних машинах, а іноді у важких суспензіях.

Дезінтеграція і грохочення пісків перед первинним збагаченням забезпечує руйнування зцементованого матеріалу і розділення його на окремі частинки, звільнення зерен цінних мінералів одне від одного і від пустої породи. Класифікація пісків по крупності звичайно здійснюється на тому ж грохоті, що й дезінтеграція, при цьому дезінтеграція передує класифікації. Задачею грохочення є відділення гальки та іншого крупного матеріалу, який не містить цінних мінералів, і скинення його у відвал. Таким чином, грохочення є першою операцією збагачення, яка дозволяє в два рази зменшити обсяг матеріалу перед подальшими операціями.

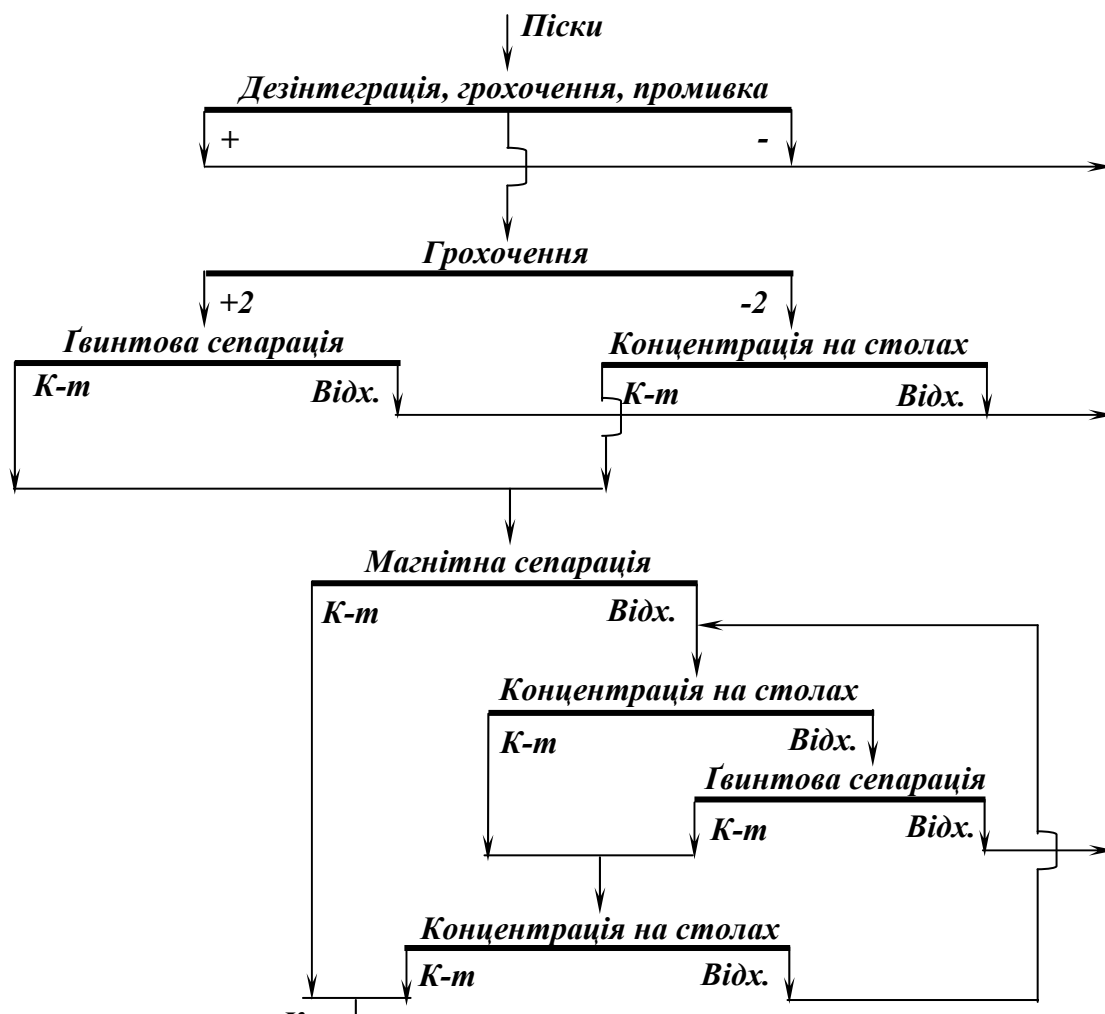
При первинному збагаченні на дразі (рис. 7.28) піски подають в дражну бочку, куди надходить вода під тиском для кращого руйнування грудок глини.



При підвищеному вмісті глини (до 40 %) застосовується тристадійна їх дезінтеграція в скруберах, на грохотах і мийних машинах (7.29). Дезінтегровані піски класифікуються в гідроциклонах, злив яких направляється у відвал, а знешламлений матеріал після класифікації по зерну 2 мм надходить на збагачення в гвинтові сепаратори (клас +2 мм) і струминні конусні сепаратори (клас -2 мм).

Чорновий концентрат надходить на магнітну сепарацію і після трьох перелічених операцій в конусних і гвинтових сепараторах і на концентраційних столах одержують товарний продукт. При використанні даної схеми вилучення ільменіту складає близько 85 %, а вміст TiO_2 в концентраті 96 – 97 %.

Титано-цирконієві піски Самотканського родовища, що перероблюються на збагачувальній фабриці Верхньодніпровського гірничо-металургійного комбінату (ВДГМК), містять до 3 % ільменіту, рутилу, лейкоксену, циркону, дистену, силіманіту, ставроліту. Основні породні мінерали – кварц (до 70 %) і глина (8 – 30 %).

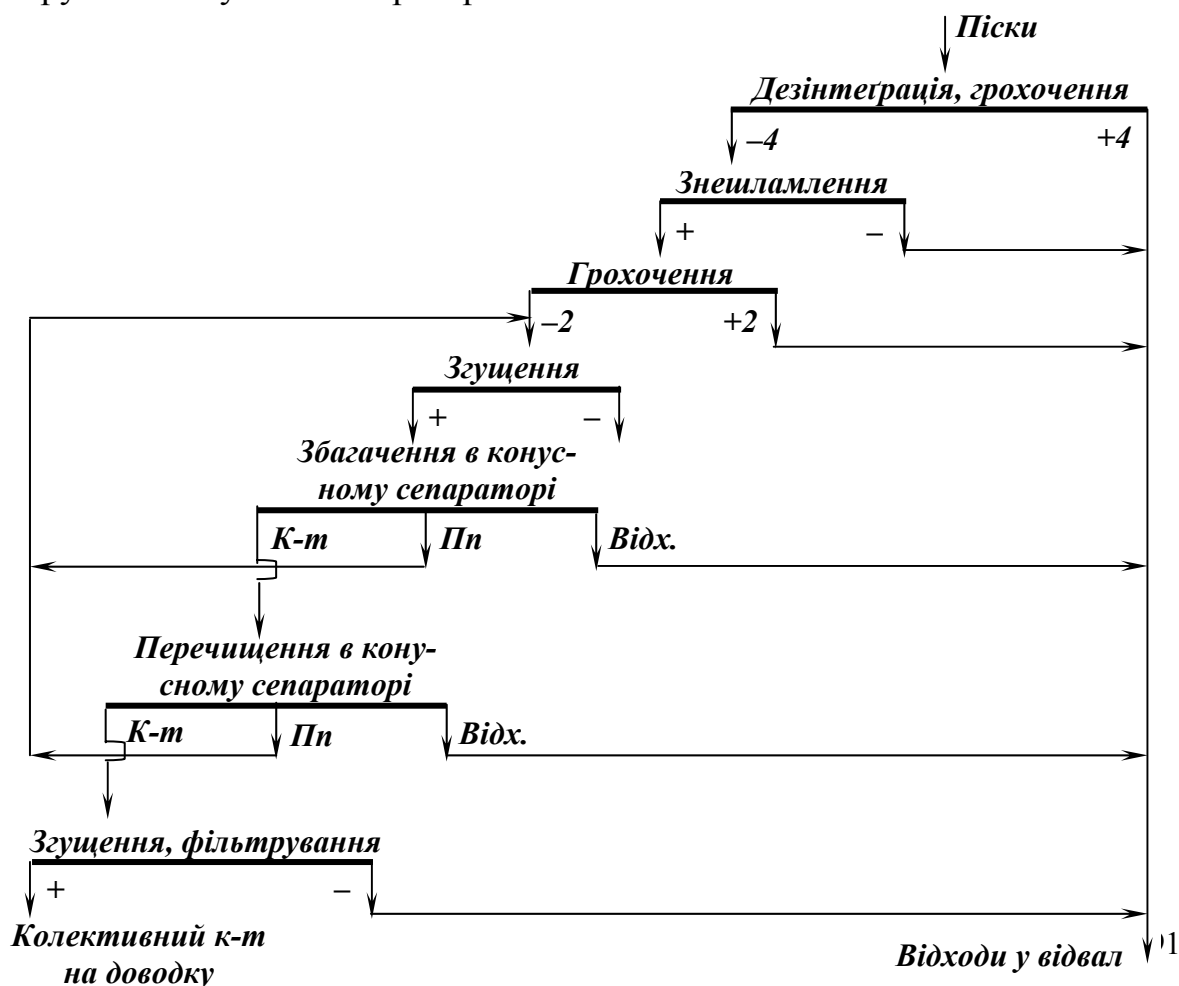


Добування пісків здійснюється відкритим способом – екскаваторами. З кар'єру піски доставляють на фабрику стрічковим конвеєром.

Збагачувальна фабрика складається з таких відділень: дезінтеграції і знешламлення, гравітаційного збагачення (рис. 7.30) і сушильно-доводочного (рис. 7.31).

Дезінтеграція і знешламлення – підготовчі процеси, що призначені для розпушення пісків, перетворення їх на пульпу і відмивки пісків від глини і шламів. Дезінтеграція пісків здійснюється в дві стадії: перша – скрубери, друга – в коритній мийці. Для знешламлення використовуються гідроциклони і струминні зумпфи.

Знешламлений матеріал подається насосами в головний корпус, де провадиться їх грохочення по зерну 2 мм. Клас +2 мм направляється у відвал, а клас –2 мм через згущувальні лійки подається на секцію п'яти- і шестиярусних конусних сепараторів.

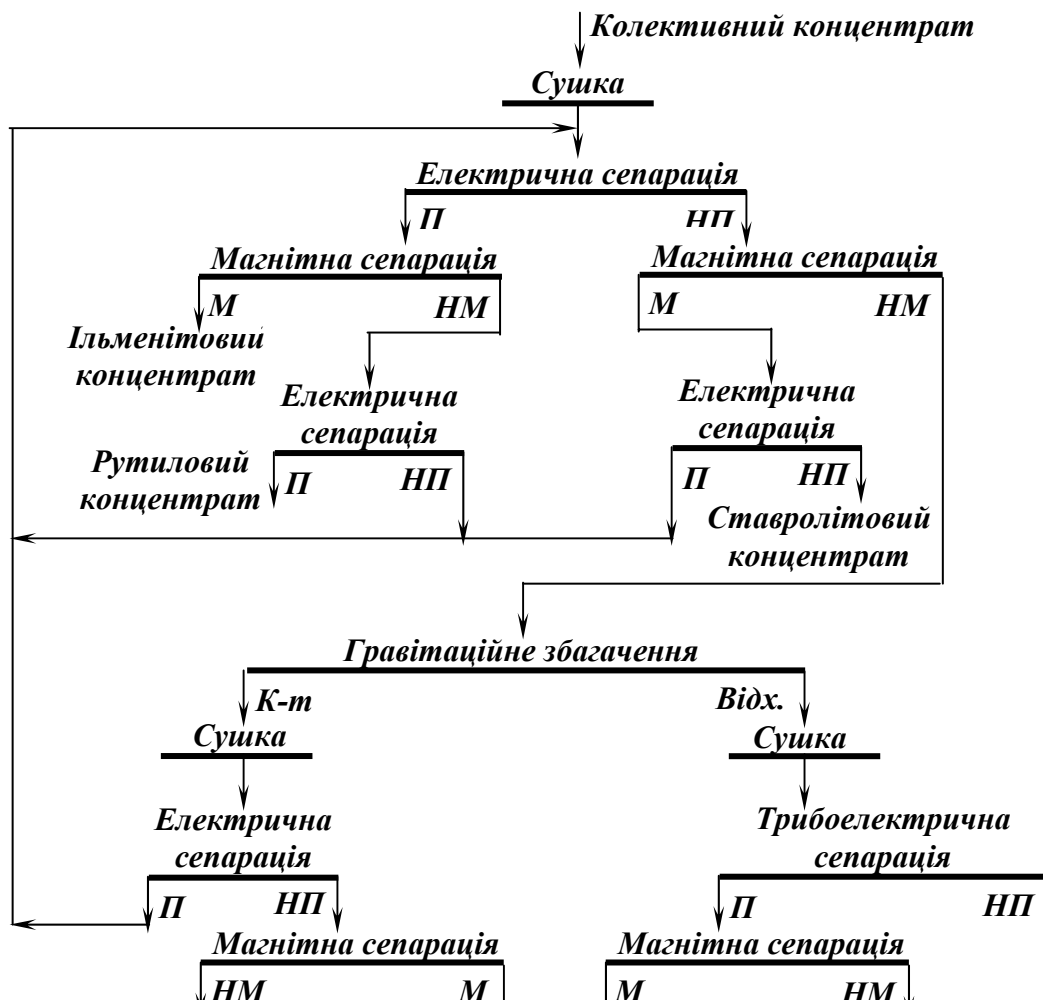


Після збагачення на конусних сепараторах продукти розділення направляють: концентрат – на перечисну концентрацію в п’ятирусний конусний сепаратор, відходи основної концентрації – у відвал, а промпродукт повертається в голову процесу. Після перечисної концентрації промпродукт також повертається в голову процесу, а колективний концентрат направляється на зневоднення, сушку і доводку.

Колективний концентрат після сушки розділяють в електростатичному сепараторі на електропровідну фракцію (ільменіт і рутил) і непровідну (циркон, ставроліт, дистен, залишки ільменіту і кварц).

Подальше розділення електропровідників магнітною сепарацією дозволяє виділити в магнітну фракцію ільменітовий концентрат, а в немагнітну – рутиловий, який потім перечищається в барабаних коронно-електростатичних сепараторах.

Непровідна фракція після електростатичної сепарації направляється на магнітну сепарацію, тут в магнітній фракції концентруються ільменіт і ставроліт, а в немагнітній – циркон, дистен і кварц. Ільменіт і ставроліт розділяють електростатичною сепарацією з одержанням ставролітового концентрату (непровідна фракція).



Немагнітний продукт надходить на гравітаційне збагачення в конусних сепараторах з переочищенням концентрату на концентраційному столі, а відходів на гвинтовому шлюзі і концентраційному столі. Доводка продуктів гравітаційного збагачення електричною, трибоелектричною і магнітною сепарацією приводить до одержання цирконового і дистен-силіманітового концентратів.

Основною товарною продукцією комбінату є концентрати: ільменітовий з вмістом TiO_2 63 – 65 %, рутиловий – 92 – 95 % TiO_2 , цирконовий – 62 – 65 % ZrO_2 , дистен-силіманітовий – 58 % Al_2O_3 і ставролітовий – 48 % Al_2O_3 .

Крім того, кварцові відходи ВДГМК також є товарним продуктом, який містить 97-98 % SiO_2 . Ці відходи використовуються в ливарному виробництві (як формувальний матеріал), в скляній промисловості (виробництво технічного скла), у виробництві будівельних матеріалів і абразивних виробів.

7.3.7 Технологія збагачення золотовмісних руд

Золото в рудах міститься в основному в самородному вигляді, тобто являє собою твердий розчин золота, в якому також містяться домішки срібла, міді, заліза, свинцю, бісмуту, платини, ртуті. Залежно від крупності самородне золото прийнято класифікувати на тонкодисперсне (менше 1 – 5 мкм), пилоподібне (5 – 50 мкм), дрібне (0,05 – 2 мм) і крупне (більше 2 мм). Золото масою більше 5 г належить до самородків.

Родовища золота підрозділяють на корінні, розсипні і конгломерати.

Корінні родовища золота представлені жильними зонами товщиною від декількох сантиметрів до декількох десятків метрів, довжиною до декількох десятків кілометрів і глибиною до декількох кілометрів.

З *малосульфідних корінних руд* залежно від крупності золото звичайно вилучається по одно- або двостадійній гравітаційно-флотаційній схемі в поєднанні з амальгамацією або ціануванням. Якщо в руді міститься достатньо крупне золото, то після першої стадії подрібнення застосовується гравітаційне збагачення, напр., у відсаджувальних машинах (рис. 7.32).

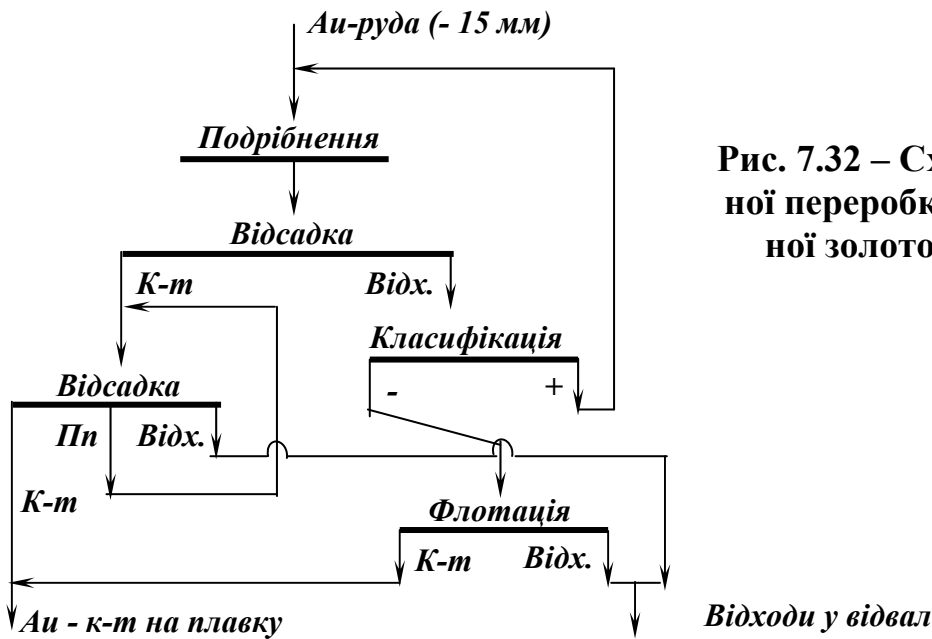
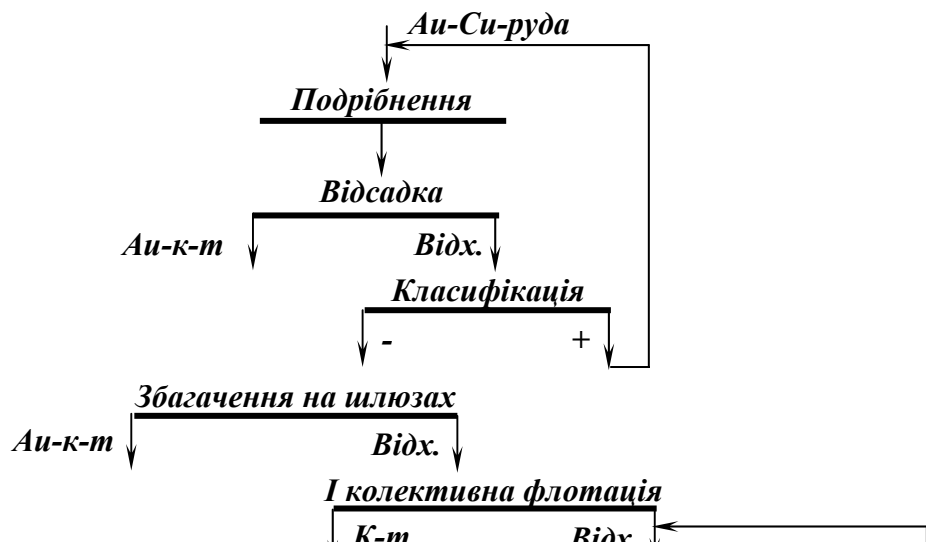


Рис. 7.32 – Схема гравітаційної переробки малосульфідної золотовмісної руди.

Така схема дозволяє з використанням гравітаційних процесів вилучити до 80 % золота. При ціануванні відходів гравітаційного збагачення вилучення підвищується до 95 %. Однак ціанування неприйнятне для руд в яких містяться вуглисті речовини, а також сульфіди міді і стибію. Крім того, ціануванням не вилучається золото, що тонко вкраплене в сульфідні мінерали. В цьому випадку доцільніша флотація золота разом з сульфідними мінералами. При дрібному і нерівномірному вкрапленні сульфідів і золота кращі результати можуть бути одержані при збагаченні стадіальними флотаційними схемами. Однак у випадку одержання відходів зі вмістом золота вище відвального їх піддають гравітаційному збагаченню в гідроциклонах або відсаджувальних машинах. У будь-якому випадку слід враховувати екологічний фактор – суттєве забруднення довкілля при ціануванні.

В сульфідних золото-мідних рудах золото знаходиться не тільки у вільному стані, але й тонко вкраплене в сульфіди (в основному в халькопірит). Такі руди після подрібнення до крупності 70 % класу – 0,2 мм і видалення з них гравітаційними процесами (відсадкою, збагаченням на шлюзах) направляються на флотацію (рис. 7.33).

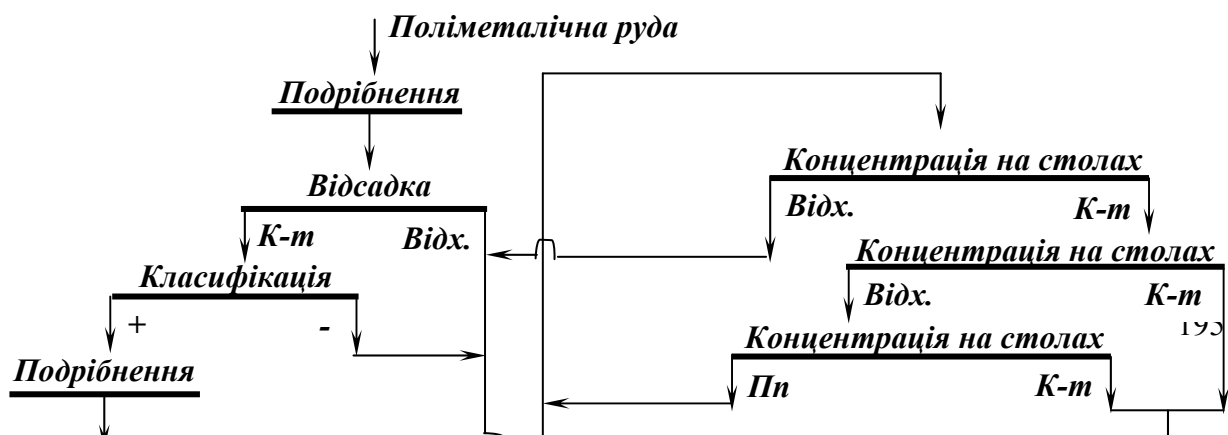


Відходи першої колективної флотації після подрібнення до 90 – 95 % класу – 0,2 мм надходять на відсадку, де з них вилучається вільне золото. Злив класифікації виділяється у відвальні відходи. Сумарний колективний концентрат після перечисних операцій надходить на мідну флотацію, де розділяється на золото-мідний і піритний концентрати.

Золото-мідний концентрат, в який вилучається 60 % золота, після зневоднення і сушки направляється на плавку. Благородні метали при електролітичному переділі чорнової міді, яка утворюється при плавці, переходять в електролітичні шлами, з яких благородні метали вилучаються на спеціальних заводах. Піритний концентрат направляється на ціанування для вилучення золота, що знаходиться в ньому. За такою схемою вилучення золота складає 90-91 %.

В поліметалічних рудах золото звичайно знаходиться в тонкодисперсному стані в сульфідних мінералах, в першу чергу в піриті і халькопіриті, рідше в галеніті і сфалериті. В поліметалічних рудах золото знаходиться також у вільному стані.

Технологія вилучення золота із поліметалічних руд (рис. 7.34) складається з уловлювання вільного золота в циклі подрібнення і більш повного його вилучення з концентратами. В останніх золото зв'язане з основними цінними компонентами.

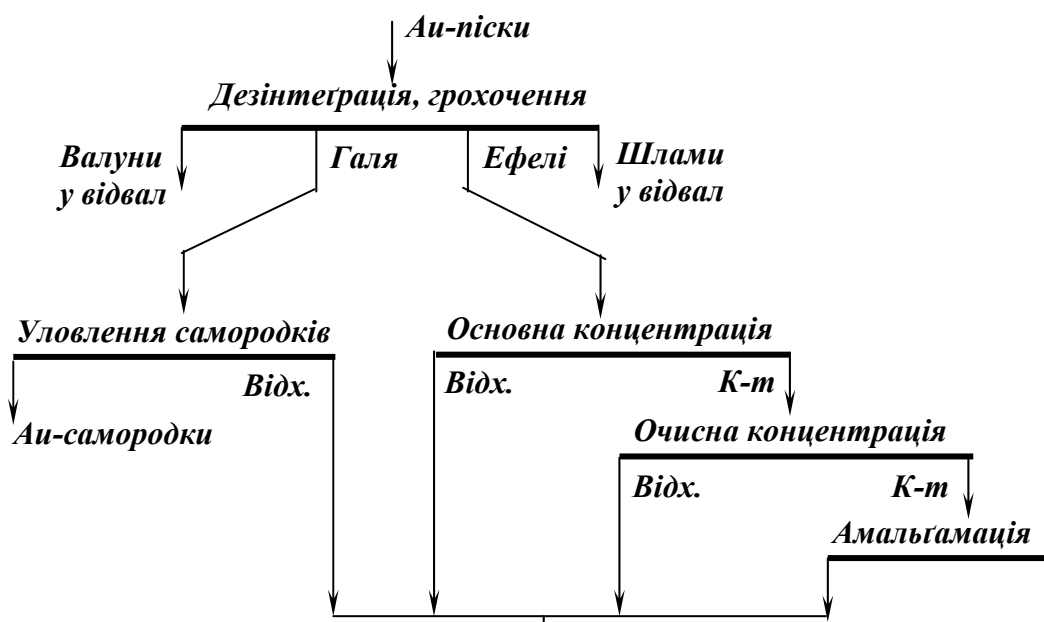


Відсаджувальні машини встановлюються у відділенні подрібнення поряд з млинами і класифікаторами. Концентрат відсаджувальних машин класифікується у гідроциклонах, злив яких направляється у відвал, а піски після подрібнення – на концентраційні столи, де одержують золотовмісний продукт. Відходи відсадки і первинної концентрації на столах направляються на подрібнення і флотацію основних компонентів.

Розсипні родовища золота представляють собою пухкі відклади уламкового матеріалу, що утворився в результаті руйнування корінних родовищ під дією природних фізичних і хімічних процесів. Серед золотовмісних розсипів найбільшу промислову цінність мають алювіальні (руслові, долинні, терасові) і древні поховані. Золоті розсипи мають товщину 1 – 3 м, довжину 1 – 100 км, ширину 1 – 1000 м. Вміст золота в них від десятків частинок г/м³ до десятків кг/м³. Зерна золота мають різну форму. А їх крупність складає від 0,1 до 4 мм.

Розробка розсипних родовищ золота здійснюється відкритими гірничими роботами з застосуванням механізованих способів – дражного, гідравлічного і екскаваторного. Вибір способу розробки визначається гірничотехнічними умовами і промисловими запасами пісків. Найбільше розповсюдження одержав дражний спосіб, як самий економічний.

Технологію вилучення золота із розсипів на драгах (рис. 7.35) можна поділити на: підготовчі процеси, первинне збагачення з одержанням гравітаційних концентратів і доводку цих концентратів з одержанням товарної продукції.



Підготовчі процеси застосовуються з метою звільнення зернистої частини пісків разом з золотом від глини і шламів, а також для видалення крупних фракцій, що не містять золота. Перша операція здійснюється дезінтеграцією, друга – грохоченням. Таким чином, в результаті дезінтеграції, промивки і грохочення виділяють відвальний продукт у вигляді крупного матеріалу і глинистого шламу і класифікований по крупності промитий матеріал, який направляється на гравітаційне збагачення. Ефективність підготовчих операцій визначається багатьма факторами: ступенем промивності і гранулометричним складом пісків, питомою витратою води і способом її подачі, конструкцією апарата для дезінтеграції і тривалістю перебування матеріалу в ньому. Як промивні апарати для дезінтеграції легко- і середньопромивних пісків на драгах звичайно застосовують дражні бочки (барабанні грохоти), усередині яких для інтенсифікації процесу монтують біла, ланцюги, ребра, пороги і т.п. Поверхня барабану перфорована, при цьому діаметр отворів в напрямі до розвантажувального кінця збільшується від 6 до 20 мм. В кінці барабану є отвори 80 мм для уловлювання самородків великого розміру. Крім того, для розмиву пісків в барабан під тиском подається вода. Промивка середньо- і важко промивних пісків здійснюється в скруберах, вібраційних машинах, горизонтальних і коритних мийках.

Після промивки і класифікації по крупності золотовмісні піски (ефелі) направляються на гравітаційне збагачення, яке здійснюється на шлюзах, відсаджувальних машинах, гвинтових сепараторах, концентраційних столах і концентраторах різної конструкції. Матеріал крупністю –20 мм направляється на шлюзи, що розташовані по обидва боки барабану. Дно шлюзів має двошарове покриття: верхній шар – сталеві сітчасті листи товщиною 3 мм з ромбоподібними отворами для створення турбулентності в потоці пульпи, нижній шар – гумові килимки з чарунками, в яких осаджуються важкі зерна золота. Відходи шлюзів надходять у відсаджувальні машини, де уловлюється частина золота, що залишилася. Сполоск шлюзів здійснюється через 6 – 12 годин роботи. Концентрат відсаджувальних ма-

шин і шлюзів переочищається на концентраційних столах, де одержують шліхове золото і відходи. До складу шліхів входять зерна мінералів густиною 3 т/м³ (каситерит, шееліт, магнетит, циркон та інші). При доводки всі вони разом з частиною золота переходять у відходи доводочних операцій, які розділяються на шліхозбагачувальних фабриках. Часто гравітаційне збагачення поєднується з амальгамацією.

Збагачення на драгах відрізняється типом застосовуваної збагачувальної апаратури і обладнання, схемою збагачення, способом доводки первинних концентратів. Збагачення золотовмісних пісків може здійснюватися за простими схемами з використанням тільки подовжніх і поперечних шлюзів або тільки відсаджувальних машин. В більш розвинутих схемах передбачається застосування декількох збагачувальних машин, які доповнюють одна одну залежно від крупності збагачуваного матеріалу, що значно підвищує сумарне вилучення золота. Застосовуються схеми, в яких використовується збагачення на шлюзах і відсаджувальних машинах (рис. 7.36 а), а також збагачення на шлюзах концентраційних столах і гвинтових сепараторах (рис. 7.36 б).

В результаті первинного збагачення на драгах одержують бідні гравітаційні концентрати, які направляються на доводку з застосуванням звичайних гравітаційних апаратів (шлюзи, відсаджувальні машини, концентраційні столи), іноді для доводки можуть застосовуватись магнітні сепаратори.

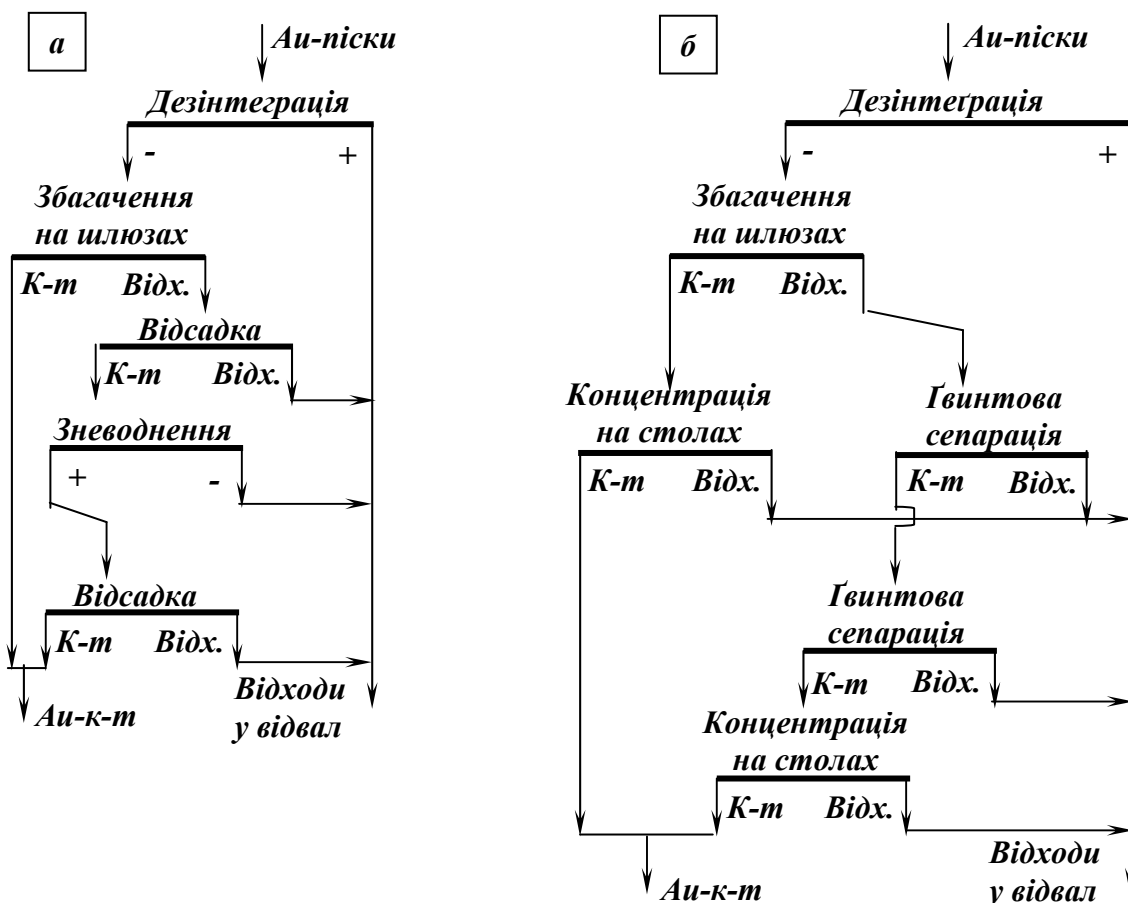


Рис. 7.36 – Схеми збагачення золотовмісних пісків.

Золотоносні конгломерати – древні рудоутворення проміжного типу між жильними і розсипними родовищами. Конгломерати складаються зі зцементованої гальки з домішкою піску, гравію і валунів. Цементом в конгломератах звичайно є оксиди заліза, карбонати і глинистий матеріал. Цемент складає 70 – 80 % об’єму конгломерату. Зерна золота в конгломераті мають звичайно овальну і округлу форму. Вміст золота в конгломераті 5 – 20 г/т. В конгломератах може міститися до 0,06 % урану.

Особливості речовинного складу конгломератів – наявність тонкого міцного цементу кварцово-сульфідного типу і тонкого вільного золота, яке не зв’язане ні з жильними, ні з сульфідними мінералами. Зв’язок золота з ураном і різний характер рудного золота визначають застосування комбінованих процесів комплексного збагачення і переробки цих руд. Різноманітність процесів, що застосовуються для переробки конгломератів (гравітаційні процеси, флотація, ціанування), визначається мінералогічним складом руди, залежно від якого використовують один або декілька методів. Якщо золото відносно крупне і вільне, застосовують гравітаційні процеси в комплексі з іншими. Якщо золото асоційоване з сульфідами, застосовують флотацію з подальшим подрібненням і ціануванням. Якщо золото дрібне (вільне або асоційоване з сульфідами), застосовують ціанування всієї руди, при цьому можлива попередня гравітаційна концентрація.

На рис. 7.37а наведена схема переробки конгломератів, де двостадійна відсадка передуює флотації і ціануванню.

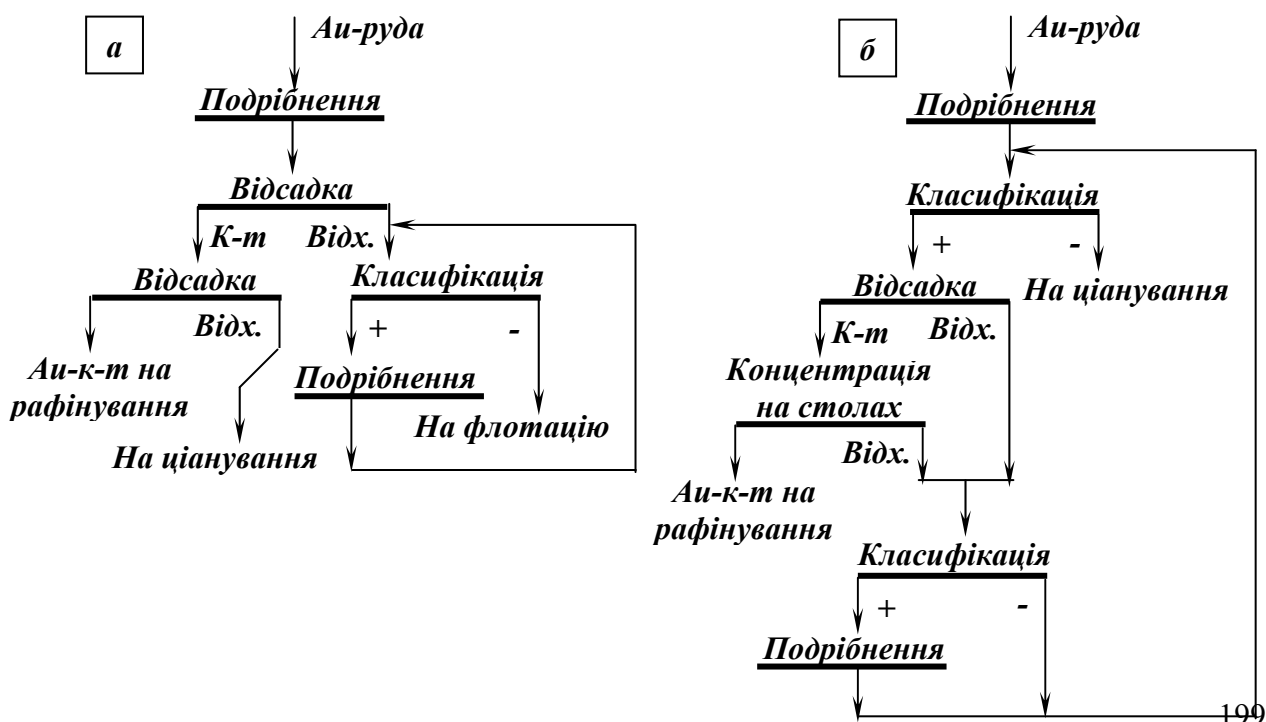


Рис. 7.37 – Схеми гравітаційного циклу переробки золотовміс-

У відповідності зі схемою злив млина першої стадії надходить на дво-стадійне збагачення в діафрагмові відсаджувальні машини. Концентрат відсадки надходить на рафінування золота. Відходи основної відсадки після подрібнення направляють на мідну флотацію, а відходи перемисної відсадки об'єднують з сульфідним концентратом, подрібнюють і направляють на ціанування.

За другою можливою схемою (рис. 7.37 б) руду подрібнюють в стер-жневих млинах і класифікують в гідроциклонах. Злив гідроциклонів над-ходить на ціанування, а піски направляють на відсадку в діафрагмові від-саджувальні машини. Концентрат відсадки доводять на концентраційних столах, де одержують остаточний концентрат, який направляють на рафі-нування золота. Відходи гравітаційного циклу після класифікації в гідро-циклонах подрібнюють в кульових млинах, які працюють в замкненому циклі з гідроциклонами першої стадії.

Такий цикл дозволяє не тільки зменшити обсяг матеріалу, що пода-ється на відсадку, але й здійснити попередню концентрацію.

Платинові і срібні руди збагачуються за схемами аналогічними схе-мам збагачення золотовмісних руд.

Контрольні запитання

- 1. Охарактеризуйте родовища мідних руд.*
- 2. Назвіть основні мідні мінерали.*
- 3. Назвіть основні розділові ознаки, що прийняті при збагаченні мідних руд.*
- 4. Опишіть технологію збагачення мідних руд.*
- 5. Вимоги до якості мідних концентратів.*
- 6. Охарактеризуйте родовища цинкових руд.*
- 7. Назвіть основні цинкові мінерали.*
- 8. Назвіть основні розділові ознаки, що прийняті при збагаченні цинкових руд.*
- 9. Опишіть технологію збагачення цинкових руд.*
- 10. Вимоги до якості цинкових концентратів.*
- 11. Охарактеризуйте родовища свинцевих руд.*
- 12. Назвіть основні свинцеві мінерали.*
- 13. Назвіть основні розділові ознаки, що прийняті при збагаченні свинцевих руд.*
- 14. Опишіть технологію збагачення свинцевих руд.*

15. Вимоги до якості свинцевих концентратів.
16. Охарактеризуйте родовища вольфрамових руд.
17. Назвіть основні вольфрамові мінерали.
18. Назвіть основні розділові ознаки, що прийняті при збагаченні вольфрамових руд.
19. Опишіть технологію збагачення вольфрамових руд.
20. Вимоги до якості вольфрамових концентратів.
21. Охарактеризуйте родовища олов'яних руд.
22. Назвіть основні олов'яні мінерали.
23. Назвіть основні розділові ознаки, що прийняті при збагаченні олов'яних руд.
24. Опишіть технологію збагачення олов'яних руд.
25. Вимоги до якості олов'яних концентратів.

7.4 ТЕХНОЛОГІЯ ЗБАГАЧЕННЯ ГІРНИЧО-ХІМІЧНОЇ СИРОВИНИ

Мета розділу: вивчення технології збагачення гірничо-хімічної сировини.

7.4.1 Технологія збагачення апатитових і фосфоритових руд

Родовища фосфатної сировини розділяють за мінералого-петрографічними ознаками на два види: апатитові і фосфоритові.

Апатитові і апатитвмісні родовища за умовами утворення поділяють на ендегенні, екзогенні і метаморфізовані. Серед ендегенних розрізняють магматичні, карбонатитові, пегматитові, контактово-метасоматичні, гідротермальні і вулканічно-осадові родовища, які об'єднують в декілька рудних формацій. Вони пов'язані з магматичними гірськими породами центральних інтрузій апатитових нефелінових сієнітів, ультраосновних лужних порід, лужних габроїдів, лужних і нефелінових сієнітів. До екзогенних відносять родовища вивітрювання. Метаморфізовані родовища приурочені до апатит-кварц-діопсидової і апатит-доломітової формацій. Найбільше промислове значення мають магматичні і карбонатитові родовища. В Україні апатитові руди є в Запорізькій, Харківській, Чернігівській та Івано-Франківській областях, але запаси їх порівняно незначні.

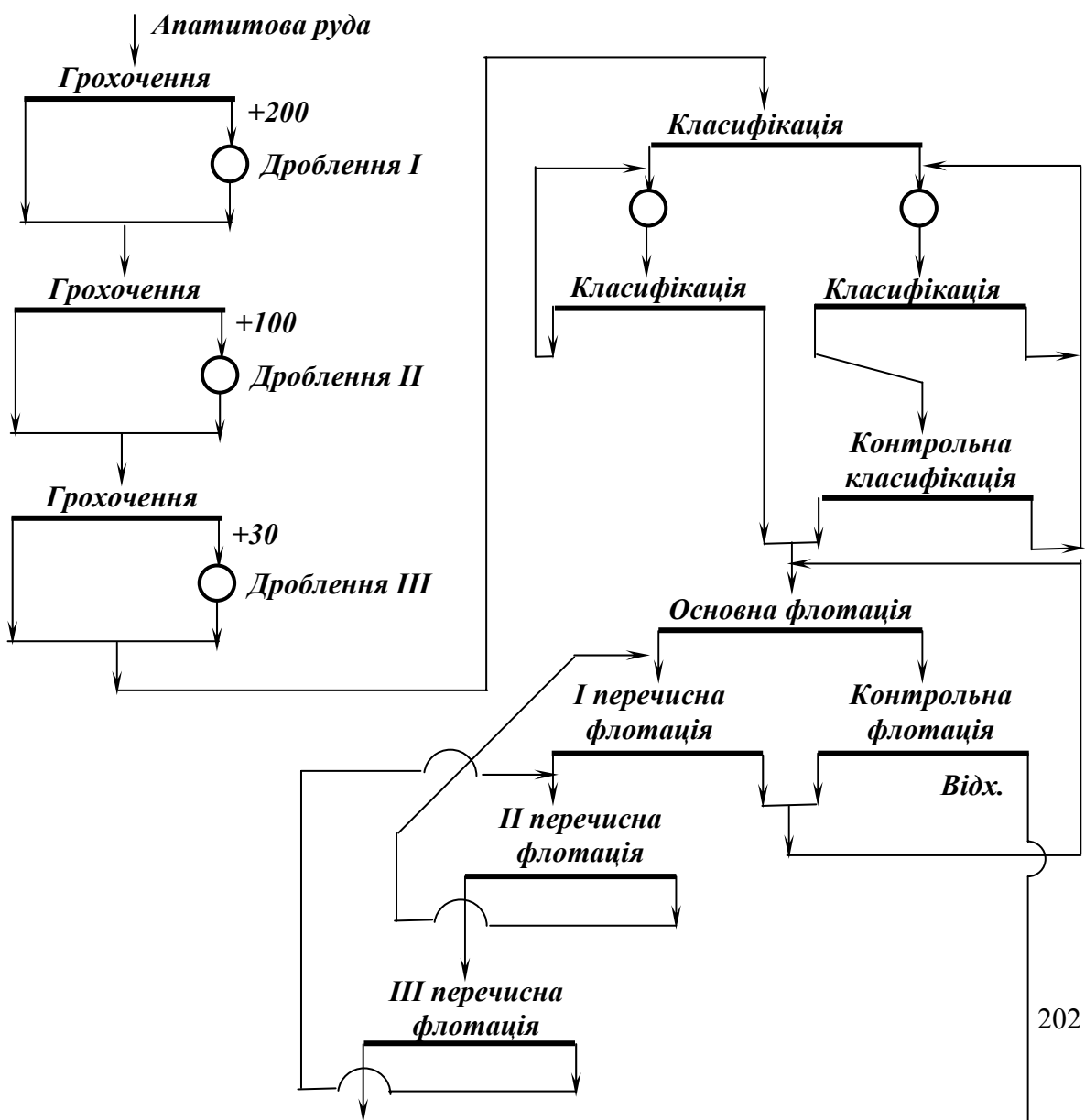
Основні мінерали, що входять до складу апатитових руд: апатит $Ca_5[CO_3][PO_4]_3(F, Cl, OH)$, нефелін $KNa_3[AlSiO_4]_4$, егірін-авгіт $NaFe[Si_2O_6]-Ca(Mg, F, Al)(Si_2O_6)$, титаномagnetит $(Fe, Ti)Fe_2O_4$, сфен $CaTiO[SiO_4]$.

Апатитові руди за вмістом P_2O_5 розділяють на багаті (більше 18 %), бідні (5 – 8 %) і убогі (3 – 5 %), в комплексних рудах апатит може бути

присутнім як головний компонент або один з головних, другорядний або супутня домішка.

Видобуток апатитових руд здійснюється як відкритим, так і підземним способом. До легкозбагачуваних належать апатит-силікатні (apatит-нефелінові, апатит-егіринові і ін.) руди, до важкозбагачуваних – карбонатні і руди кори вивітрювання.

Технологічна схема збагачення апатиту (рис. 7. 38) включає три стадії дроблення в конусних дробарках в відкритому циклі з попереднім грохоченням в кожній стадії. Дроблена до 30 мм руда надходить на подрібнення в кульових млинах до крупності 45 – 55 % класу – 0,074 мм. Подрібнену руду направляють на флотацію, що є основним методом збагачення апатитових руд. Схема флотації включає основну, контрольну і три перелісних операції. Основний реагент-збирач при флотації апатиту – омилена суміш дистильованого талового масла, сирого талового масла, вторинного масляного гудрону, окисненого петролатуму і технічних жирних кислот. Ця суміш має властивості не тільки збирача, але й спінювача. Для повноти омилення компонентів суміші утворюється надлишкова лужність розчину. Реагент-омилювачі подаються в основну і контрольну флотацію. Для підвищення ефективності процесу флотації застосовуються також реагенти-регулятори – рідке скло і ОП-4 (поверхнево-активний реагент).



Оптимальні умови флотації досягаються в пульпі з $pH = 9,5 - 10$. Лужність пульпи регулюється подачею в основну флотацію їдкого натру.

Флотаційний апатитовий концентрат, що містить 45 – 50 % твердого, направляється на фільтрування в барабанні вакуум-фільтри з внутрішньо фільтруючою поверхнею. Для інтенсифікації процесу фільтрування подається коагулянт – 20 – 30 %-ний розчин залізного купоросу. Осад вакуум-фільтрів сушать в барабанних сушарках до вологості 0,5 – 1,5 %. Гази, що відходять з сушарок, перед видаленням в атмосферу піддають чотиристадійному очищенню від пилу. Коефіцієнт корисної дії системи пиловловлення складає 99,8 – 99,9 %. З апатитових руд всіх типів можна одержати концентрати з вмістом P_2O_5 30 % і більше при вилученні до 98 %. Готовий апатитовий концентрат повинен задовольняти вимогам ГОСТ 22275-76, що наведені в табл. 7.15.

Таблиця 7.15 – Технічні вимоги до апатитового концентрату за ГОСТ 22275-76ї

Матеріал	Вміст, %					Залишок на ситі з сіткою 16 мм, не більше
	P_2O_5 , не менше	FeO, не більше	Fe_2O_3 , не більше	Al_2O_3 , не більше	W_t^r , не більше	
Концентрат апатитовий	39,4	3,0	3,0	3,0	$1 \pm 0,5$	11,5

Апатит в основному використовується для виробництва фосфорних добрив (суперфосфату, амофосу і ін.). Крім того, апатит служить сировиною для виробництва фосфатної кислоти, жовтого фосфору, різних солей; застосовується в металургійній, керамічній, скляній і хімічній промисловості.

Відходи апатитових комплексних руд служать сировиною для виробництва *нефелінового концентрату*. Технологічна схема нефелінового виробництва (рис. 7.39) включає класифікацію відходів апатитового виробництва в гідроциклонах з подальшою класифікацією пісків і знешламленням зливу. Піски контрольної класифікації і злив знешламлювання є відвальними продуктами, а злив контрольної класифікації і піски знешламлення після згущення направляють на флотацію (зворотну). Флотаційний нефеліновий концентрат (камерний продукт) доводять магнітною сепарацією на барабанних сепараторах для виділення сильномагнітних мінералів. Концентрат направляється на фільтрування в барабанні вакуум-фільтри з внутрішньо фільтруючою поверхнею. Для інтенсифікації процесу фільтрування подається коагулянт – хлористий кальцій. Осад вакуум-фільтрів сушать в барабанних сушарках до вологості 0,5 – 1,5 %. Гази, що відходять з сушарок, перед видаленням в атмосферу піддають тристадійному очищенню від пилу.

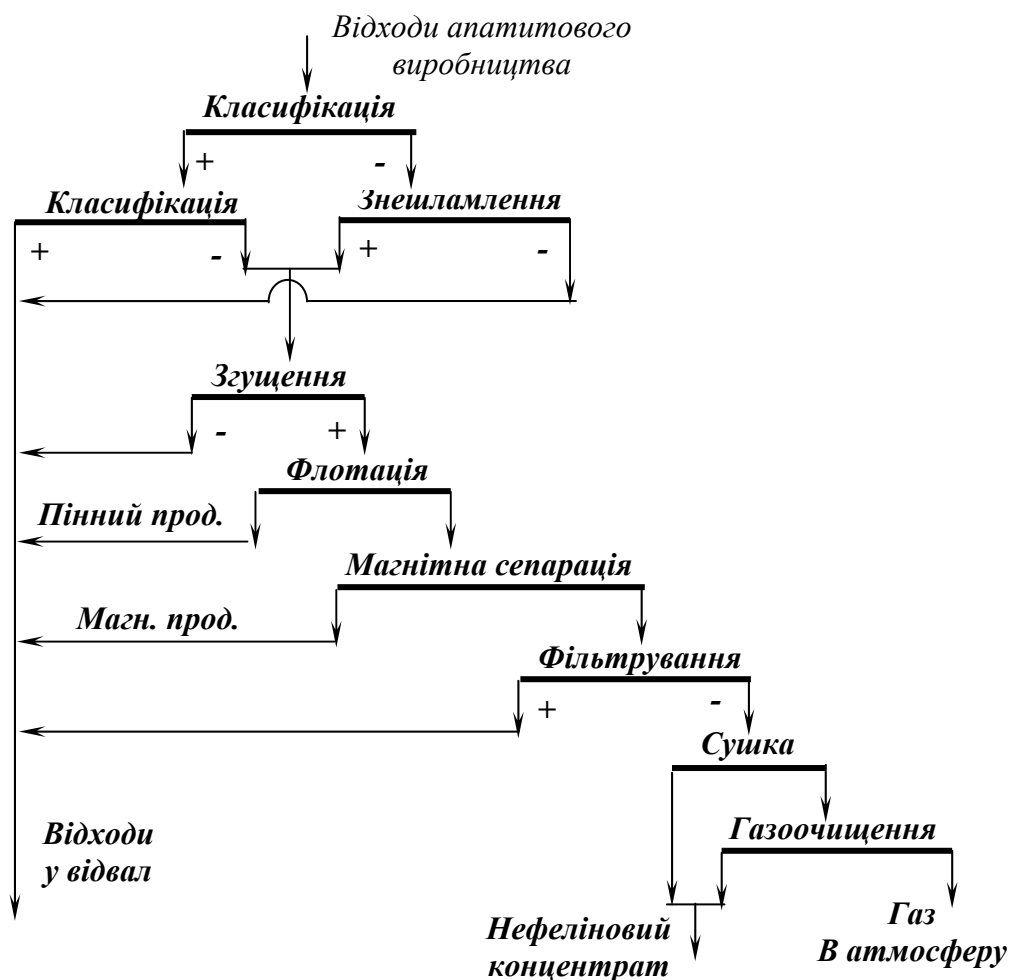


Рис. 7.39 – Технологічна схема виробництва нефелінового концентрату.

Нефелін в значних масштабах використовується для добування глинозему з побіжним виробництвом соди, поташу, силікагелю, сировини для високоякісних цементів, а також ультрамарину. Нефелін – замітник польового шпату в скляній промисловості; використовується також як добриво для кислих ґрунтів.

Фосфоритні руди відрізняються складним мінералогічно-петрографічним складом, що обумовлюється високою дисперсністю вкраплення, мінливістю властивостей фосфатної речовини і різноманіттям його сполук з різними мінералами, які часто мають близькі з фосфатом властивості.

Основні фосфатні мінерали: флуорапатит $Ca_{10}(PO_4)_6F_2$, флуоркарбонатапатит $Ca_{10}(PO_4)_{6-n}(CO_3O)_n$, карбонатапатит $2Ca_3(PO_4)_2 \cdot CaCO_3 \cdot 0,5H_2O$, гідроксилапатит $Ca_{10}(PO_4)_6(OH)_2$, франколіт $C_{10}P_{5,2}C_{0,8}O_{23,2}F_{1,8}OH$, курськіт $C_{10}P_{4,8}C_{1,2}O_{22,8}(F_2OH)_{3,2}$.

Крім фосфатів кальцію до складу фосфатів входять нефосфатні мінерали: основні – доломіт, кальцит, кварц, халцедон, глауконіт; другорядні – глинисті, алюмосилікатні, залізисті мінерали (пірит, гідроксиди заліза), органічна речовина. За вмістом P_2O_5 розрізняють багаті (понад 24 %), середні (18 – 24 %) і бідні (менше 18 %). Вміст Al_2O_3 , Fe_2O_3 , SiO_2 має значення лише при хімічній переробці фосфатів. За насиченістю фосфатами та текстурними особливостями фосфоритні руди поділяють на жовнові (конкреційні), зернисті, черепашкові і масивні мікрозернисті.

Жовнові фосфорити (конкреційні утворення) складаються з уламків зерен кварцу, глауконіту, кальциту та інших мінералів зцементованих мікрокристалічним або аморфним фосфатом. В Україні жовнові фосфати представлені Синичино-Яремівським (Харківська область), Незвиським (Івано-Франківська область), Жванським (Хмельницька область) родовищами. Вміст P_2O_5 в них коливається від 12 до 38 %.

Зернисті фосфорити – породи, що містять різну кількість дрібних зерен або смужок фосфатів розміром до 2 мм, зцементованих глинисто-залізистим, кременистим або карбонатним цементом. В Україні зернисті фосфорити є в Жванському родовищі. Потужність пластів родовищ складає від кількох десятків сантиметрів до 1-2 м, вміст P_2O_5 коливається від 7 до 16 %.

Черепашкові фосфорити – шари піщано-алевролітових порід з великим вмістом фосфатизованих черепашок. Потужність продуктивних шарів таких фосфатів становить 0,5 – 4 м, вміст P_2O_5 – 5 – 12 %.

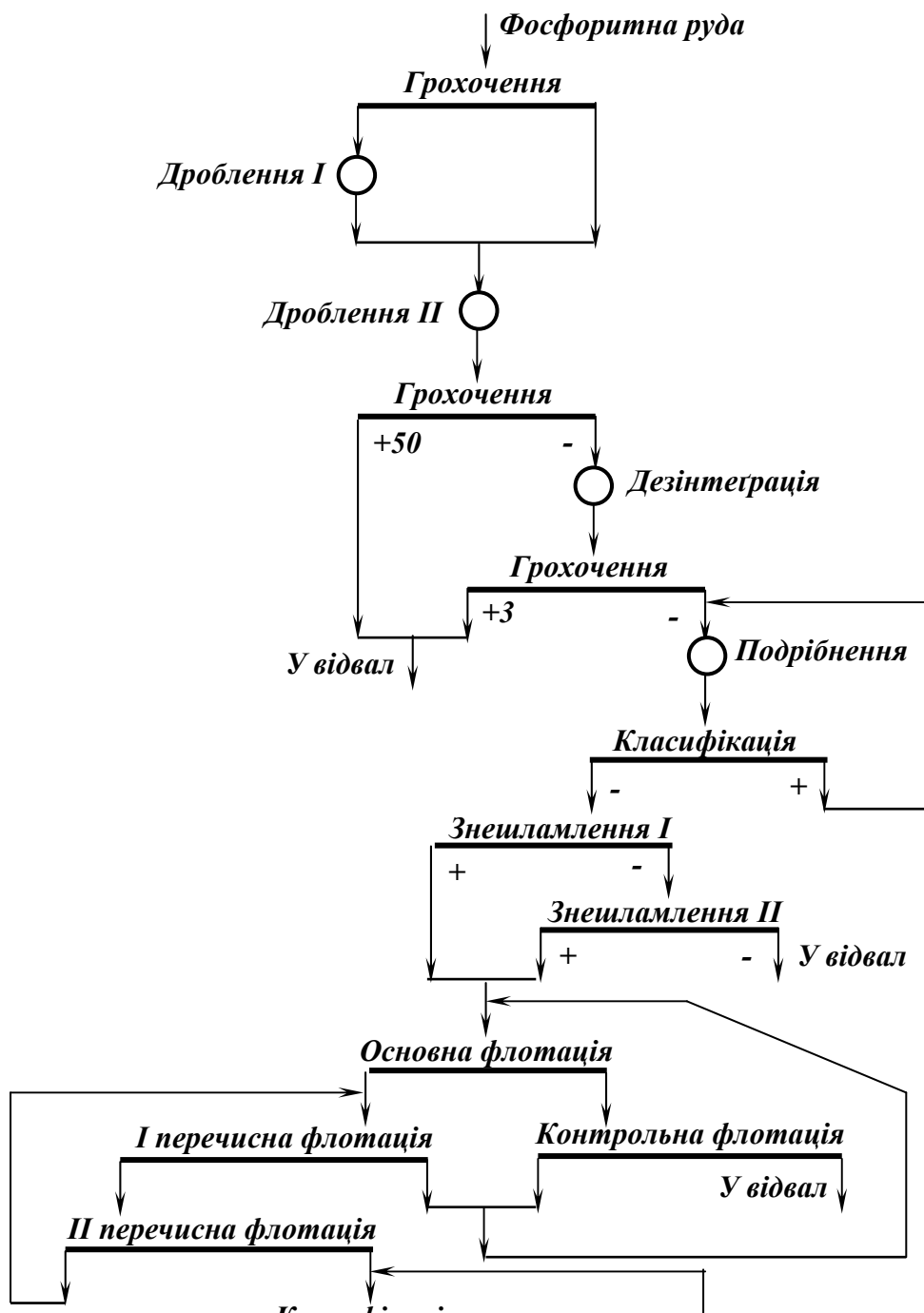
Масивні мікрозернисті (пластові) фосфорити – однорідні породи, що містять мікрозерна і мікроконкреції фосфатної речовини розміром 0,01 – 0,1 мм, які зцементовані фосфатно-карбонатним або фосфатно-

кременистим цементом. За формою покладів – це пластові фосфорити потужністю до 10 – 15 м і високим вмістом P_2O_5 – 26 – 28 %.

Видобуток фосфоритних руд здійснюється в основному відкритим способом, рідше підземним.

Складність фосфоритів обумовлює різноманіття схем і режимів їх збагачення. Основний метод збагачення – флотація, але для одержання концентратів з підвищеним вмістом P_2O_5 може застосовуватись комбінована схема з використанням флотації і випалу при температурі 850 – 950°C.

Технологічна схема збагачення фосфоритових руд (рис. 7.40) включає двостадійне дроблення руди до крупності 50 мм в щоккових дробарках, після чого дроблена руда направляється на дезінтеграцію в скруббер-бутарах. Надрешітний продукт (+ 3 мм) направляється у відвал, а підрешітний (0 – 3 мм) – на подрібнення в кульових млинах, які працюють в замкненому циклі зі спіральними класифікаторами. Крупність подрібненої руди (зливу класифікатора) складає не більше 30 – 40 % залишку на ситі 0,18 мм.



В процес подрібнення подається 5 %-ний розчин кальцинованої соди для зниження твердості води і утворення лужного середовища, а також 5 %-ний розчин рідкого скла для депресії флотації пустої породи (кварцу). Для видалення шламів злив класифікатора направляється на двостадійне знешламлення в гідроциклонах. Злив другої стадії знешламлення видаляють у відвал. Підготовлений за крупністю матеріал направляють на флотацію. Флотація ведеться при $pH = 9 - 9,5$. Як збирач використовують сире талове масло, що омилене каустичною содою, і гас, який регулює структуру піни і сприяє флотації крупних частинок фосфориту. Схема флотації включає основну, контрольну і дві перемішувальних операції. Для одержання товарного флотаційного концентрату необхідної крупності його перед згущенням в радіальному згущувачі додатково подрібнюють в кульовому млині, що працює в замкненому циклі з гідроциклонами. Згущений концентрат подають насосами на барабанні вакуум-фільтри з внутрішньою фільтруючою поверхнею. Інтенсифікація процесу згущення досягається доданням сірчаної кислоти, а інтенсифікація процесу фільтрування – доданням 5-7%-ного розчину хлористого кальцію. Осад вакуум-фільтрів подають у барабанні сушарки, де він висушується до вологи не більше 1 %.

Залежно від призначення готові фосфатні продукти, що виробляються збагачувальними фабриками, повинні задовольняти визначеним вимогам, які наведені в табл. 7.16.

Таблиця 7.16 – Технічні вимоги до фосфатних продуктів, що виробляються збагачувальними фабриками

Показники	Фосфоритне борошно, ГОСТ 5716-74			Для хімічної переробки, ТУ 12-55-75	Для виробництва жовтого фосфору, ТУ 6-25-8-74
	1-й сорт	2-й сорт	3-й сорт		
Вміст, %:					
P ₂ O ₅	29±1	23±1	20±1	До 28	21
CO ₂	-	-	-	6±0,5	-
MgO	-	-	-	До 2,5	-
Fe ₂ O ₃	-	-	-	-	До 3
P ₂ O ₃	-	-	-	До 3	До 3
Нерозчинний залишок	-	-	-	-	15 – 18
Залишок на ситі 0,18 мм, не більше	10	10	10	20	14

В результаті збагачення фосфоритних руд одержують концентрати двох видів: одні можуть бути безпосередньо використані без подальшої переробки, інші необхідно піддавати подальшій хімічній або термічній переробці.

До перших належить фосфоритне борошно, яке одержують в результаті помелу багатих руд або концентратів. Фосфоритне борошно викорис-

товують як добриво на кислих ґрунтах та торф'яних ґрунтах і, крім того, воно застосовується як нейтралізуюча домішка до суперфосфату.

В промисловості використовують три основних способи розкладання природних фосфатів: термічне відновлення, термічну переробку без відновлення і розкладення.

Термічне відновлення фосфору природних фосфатів реалізується в електропечах при нагріванні до 1400 – 1600°C з коксом і двоокисом кремнію. При цьому одержують жовтий фосфор, що застосовується для виробництва червоного фосфору, фосфорної кислоти і інших сполук.

Термічна переробка фосфатів без відновлення застосовується для одержання термічних фосфатів (продуктів спікання природних фосфатів з лужними металами), які використовуються як підгодівля для худоби і птиці.

Кислотна (хімічна) переробка природних фосфатів поширена при виробництві мінеральних добрив. При цьому застосовується сірчана, рідше фосфорна і азотна кислоти. Метою такої переробки є переведення важкорозчинних природних сполук фосфору в більш розчинні у ґрунті, отже легко засвоювані рослинами фосфорні солі.

7.4.2 Технологія збагачення сірчанних руд

В природі сірка зустрічається як у вільному стані (самородна), так і у вигляді сульфідів (пірит, піротин, галеніт, сфалерит і ін.) і сульфатів (гіпс, ангідрит, барит і ін.). Отримують сірку з самородних руд, а також у вигляді побічного продукту при переробці поліметалічних руд, з сульфатів при їх комплексній переробці, з природних газів і горючих копалин при їх очищенні. Найбільшу питому вагу в виробництві елементарної сірки мають родовища самородної сірки.

В Україні родовища самородної сірки знаходяться в Передкарпатському басейні (Львівська та Івано-Франківська області). Найбільшими родовищами цього басейну є Роздольське і Язівське. Родовища сірки також відомі на Керченському півострові, а її вияви – в багатьох інших районах країни.

Родовища самородної сірки діляться на екзогенні і вулканогенні. Перші утворилися одночасно з вмісними породами. Родовища другої групи утворилися пізніше вмісних гірських порід. Генезис руд визначає їх технологічні властивості, так як від нього залежить мінеральний склад, характер зрощення і інші особливості руд.

Сірчані руди представлені в основному вапняковими вапняково-глинистими і вапняково-кальцитовими типами. До складу сірчанних руд крім сірки входять кальцит, доломіт, целестин, гіпс, глина, бітуми і кварц. Вміст сірки в промислових рудах коливається від 8 до 40 %.

За структурними особливостями сірка в рудах підрозділяється на крупнокристалічну (розмір кристалів 0,1-15 мм), тонкокристалічну (розмір зерен менше сотих частинок мм), і прихованокристалічну (дрібні зерна і прожилки, що не мають чітких граней). Ці різновиди сірки утворюють різ-

ні текстури: строкату, вкраплену, прожилково-вкраплену, брекчієподібну і ін. Від структури самородної сірки і її текстурних форм залежить крупність подрібнення і можливість використання процесу самоподрібнення. Основний метод збагачення сірчаних руд – флотація, результати якої залежать від вмісту глини і бітумів.

Технологічна схема збагачення сірчаних руд, що використовується на Роздольській збагачувальній фабриці наведена на рис. 7.41.

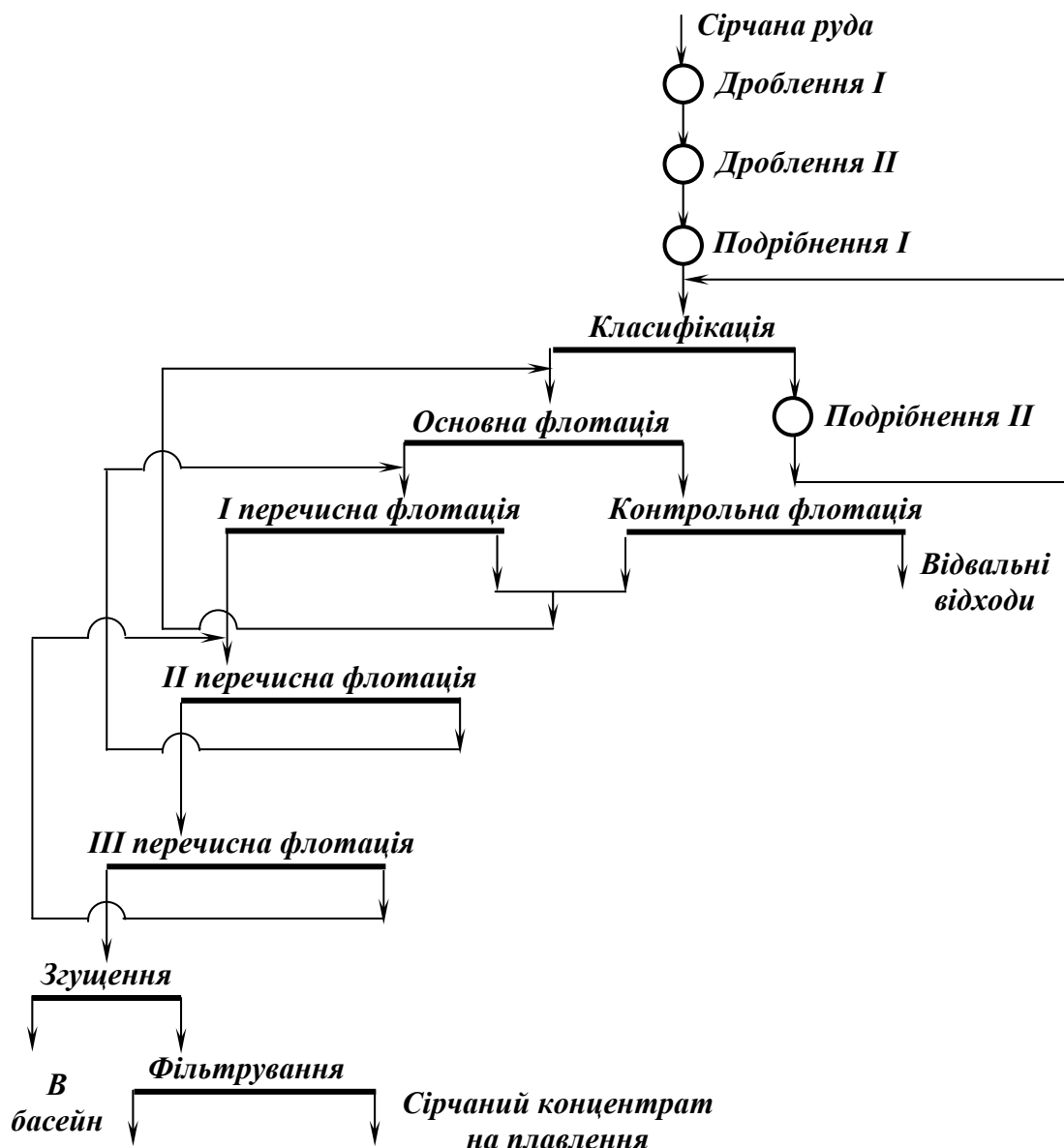


Рис 7.41 – Технологічна схема збагачення сірчаної руди..

Підготовка руди до збагачення складається з двох стадій дроблення до крупності 40 мм в відкритому циклі і двох стадій подрібнення до 65 – 70 % класу – 0,074 мм. Дроблення першої стадії виконується в шокових дробарках, другої стадії – в молоткових. При дробленні в дробарках другої стадії можливі випадки спалаху і загоряння пилу. Для запобігання цього в молоткові дробарки подається вода і пар, а також передбачена посилена аварійна вентиля-

ція для швидкого видалення газів, що утворюються при спалаху пилу. Подрібнення першої стадії до крупності 5 мм здійснюється в стержневих млинах. Подрібнений продукт стержневих млинів подається в спіральні класифікатори, злив яких направляється на флотацію, а піски – на другу стадію подрібнення в кульових млинах з розвантаженням через решітку.

Схема флотації передбачає основну, контрольну і три перелічених операції. Як збирачі при флотації використовують аполярні реагенти (гас, трансформаторне масло), як спінювачі – спирти (Т – 66, Т – 80). Для підвищення селективності флотації застосовують поліфосфат натрію (пептизатор тонкодисперсних глин) і рідке скло (депресор кальциту, кварцу, бітумів). Звичайно флотаційний концентрат з вмістом сірки 70 – 75 % після згущення в радіальному згущувачі і фільтрування в дискових вакуум-фільтрах направляють на подальшу переробку автоклавним методом. При автоклавній плавці сірчаний концентрат завантажується в автоклави разом з реагентами-гідрофілізаторами пустої породи і флокуляторами частинок сірки. В автоклав подається перегрітий пар, що нагріває концентрат до температури 130°C, при якій сірка плавиться. Розплавлена сірка збирається в нижній частині автоклава, а відходи спливають на поверхню. Але відходи автоклавної плавки містять тільки до 40 – 50 % сірки, тому вони охолоджуються до 45°C, згущуються і повертаються в основну флотацію, де з них вилучається до 90 – 95 % сірки.

Основними видами продукції, які одержують з природної сірки, є грудкова і рідка сірка. Сірчана товарна продукція повинна задовольняти визначеним технічним умовам ГОСТ 127-76 (табл. 7.17).

Таблиця 7.17 – Технічні вимоги до сірчаної товарної продукції за ГОСТ 127-76

Вміст, %	Сорт 9995	Сорт 9990	Сорт 9950	Сорт 9920
Сірки, не менше	99,95	99,90	99,50	99,20
Золи, в тому числі заліза, марганцю і міді, не більше	0,03	0,05	0,20	0,40
Кислот в перерахуванні на сірчану кислоту, не більше	0,002	0,004	0,010	0,020
Органічних речовин, не більше	0,03	0,06	0,30	0,50
Арсену, не більше	0,000	0,000	0,000	0,003
Селену, не більше	0,00	0,00	0,00	0,04
Заліза, не більше	0,02	0,02	0,02	
Марганцю, не більше	0,001	0,001	0,001	
Міді, не більше	0,001	0,001	0,001	
Вологи, не більше	0,1	0,2	1,0	1,0

Видобування сірки здійснюють також методом підземного виплавлення її в місцях залягання гарячою водою з температурою 130 – 150°C. З відкачаної на поверхню сірчано-водяної суміші можна зразу одержувати готову грудкову сірку (з вмістом сірки 99,5 – 99,9 %) з руд, які з техніко-економічних причин недоцільно видобувати звичайними способами.

Сірку широко застосовують в різних галузях господарства. Основними споживачами її є хімічна, паперова, гумова, харчова, нафтова, військова промисловість, сільське господарство. Найбільшу кількість видобутої сірки використовують у хімічній промисловості для виробництва сірчаної кислоти, при виробництві фосфорної, соляної та інших кислот, в гумовій промисловості, виробництві барвників, димного пороху тощо. Виробництво штучного волокна (віскози) в хімічній промисловості є іншим споживачем сірки. В сільському господарстві сірку застосовують як засіб боротьби з шкідниками, частково як добриво, для дезинфекції при лікуванні тварин. У паперовому виробництві сірку у вигляді SO_2 використовують при обробці деревної маси (бісульфатний метод). Багато сірки використовується при вулканізації гуми. Незначні кількості сірки високої чистоти використовуються в хіміко-фармацевтичній промисловості. Сірку використовують також для виробництва ультрамарину. Текстильна, харчова, крохмальна і патокова галузі застосовують сірку або її сполуки для вибілювання і прояснення, при консервації фруктів, в холодильній справі. Крім того, сірку застосовують в скляній, шкіряній і інших галузях промисловості.

7.4.3 Технологія збагачення калійних руд

Родовища калійних руд бувають двох типів – безсульфатні і сульфатні. Перший тип містить мінерали калію, натрію і магнію тільки у вигляді хлоридів – сильвін KCl , галіт $NaCl$, у вигляді сульфатних мінералів присутні тільки сульфати кальцію – ангідрит $CaSO_4$ і гіпс $CaSO_4 \cdot 2H_2O$. Другий тип представлений родовищами, в яких поряд з хлоридами містяться сульфати калію, натрію, магнію і кальцію: каїніт $KCl \cdot MgSO_4 \cdot 3H_2O$, лангбейніт $K_2SO_4 \cdot 2MgSO_4$, полігаліт $2CaSO_4 \cdot K_2SO_4 \cdot MgSO_4 \cdot 2H_2O$. В процесі збагачення також утворюються такі мінерали як леоніт $K_2SO_4 \cdot 4H_2O$ і шеніт $K_2SO_4 \cdot MgSO_4 \cdot 6H_2O$.

Крім цих мінералів всі руди містять нерозчинні у воді тонкодисперсні домішки карбонатних і силікатних шламів. Вміст K_2O в промислових покладах складає від 12 до 30 %. Безсульфатний тип родовищ поширений значно більше, ніж сульфатний.

Одержання калійних солей можливе двома способами: флотаційним і галургічним. Виділення хлористого калію з руд галургічним методом полягає у вилуговуванні його, наприклад, з сильвініту гарячим зворотним лугом і видаленні у відвал галіту, що не розчинився. Одержаний гарячий міцний луг відстоюється для виділення сольового і глинистого шламів. З проясненого гарячого лугу кристалізацію виділяють хлористий калій. Кри-

стали відділяють від маточного лугу, сушать, іноді гранулюють і видають як готову продукцію. Маточний луг після підігріву повертають в операцію вилуговування хлористого калію.

Галургічний метод має ряд серйозних переваг: дозволяє переробляти руди з високим вмістом нерозчинного залишку, комплексно використовувати ці руди, звести до мінімуму забруднення навколишнього середовища. Але з іншого боку, цей метод вимагає корозійностійкої апаратури, не дозволяє одержати крупний готовий продукт, який менше злежується.

Флотаційний метод позбавлений цих недоліків, але флотаційний концентрат бідніший за галургічного. Також галітові відходи містять незначні домішки реагентів-збирачів (жирних амінів), що утруднює їх переробку на кормову і, особливо, на харчову кухонну сіль. Доцільність застосування флотаційного або галургічного методу вирішується в кожному конкретному випадку з урахуванням якості руди, потреби в харчовій солі і наявності необхідного технологічного обладнання.

Технологічна схема флотаційного збагачення калійних руд (рис. 7.42) відрізняється деякими особливостями. Калійні руди відрізняються невеликою твердістю і значною крихкістю, тому для зменшення переподрібнення руди її дроблення і подрібнення виконується в обережному режимі. Для дроблення застосовуються щоківі і молоткові дробарки, перша стадія дроблення виконується в шахті (в щоківій дробарці), тому на фабрику руда надходить крупністю не більше 200-250 мм. На збагачувальній фабриці руда дробиться в молоткових дробарках до 10-20 мм і направляється на одностадійне подрібнення в стержневі млини, що працюють в замкненому циклі з дуговими ситами. Крупність подрібненої руди складає 0,8 мм. Тонкі шлами поглинають збирач катіонного типу і погіршують флотацію, тому обов'язковою операцією перед флотацією є знешламлення, яке може здійснюватись в гідроциклонах або на дугових ситах. Підготовлена за крупністю і знешламлена руда надходить на флотацію. Схема флотації включає основну і три перелічених операції. При флотації солей використовують такі реагенти: основний збирач – підігрітий до 60 – 65°C 1 %-ний розчин аміну $C_{16} - C_{20}$, аполярний збирач – мазут, спінювач – Т-80. Зфлотований хлористий калій після перелічених операцій направляється на фільтрування і сушку. Шлами також згущають і фільтрують для відділення маточного розчину і повернення його в процес.

Залежно від методу одержання випускають хлористий калій двох марок: К – одержують кристалізацією з розчинів; Ф – одержують флотаційним збагаченням калійних руд.

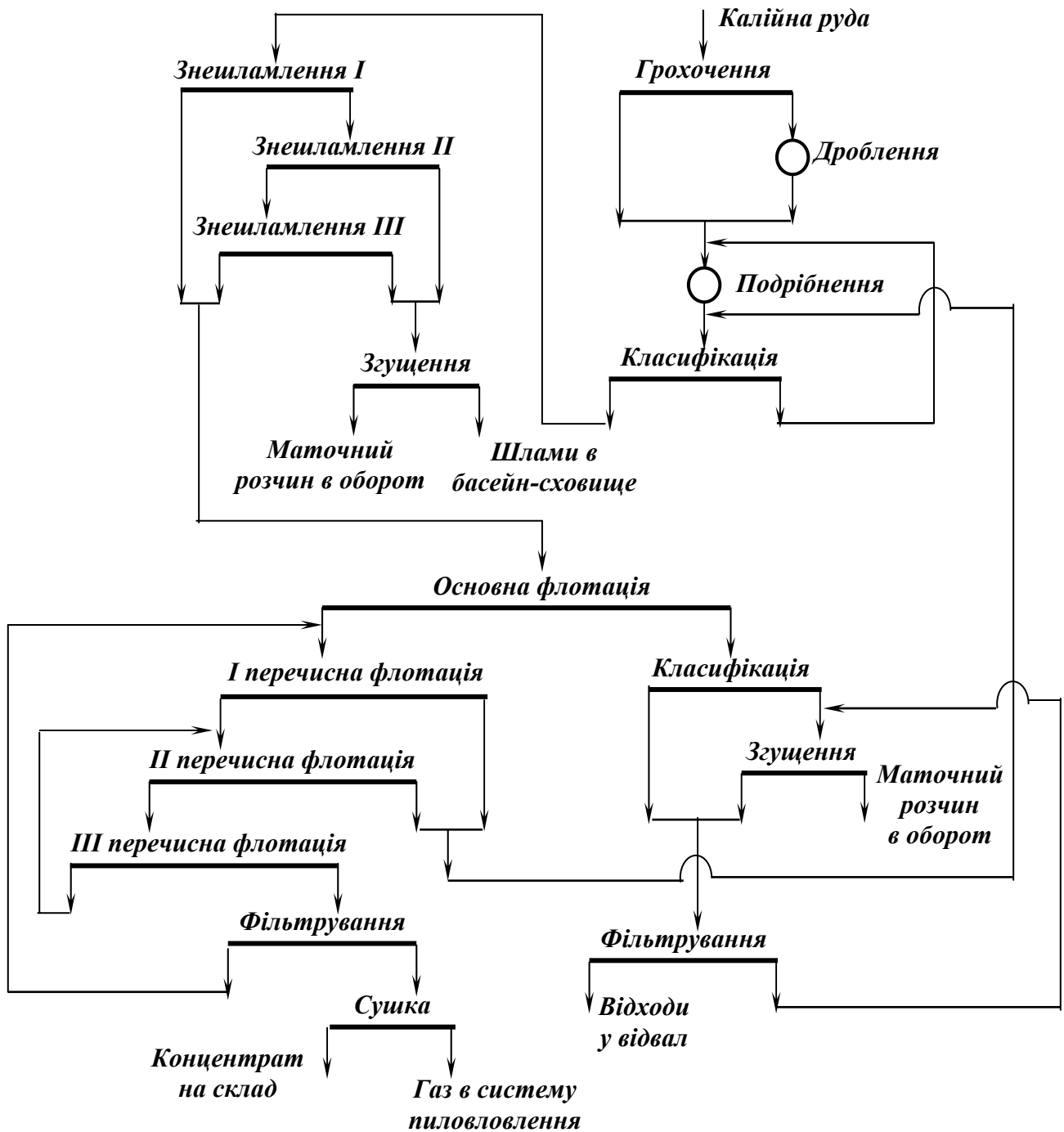


Рис 7.42 – Технологічна схема збагачення калійної руди..

Хлористий калій марки Ф випускається трьох видів: дрібнозернистий, крупнозернистий і гранульований, який виробляють пресуванням дрібнозернистого з подальшим дробленням і класифікацією. За вимогами споживачів для усунення злежування хлористий калій повинен поставлятися обробленим відповідними реагентами (напр., амінами). Технічні умови на ГОСТ 4568-83 (табл. 7.18).

Таблиця 7.18 – Технічні вимоги до хлористого калію за ГОСТ 4568-83

Показник	Дрібний			Гранульований			Марка К		
	1-й сорт	2-й сорт	3-й сорт	1-й сорт	2-й сорт	3-й сорт	Вищий сорт	1-й сорт	2-й сорт
Масова частина KCl, %, не менше	95	92	90	95	92	90	99	98,3	95
в перерахунку на K ₂ O, %, менше	60	58	57	60	58	57	-	-	60
Масова частина води, %, не більше	1	1	1	0,5	0,5	0,5	0,3	1	1
Гранулометричний склад, % :									
> 7 мм	Відсутність			Відсутність			Не нормується		
від 4 до 7 мм, не більше	Не нормується			15	15	15	Не нормується		
від 1 до 4 мм, не менше	Не нормується			80	80	80	Не нормується		
< 1 мм, не більше	Не нормується			5	5	5	Не нормується		

Хлористий калій застосовується в і хімічній, скляній, текстильній, фармацевтичній і інших галузях промисловості, а також в сільському господарстві як добриво.

7.4.4 Технологія збагачення флюоритових руд

Флюоритові руди поділяють на власне флюоритові і комплексні. Більшість промислових флюоритових руд входить до складу гідротермальних, грейзенових і карбонатитових родовищ. Відомі також пегматитові і гідротермальні-осадкові та залишкові. Всі флюоритові руди, за винятком залишкових, ендегенні. Флюоритові руди поширені в різноманітніших фізико-хімічних умовах – від магматичних до гіпергенних. Проте промислові концентрації утворюються при середньо- і низькотемпературних гідротермальних процесах, які пов'язані з кислими гранітоїдними породами. Форма рудних тіл плавикового шпату буває найрізноманітнішою і залежить не тільки від тріщин і порожнин, які він заповнює, але й від характеру вмісних порід. Середній промисловий вміст CaF_2 в рудах не менше 26 %. За мінеральним складом розрізняють суттєво флюоритові, карбонатно-флюоритові, барит-кальцит-польовошпат-флюоритові, сульфідно-флюоритові і перехідні родовища. Флюоритові руди плавикового шпату

(флюориту CaF_2) містять кварц SiO_2 , барит $BaSO_4$, кальцит $CaCO_3$, доломіт $MgCO_3$ і багато інших мінералів (галеніт PbS , сфалерит ZnS і ін.).

В Україні родовища флюоритових руд є в Донецькій області (Покрово-Кирейвське), а також в Приазов'ї, на Поділлі, Вінничині (Бахтинська, Новоселівська та ін.).

Видобуток флюоритових руд здійснюють як підземним, так і відкритим способом. Технологія збагачення флюоритових руд залежить від якісних характеристик руди і сортності концентратів, що добуваються.

Основний метод збагачення флюоритових руд – флотація, рідко – гравітація (відсадка, збагачення в важких суспензіях).

Для багатих крупновкраплених руд застосовують ручне і автоматичне сортування в поєднанні з флотацією, що забезпечує одержання деякої кількості грудкового матеріалу, який використовується металургією як флюс. Концентрати металургійного сорту (вміст CaF_2 60-85 %) часто випускаються шляхом сортування високоякісної грудкової руди з подальшим подрібненням і розсівом.

Низькосортна руда збагачується гравітаційними процесами і нерідко гравітаційні концентрати служать вихідною сировиною для флотаційного збагачення.

Флюоритові концентрати керамічного і кислотного сортів добуваються головним чином флотаційним методом.

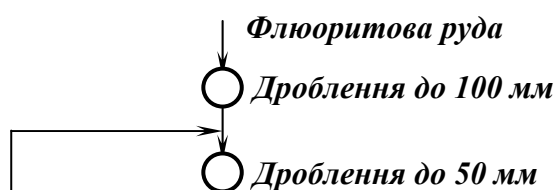
Технологічна схема збагачувальних фабрик варіюється залежно від наявності у вихідній сировині небажаних домішок і супутніх мінералів.

Технологічна схема флотаційного збагачення кварц-флюоритової руди (рис. 7.43) передбачає тристадійне дроблення до 25 мм і одностадійне подрібнення до крупності 55 – 60 % класу – 0,074 мм. Подрібнена руда надходить на флотацію.

Схема флотації складається з основної, контрольної і шести перелічених операцій. Флюорит флотується олеїновою кислотою, олеатом натрію і іншими аніонними збирачами. Реагенти-депресори пустої породи (рідке скло, соду, їдкий натр, сірчаноокислий алюміній) звичайно подають в операції подрібнення, основну і перелічені флотації. Флотаційний процес ведеться на пом'якшеній воді при температурі 25 – 26°C.

Флюоритовий концентрат після шостої переліченої флотації класифікують в гідроциклонах Фракція + 0,044 мм, що містить основну кількість двоокису кремнію і незначну кількість кальциту, направляється на автоклавне вилуговування 4 %-ним розчином каустичної соди при температурі 170°C і тиску 0,8 МПа. Фракція – 0,044 мм, збагачена кальцитом, надходить в контактні чани, куди додається концентрований розчин біфлуориду амонію. Обробка в контактному чані ведеться при температурі 70°C.

Після фільтрування флюоритовий концентрат з вологістю 10 – 12 % направляють на сушку.



Технічні вимоги до плавикового шпату за ГОСТ 7618-70 наведені в табл. 7.19

Таблиця 7.19 – Технічні вимоги до плавикового шпату за ГОСТ 7618-70

Марка	Вміст, %				
	CaF ₂ , не менше	Домішки, не більше			
		SiO ₂	CaCO ₃	S	P
ФФ-97А ФФ-97Б	97	1 1,5	1,5	0,1	0,1
ФФ-95А ФК-95А ФГ-95А ФО-95А	95	1,5	2,0 —	0,2 0,15	0,1
ФФ-95Б ФК-95Б ФГ-95Б ФО-95Б	95	2,5	3,5 —	0,2 —	0,1
ФФ-92 ФФ-90	92 90	3 3	3 5	0,2 0,2	— —
ФК-92 ФГ-92 ФО-92	92	5	—	0,2	0,1
ФК-85 ФГ-85 ФО-85	85	10	—	—	
ФК-75 ФГ-75 ФГМ-75	75	20	—	0,3	0,3
ФК-65 ФГ-65	65	30	—	—	
ФР-55	55	Нормується за погодженням сторін			
ФР-40	40				
ФР-30	30				
ФР-20	20				

При переробки руд з нерівномірним крупним або агрегатним вкрапленням попереднє збагачення може бути виконане з використанням гравітаційних процесів: важкосередовищного збагачення або відсадки. На рис. 7.44 наведена схема попереднього збагачення з використанням гідроциклонів.

Відповідно зі схемою руда дробиться в три стадії до крупності 20 мм і подається на підготовче грохочення по класу 2 мм. Клас –2 мм класифікують по зерну 0,04 мм в гідроциклонах, злив яких направляють у відвал. Клас +2 мм збагачують у важкосередовищних гідроциклонах, їх легка фракція направляється у відвал.

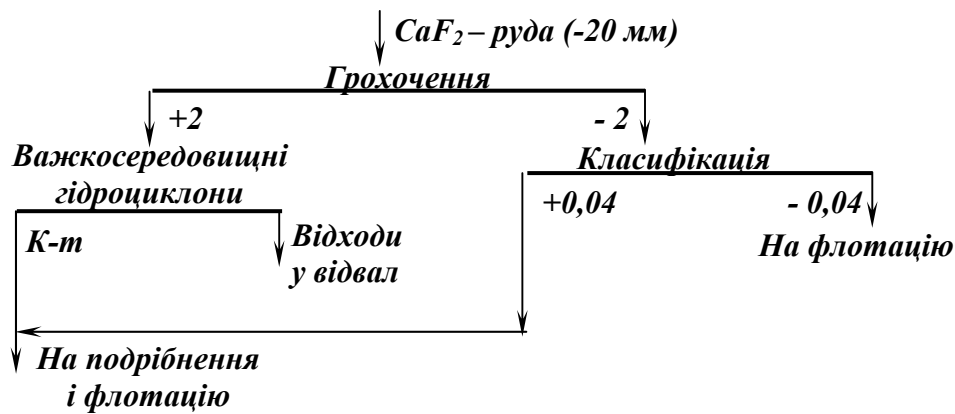


Рис. 7.44 – Схема попереднього збагачення флюоритової руди у важкосередовищних гідроциклонах.

Піски класифікаційних гідроциклонів об'єднують зі збагаченим продуктом (важка фракція) і подають у відділення подрібнення. Таким чином, завдяки попередньому гравітаційному збагаченню у відходи видаляється до 60 % матеріалу перед подрібненням і флотацією.

Флюорит застосовується в металургії як флюс, в хімічній промисловості (служить джерелом для одержання флуору і його сполук – штучний кріоліт, плавикова кислота і ін.), в цементній промисловості, у скляному і емалевому виробництвах, при виготовленні електродних покриттів і зварювальних флюсів. Прозорі бездефектні кристали флуору використовуються як оптичний матеріал для виготовлення лінз, призм, об'єктивів мікроскопів. Кольорові різновиди мінералу флюориту використовуються як матеріал для декоративних і ювелірних виробів.

Контрольні запитання

1. Охарактеризуйте родовища апатитових і фосфоритових руд.
2. Назвіть основні апатитові і фосфоритові мінерали.
3. Назвіть основні розділові ознаки, що прийняті при збагаченні апатитових і фосфоритових руд.
4. опишіть технологію збагачення апатитових і фосфоритових руд.
5. Вимоги до якості апатитових і фосфоритових концентратів.
6. Охарактеризуйте родовища сірчанних руд.
7. Назвіть основні мінерали сірки (сульфуру).
8. Назвіть основні розділові ознаки, що прийняті при збагаченні сірчанних руд.
9. опишіть технологію збагачення сірчанних руд.
10. Вимоги до якості сірчанних концентратів.
11. Охарактеризуйте родовища калійних руд.
12. Назвіть основні калійні мінерали.
13. Назвіть основні розділові ознаки, що прийняті при збагаченні калійних руд.
14. опишіть технологію збагачення калійних руд.
15. Вимоги до якості калійних концентратів.

16. Охарактеризуйте родовища флюоритових руд.
17. Назвіть основні флюоритові мінерали.
18. Назвіть основні розділові ознаки, що прийняті при збагаченні флюоритових руд.
19. Опишіть технологію збагачення флюоритових руд.
20. Вимоги до якості флюоритових концентратів.

7.5 ТЕХНОЛОГІЯ ПЕРЕРОБКИ ПРИРОДНИХ БУДІВЕЛЬНИХ МАТЕРІАЛІВ

Мета розділу: вивчення технології переробки природних будівельних матеріалів.

7.5.1 Класифікація будівельних матеріалів

Сировиною для одержання природних кам'яних матеріалів, а також в'язких речовин служать гірські породи. Нерудні будівельні матеріали одержують зі скельних і пухких порід. До власне нерудних будівельних матеріалів відносять природні неорганічні зернисті сипучі будівельні матеріали з середньою густиною більше 2000 кг/м^3 , які одержують без зміни хімічного складу і фазового стану вихідної сировини.

Скельні гірські породи залежно від умов утворення поділяються на *вивержені, осадові і метаморфічні*, до пухких порід належать *гравійні, гравійно-піщані і піщані*.

До *вивержених гірських порід*, найчастіше застосовуваних у будівництві, належать *граніт, діорит, сієніт, габро, діабаз, андезит, базальт*. Для них характерні висока міцність і щільність, густина, морозостійкість, трудність обробки, здатність поліруватися, гарний зовнішній вигляд, розмаїтість розцвічення. Тому вони широко використовуються для облицювання, зведення монументальних споруд і архітектурних деталей.

Граніт – найбільше розповсюджена вивержена порода, що характеризується великою міцністю і вогнетривкістю, використовується у вигляді бутового каменю, брущатки, щебеню.

Діорит – характеризується підвищеною в'язкістю і опором до вивітрювання, застосовується для виробництва щебеню гравію, брущатки, будівельних деталей.

Сієніт м'якше граніту, але більш в'язкий, широко застосовується для виробництва щебеню.

Габро – дуже міцна гірська порода, використовується як щебінь у спеціальних залізобетонах.

Діабаз відрізняється високою в'язкістю і великим опором до стирання, з нього виробляють дуже міцний щебінь; виготовляють будівельні плити, брущатку; діабаз добре полірується.

Андезит – дуже міцна гірська порода, щебінь з неї використовують в спеціальних бетонах.

Базальт має високу твердість і міцність, застосовується для виробництва дуже міцного щебеню.

До вивержених також належать різні вулканічні породи: *попіл, пемзи, туфи, лави*. Для них характерні невелика міцність і щільність, густина, висока пористість. Вони застосовуються при зведенні стін, як заповнювачі легких і теплих бетонів та активних добавок при виробництві в'язких речовин.

До *осадових гірських порід*, застосовуваних у будівництві, належать *пісковик, вапняк, гіпс, доломіт*.

Пісковик застосовують для кладки стін неопалюваних будинків, фундаментів, підпірних стін, сходинок, тротуарів, облицювання будинків, у вигляді буту і щебеню при будівництві доріг, як баласт для залізничних колій.

Вапняк використовується для виробництва в'язких речовин, облицювального і будівельного матеріалу, як бутовий камінь.

Гіпс є сировиною для виробництва повітряного в'язучого, будівельного гіпсу, а також застосовується як облицювальний матеріал для обробки під мармур.

Доломіт використовується для виробництва щебеню, облицювальних плит, вогнетривів і в'язких речовин.

З осадових порід у будівництві також використовуються *трепели, діатоміти, крейда*.

До *метаморфічних гірських порід*, застосовуваних у будівництві, відносять *гнейси, глинисті сланці, мармур, кварцити*.

Гнейси використовуються переважно як матеріал для облицювальних плит, у вигляді бутового каменю для кладки стін і фундаментів неопалюваних будинків.

Глинисті сланці легко розколюються на плити. Добре протистоять атмосферним впливам, що дозволяє використовувати їх як місцевий покривельний матеріал.

Мармур застосовується головним чином для облицювання внутрішніх поверхонь будинків, тому що він має слабку хімічну стійкість при впливі сірчистих газів і вологи повітря.

Кварцити використовуються головним чином у вигляді щебеню, буту, баласту, заповнювачів бетонів.

Будівельні гірські породи характеризуються петрографічним складом і фізико-механічними властивостями. Фізико-механічні властивості гірських порід суттєво визначають можливість використання їх як нерудної сировини для виробництва щебеню, гравію, піску і їх суміші, а також безпосередньо у вигляді незбагаченої маси в будівництві.

7.5.2 Властивості будівельних матеріалів

Якість будівельних матеріалів характеризується певними фізичними, механічними і спеціальними властивостями, відповідно до яких здійснюється вибір і розрахунок будівельних конструкцій.

Середня густина – маса одиниці об'єму матеріалу в природному стані разом з порами і порожнинами:

$$\delta = m / V, \text{ кг/м}^3, \quad (7.9)$$

де m – маса матеріалу, кг; V – об'єм матеріалу в природному стані, м³.

Насипна густина – маса одиниці об'єму зернистих і порошкоподібних матеріалів, включаючи проміжки між частинками. Визначається за формулою (7.9). при відповідних значеннях m і V .

Густина матеріалів має практичне значення при розрахунках міцності будівельних конструкцій і розрахунку транспортних перевезень.

Пористість – ступінь заповнення матеріалу порами:

$$n = (100 - \delta_H / \delta), \% \quad (7.10)$$

де δ_H і δ – насипна густина і густина матеріалу в абсолютно щільному стані (у моноліті), кг/м³.

Пористість впливає на основні властивості матеріалів: міцність і твердість, морозостійкість, газо- і водопроникність, водопоглинання, теплопровідність.

Водопоглинання – здатність матеріалу всмоктувати і утримувати воду:
- водопоглинання за масою:

$$B_m = 100 (m_2 - m_1) / m_1, \quad (7.11)$$

- водопоглинання за об'ємом:

$$B_o = 100 (m_2 - m_1) / V, \% , \quad (7.12)$$

де m_1 – маса матеріалу в сухому стані, кг; m_2 – маса матеріалу в насиченому водою стані, кг, V – об'єм сухого зразка, м³.

Водопоглинання матеріалу за об'ємом – менше 100 %, а водопоглинання за масою дуже пористих матеріалів – більше 10 %.

Коефіцієнт розм'якшення – відношення міцності матеріалу, насиченого водою, R_H до його міцності в сухому стані R_C :

$$K_P = R_H / R_C, \quad (7.13)$$

Значення коефіцієнта K_P коливається від 0 до 1. При значенні коефіцієнта розм'якшення більше 0,8 матеріал вважається водостійким, менше 0,7 – неводостійким і його не рекомендується застосовувати у конструкціях і спорудах, які працюють в умовах підвищеної вологості.

Вологовіддача – здатність матеріалу віддавати вологу при зміні умов навколишнього середовища. Вологовіддача характеризується швидкістю висихання матеріалу за добу при відносній вологості навколишнього повітря 60 % і температурі 20°C:

$$V_B = \Delta W / \tau, \quad \% \text{ на добу}, \quad (7.14)$$

де ΔW – зміна вологості матеріалу, %; τ – час, кількість діб.

Водопроникність – здатність матеріалу пропускати воду під тиском:

$$B_{ПР} = W / \tau F, \quad \text{кг/год}\cdot\text{см}^2, \quad (7.15)$$

де W – кількість води, кг; τ – проміжок часу, год.; F – поверхня матеріалу, см^2 .

Ступінь водопроникності залежить від будівлі і щільності матеріалу. Водопроникність є показником якості гідроізоляційних і покрівельних матеріалів.

Морозостійкість – здатність матеріалу в насиченому водою стані витримувати багаторазове заморожування і відтавання без видимих ознак руйнування і зниження міцності. Морозостійкість характеризується числом витриманих циклів заморожування. При цьому допускається зниження міцності матеріалу не більше ніж на 25 % і втрата маси не більше ніж на 5 %.

Теплопровідність – здатність матеріалу передавати тепло через свою товщу від однієї поверхні до іншої внаслідок різниці температур:

$$\lambda = Q r / [\tau F (t_1 - t_2)], \quad \text{Вт/м}\cdot\text{град}, \quad (7.16)$$

де Q – кількість теплоти, Дж; r – товщина огороження, м; τ – період часу, год.; F – площа стіни, м^2 ; t_1 і t_2 – температури поверхонь стіни, °C.

Теплопровідність матеріалу залежить від його пористості, характеру пор, виду матеріалу, вологості і середньої температури, при якій відбувається передача тепла. Коефіцієнт теплопровідності матеріалу тим нижчий, чим більша його пористість. Дрібнопористі матеріали менш теплопровідні, ніж крупнопористі.

Теплоємність – властивість матеріалу поглинати тепло при нагріванні і віддавати його при охолодженні:

$$c = Q / [q (t_1 - t_2)] , \text{ Дж/кг}\cdot\text{град}, \quad (7.17)$$

де q – кількість матеріалу, кг.

Від теплоємності і теплопровідності матеріалу залежить теплотривкість огорожуючих конструкцій будинків, тобто їхня здатність зберігати на внутрішній поверхні більш постійну температуру.

Вогнестійкість – здатність матеріалу протистояти дії вогню без втрати необхідних міцнісних конструкційних і експлуатаційних якостей. Межа вогнестійкості визначається проміжком часу у годинах, протягом якого конструкція виконує свої функції в умовах пожежі. За ступенем вогнестійкості матеріали поділяють на: неспалимі, важкоспалимі і спалимі.

Міцність – здатність твердого тіла сприймати у певних межах вплив зовнішніх сил без ознак руйнування. Міцність характеризується межею міцності на стиск, розтяг і вигин:

$$R_{СТ} = P / F , \text{ кг/м}^2; \quad (7.18)$$

$$R_P = P / F_1 , \text{ кг/м}^2; \quad (7.19)$$

$$R_{ВИГ} = 3Pl / 2bh , \text{ кг/м}; \quad (7.20)$$

де $R_{СТ}$, R_P , $R_{ВИГ}$ – межа міцності на стиск, розтяг і вигин; P – руйнівне навантаження, кг; F – площа поперечного перерізу зразка, м^2 ; F_1 – початкова площа поперечного перерізу зразка, м^2 ; l – відстань між опорами, м; b і h – ширина і висота зразка, м.

Пружність – властивість матеріалу деформуватися під впливом фізичних впливів і цілком відновлювати первісний стан після усунення цих впливів.

Пластичність – здатність матеріалу під впливом зовнішніх сил змінювати свої розміри і форму без утворення тріщин і зберігати їх після зняття навантаження. Пластичність того самого матеріалу може бути різною залежно від температури. До пластичних матеріалів відносять бітум, глиняне і цементне тісто, полімерні пасти і мастики.

Крихкість – здатність матеріалу миттєво руйнуватися під дією зовнішніх сил без помітної пластичної деформації. Для нестійких матеріалів характерна значна різниця між межами міцності на стиск і розтяг, тому вони погано протистоять удару. Крихкість матеріалу змінюється залежно від вологості, температури і швидкості наростання діючого навантаження.

Твердість – здатність матеріалу чинити опір проникненню в нього іншого тіла. Твердість матеріалів визначають методом подряпин за мінералогічною шкалою Мооса.

Стиранність – здатність матеріалу зменшуватися по масі і в об'ємі під дією стираючих зусиль:

$$K_{И} = (m_1 - m_2) / F , \text{ кг/м}^2, \quad + (7.21)$$

де m_1 і m_2 – маса зразка до і після випробування, кг; F – площа зразка, m^2 .

Тривкість – загальноприйняте умовне поняття, яке символізує сукупність механічних властивостей гірських порід, матеріалів тощо, що виявляється в різних процесах видобутку порід, експлуатації матеріалів. Тривкість – здатність чинити опір руйнуванню під дією зовнішніх сил. Залежить від твердості, в'язкості, крихкості, пружних властивостей, мінералогічного складу, густини, структури матеріалу (табл. 7.20).

Таблиця 7.20– Класифікація тривкості гірських порід
(за М.М.Протодьяконовим)

Категорія	Ступінь тривкості породи	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, мрамур, 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	Пливкі породи	Пливуни, болотистий ґрунт, розріджений лес, розріджено-зволожений ґрунт	0,3
---	---------------	---	-----

7.5.3 Вимоги до будівельних матеріалів

Вимоги до якості щебеню, гравію і щебеню з гравію

Щебінь з природного каменя, гравій і щебінь з гравію для будівельних робіт, середня густина яких більше 2000 кг/м^3 , можуть застосовуватись для виготовлення важких бетонів, монолітних і збірних бетонних і залізобетонних конструкцій, як баластний шар залізничного шляху. Щебінь з супутніх порід, з відходів гірничо-збагачувальних підприємств може використовуватись як основа і покриття автодоріг. Щебінь, гравій природний і дроблений пісок можуть застосовуватись в асфальтобетонних дорожніх і аеродромних сумішах і асфальтобетоні.

Щебінь, гравій і щебінь з гравію характеризуються гранулометричним і петрографічним складом, вмістом зерен пластинчастої і голкуватої (для щебеню) форми, міцністю, вмістом зерен слабких порід, грудкової глини, глинистих, мулистих і пилоподібних частинок, морозостійкістю, густиною, пористістю і водопоглиненням.

Гранулометричний склад. Передбачена можливість випуску щебеню і гравію чотирьох фракцій 5 – 10, 10 – 20, 20 – 40 і 40 – 70 мм, що обумовлено закономірностями гранулометричного складу продуктів дроблення природного гравію. Стандартом допускається також випуск суміші двох суміжних фракцій, напр., 5 – 20 мм. При поставці заповнювача для гідротехнічного бетону можливе збільшення крупності матеріалу до 150 мм. Регламентується вміст дрібніших d , крупніших D і проміжних зерен.

Регламентується й гранулометричний склад щебеню і гравію однієї фракції (5 – 10, 10 – 20, 20 – 40, 40 – 70, 70 – 120 і 120 – 150 мм), а також деяких змішаних (5 – 20, 10 – 40 і 20 – 70 мм) і проміжних (10 – 15 і 15 – 20 мм) фракцій (табл. 7.21).

Таблиця 7.21 – Гранулометричний склад щебеню і гравію

Діаметр отвору контрольного сита	d	$0,5 (d + D)$	D	$1,25 D$
Повний залишок на контрольному ситі, % по масі при просіванні фракції:				
однієї	90 – 100	30 – 80	< 10	0,5
змішаної	95 – 100	55 – 75	< 10	0,5
проміжної	85 – 100	–	< 15	0,75

Форма зерен щебеню буває кубоподібною, гострокутною, пластинчастою і голкуватою, а гравію – округлою і обкатаною.

Для зерен пластинчастої і голкуватої форми характерно, що довжина зерна більше ніж в три рази перевищує його ширину або висоту. Для зерен

кубоподібної форми характерно, що ширина і висота зерна більше ніж в три рази перевищує його довжину.

За вмістом зерен пластинчастої і голкуватої форми щебінь підрозділяють на звичайний (25 – 35 % по масі), поліпшений (15 – 25 %) і кубоподібний (до 15 %).

Форма зерен гравію не регламентується.

Міцність щебеню і гравію для будівельних робіт оцінюється маркою міцності. Для щебеню з природного каменя вона визначається за втратою маси при стиску в циліндрі (табл. 7.22).

Таблиця 7.22 – Марка щебеню за міцністю

Марка щебеню за міцністю	1400	1200	1000	800	600	400	300	200
Втрати, % по масі, щебеню з порід:								
- осадових і метаморфічних		11	11-13	13-15	15-19	19-24	24-28	28-35
- інтрузивних	12	12-16	16-20	20-25	25-34	-	-	-
- ефузивних	9	9-12	11-13	13-15	15-20	-	-	-

Марка гравію і щебеню з гравію за дробимістю установлюється по масі втрат при стиранні в циліндрі (табл. 7.23).

Таблиця 7.23 – Марка щебеню за дробимістю

Марка гравію і щебеню з гравію за дробимістю	Др 8	Др 12	Др16	Др 24
Втрати, % по масі, при стиранні в циліндрі:				
- гравію	8	8-10	12-16	16-24
- щебеню з гравію	10	10-14	14-18	18-26

Щебінь і гравій для будівництва автодоріг оцінюють марками за міцністю, які визначають за результатами досліджень на дробимість при стиску в циліндрі та стиранність в поличному барабані. Марка щебеню за міцністю для баластного шару залізничного полотна визначається втратою маси при дослідженні на стиранність в поличному барабані (табл. 7.24).

Таблиця 7.24 – Марка щебеню за старанністю

Марка щебеню за стиранністю	И-I	И-II	И-III	И-IV
Втрати, % по масі, при стиранні в поличному барабані	25	25-35	35-45	45-60

Вміст зерен слабких порід (з межею міцності на стиск в насиченому водою стані до 20 МПа) в щебені і гравії знижує міцність і довговічність

бетонних конструкцій, тому для кожної марки встановлено обмеження на їх вміст (табл. 7.25).

Таблиця 7.25 – Вміст зерен слабких порід в щебені і гравії

Матеріал	Щебінь			Гравій і щебінь з гравію			
	1400; 1200	1000; 800; 600; 400	300; 200	Др 8	Др 12	Др 16	Др 24
Максимальний вміст слабких порід, %	5	10	15	10	10	10	15

Вміст дроблених зерен є характеристикою щебеня з гравію. До дроблених зерен належать такі, у яких більше половини поверхні утворено розколонуванням. В щебені з гравію повинно бути не менше 80 % по масі дроблених зерен.

Морозостійкість одна з основних властивостей щебеню і гравію. Морозостійкість характеризується зміною (втратою) маси при визначеному числі витриманих циклів перемінного заморожування і відтавання. Попередня оцінка морозостійкості щебеню і гравію виконується їх перемінним насиченням в розчині сірчаноокислого натрію і висушуванням в сушильній шафі. При цьому визначають втрати маси за рахунок розширення кристалів сірчаноокислого натрію в наслідок гідратації, що рівносильне тиску льоду в порах. В табл. 7.26 наведена класифікація щебеню і гравію за морозостійкістю з урахуванням різних способів її визначення.

Таблиця 7.26 – Класифікація щебеню і гравію за морозостійкістю

Показник	Марка за морозостійкістю						
	Мрз 15	Мрз 25	Мрз 50	Мрз 100	Мрз 150	Мрз 200	Мрз 300
Заморожування							
Число циклів	15	25	50	100	150	200	300
Втрати, % по масі	10	10	5	5	5	5	5
Насичення в розчині сірчаноокислого натрію							
Число циклів	3	5	10	10	15	15	15
Втрати, % по масі	10	10	10	5	5	3	2

Вміст глинистих домішок. Вміст глинистих, мулистих і пилоподібних частинок не повинен перевищувати 2 % по масі в щебені марок 600 – 1200 з осадових порід і 1 % в щебені з вивержених і метаморфічних порід. В щебені марок 200 – 400 допускається до 3 % таких частинок. В гравії і щебені з гравію марок Др 8, Др 12 і Др 16 допустимий вміст глинистих, мулистих і пилоподібних частинок складає 1 %, а в гравії і щебені з гравію мар-

ки Др 24 – 3 %. Вміст грудкової глини в гравії і щебені з гравію марок Др 8, Др 12 і Др 16 не повинно перевищувати 0,25 %, а марки Др 24 – 0,5 %.

Вимоги до якості щебеню з шлаку

Можливість використання щебеню з доменного шлаку для виробництва бетону залежить від стійкості його структури. Якщо в результаті пропарювання або обробки щебеню в автоклаві його втрати по масі не перевищують 5 %, його структура вважається стійкою.

За гранулометричним складом і морозостійкістю щебінь з доменного шлаку повинен відповідати тим же вимогам, що й щебінь з гірських порід. Щебінь з шлаку не повинен містити сторонніх домішок і металічних включень, вміст в ньому зерен пластинчастої і голкуватої форми не повинен перевищувати 25 % по масі, а сірки – 2,5 %.

Міцність щебеню з шлаку оцінюється витратами при роздавлюванні в циліндрі (табл. 7.27).

Таблиця 7.27 – Міцність щебеню з шлаку

Марка щебеню	Др 15	Др 25	Др 35	Др 45
Витрати, % по масі	15	15 – 25	25 – 35	35 – 45
Марка бетону	≥ 400	300	200	< 200

Вміст пилоподібних частинок в щебені з шлаку марок Др 15 і Др 25 повинно складати 2 %, а марок Др 35 і Др 45 – 3%.

Вимоги до якості піску

Піски для будівельних робіт підрозділяють на природні і дроблені. При переробці природного піску одержують збагачений пісок, з якого після промивки видаляють фракцію 0 – 0,05 мм. Дроблений пісок одержують при дробленні щебеню і гравію. Після його промивки одержують збагачений пісок з відсівів дроблення.

Піски для будівельних робіт характеризуються гранулометричним складом, модулем крупності, вмістом глинистих, мулистих і пилоподібних частинок.

Гранулометричний склад піску визначають розсівом на стандартних ситах з квадратними чарунками розміром 2,5; 1,25; 0,63; 0,315 і 0,16 мм. Залежно від гранулометричного складу піски підрозділяються на п'ять груп за крупністю (табл. 7.28).

Таблиця 7.28 – Класифікація пісків за крупністю

Тип піску	Модуль крупності M_k	Вміст класу +0,63 мм, %	Галузь застосування
Підвищеної крупності	3 – 3,5	65 – 75	Заповнювачі для бетонів, матеріал для дорожнього будівництва
Крупний	2,5 – 3	45 – 65	Заповнювачі для бетонів і будівельних розчинів, матеріал для дорожнього будівництва
Середній	2 – 2,5	30 – 45	Теж саме

Дрібний	1,5 – 2	10 – 30	Теж саме
Дуже дрібний	1 – 1,5	< 10	Заповнювачі для будівельних розчинів

В пісках всіх типів нормується вміст зерен крупніше 5 мм і дрібніше 0,16 мм (табл. 7.29).

Таблиця 7.29 – Вміст зерен крупніше 5 мм і дрібніше 0,16 мм в пісках

Крупність зерен, мм	< 0,16	> 5
Допустимий вміст зерен, % по масі, в піску:		
- природному	10	10
- дробленому	-	10
- дробленому з відсівів	10	15
- збагаченому	5	5
- дробленому збагаченому	-	5
- дробленому збагаченому з відсівів	5	5

В піску повинно міститися не більше 0,5 % зерен гравію крупніше 10 мм. В гравійному і гравійно-піщаному баласті для залізничного шляху нормується вміст гравію і піску різних фракцій крупності (табл. 7.30).

Таблиця 7.30 – Гранулометричний склад гравійного і гравійно-піщаного баласту для залізничного шляху

Розмір отворів сит, мм	100	60	25	5	0,63	0,16	< 0,16
Залишок на ситах, % по масі, в баласті:							
- гравійному	0	< 10	-	40-80	70-100	90-100	< 10
- гравійно-піщаному	0	0	< 20	35-100	55-100	85-100	< 10

Суміші піщано-гравійні для дорожнього будівництва повинні містити від 10 до 95 % фракції + 5 мм, найбільша крупність гравію не повинна перевищувати 70 мм.

Вміст глинистих домішок нормується в залежності від виду піску (табл. 7.31).

Таблиця 7.31 – Допустимий вміст в піску глинистих домішок

Вид піску	Вміст домішок, що забруднюють пісок, %	
	пилоподібних і глинистих частинок	в тому числі грудкової глини
Природний:		
- підвищеної крупності, крупний і середній	3	0,50
- дрібний і дуже дрібний	5	0,50
Збагачений:		
- крупний і середній	2	0,25

- дрібний	3	0,35
З відсівів дроблення	5	0,50
Збагачений з відсівів дроблення	3	0,35

В піску з відсівів дроблення, призначеного для дорожньо-будівельних робіт, і в природному дуже дрібному піску, призначеному для застосування в штукатурних розчинах, допускається вміст пилоподібних і глинистих частинок до 7 % по масі.

Вимоги до якості вапнякового борошна

Карбонатне борошно, що виробляється з відсівів дроблення і застосовується як мінеральне добриво, підрозділяється на три види: борошно, що порошить; борошно, що слабо порошить; борошно вогкомелене. Борошно регламентується за вмістом $CaCO_3 + MgCO_3$ (не менше 85 %), вмістом вологи і гранулометричним складом.

Вапнякове борошно повинно задовольняти вимогам, що наведені в табл. 7.32.

Таблиця 7.32 - Вимоги до якості вапнякового борошна

Показники	Тип борошна		
	що порошить	що слабо порошить	вогкомелене
Вологість, %	1,5	4	15
Вміст, %, зерен крупністю, мм:			
+10	0	0	0
+5	0	3	5
+3	0	-	20
+1	5	20	38
+0,25	30	-	80

Примітка. Вміст фракцій +3 і +0,25мм у вапняковому борошні, що слабо порошить, не визначається.

Вапнякове борошно випускається двох класів: I – з вапняків і доломітів, II – з крейди.

7.5.4 Технологія переробки будівельних матеріалів

Технологічна схема виробництва щебеню з міцних однорідних вивержених і метаморфічних порід звичайно однопотокова. Вона включає три-чотири стадії дроблення в щоккових і конусних дробарках з замкненим циклом в останній стадії, три-чотири операції грохочення і промивку щебеню на грохотах (рис. 7.45). Перед операціями дроблення передбачені операції грохочення з метою видалення готового продукту з живлення. Промивку щебеню здійснюють для видалення пилоподібних частинок і підвищення ефективності грохочення. Підрешітний продукт грохотів у вигляді пульпи

направляють у спіральний класифікатор, де від піску відділяють глинисті і пилоподібні частинки (клас – 0,05 мм).

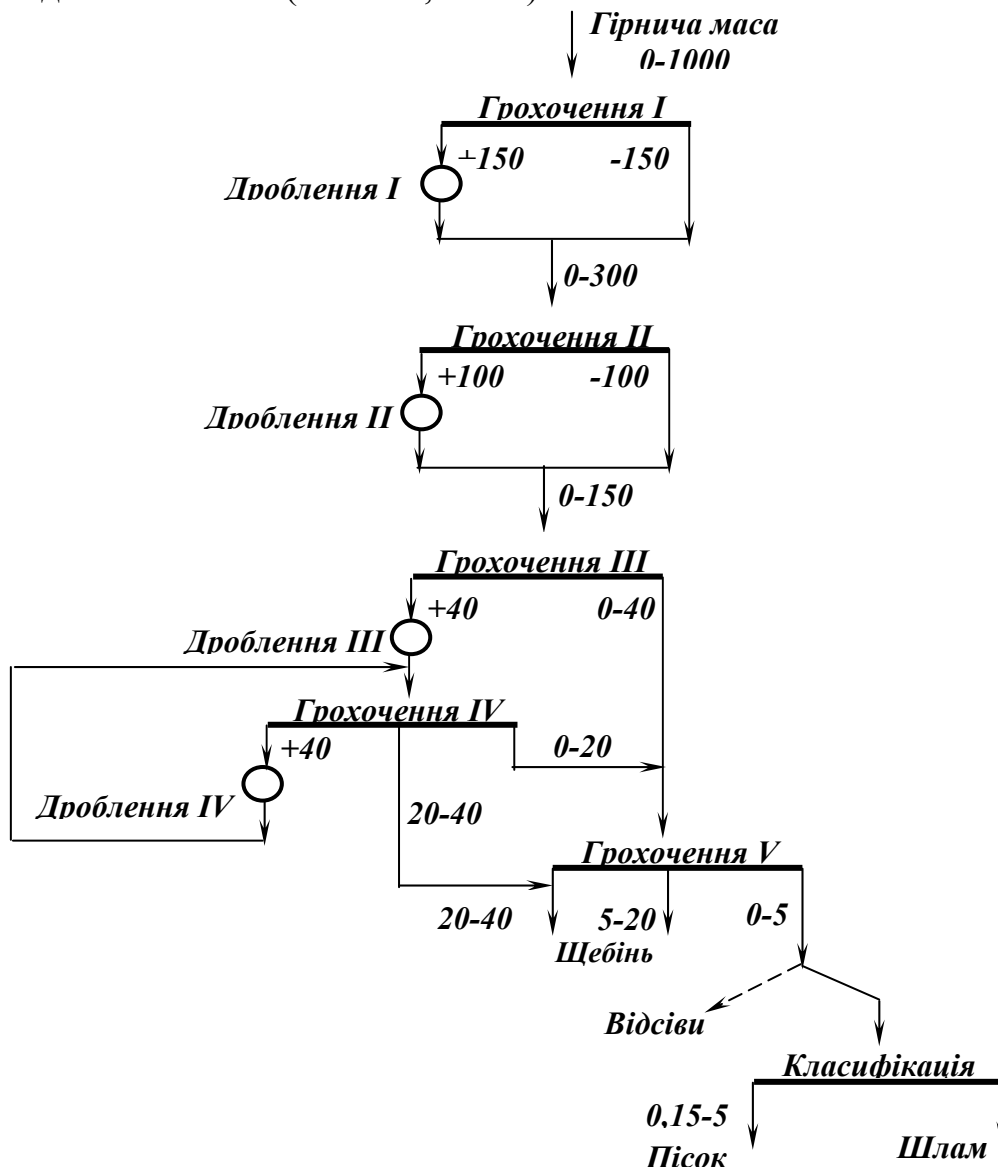


Рис. 7.45 – Технологічна схема виробництва щебеню з вивержених і метаморфічних порід.

При вмісті в живленні дробарок до 30 % матеріалу менше ширини розвантажувальної щілини операція попереднього грохочення звичайно не передбачається.

Технологічна схема переробки неоднорідних за міцністю осадових карбонатних порід (вапняки і доломіти) передбачає роздільну обробку «міцного» і «слабкого» потоків.

Принципова схема переробки передбачає три-чотири стадії дроблення в щоківних і роторних дробарках з замкненим циклом в останній стадії, чотири-п'ять операцій грохочення і промивку щебеню в коритних мийках.

Розділення на ці потоки здійснюється на колосниковому грохоті перед першою стадією дроблення (рис. 7.46). Надрешітний продукт колоснико-

вого грохота перероблюється на міцний щебінь, а підрешітний – на менш міцний.

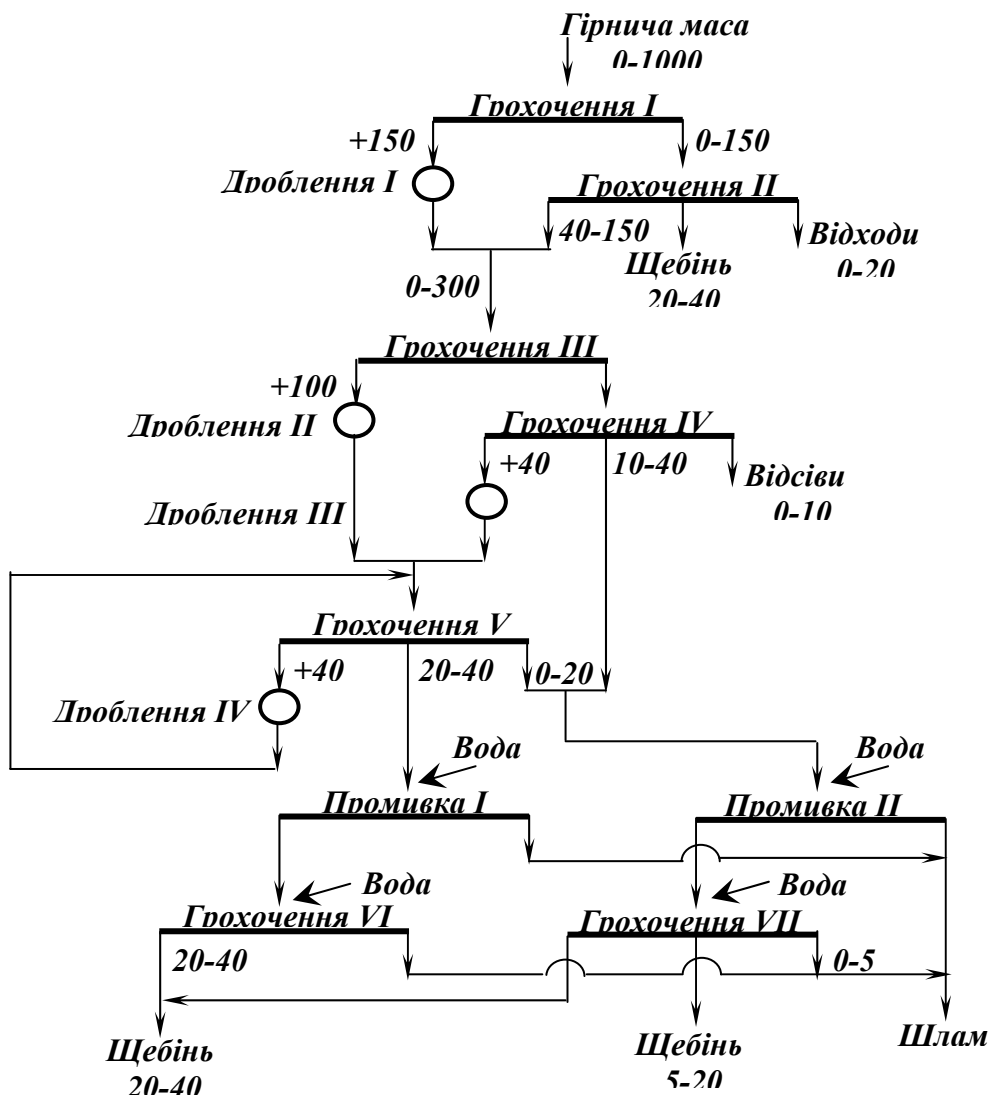


Рис. 7.46 – Технологічна схема переробки неоднорідних за міцністю осадових карбонатних порід.

В результаті другої операції грохочення виділяється фракція 20 – 40 мм – щебінь марки 300, а фракція 0 – 20 мм, що містить 30 – 35 % слабих порід і до 30 % глини, направляється у відвал. Надрешітні продукти першої і другої операції грохочення після дроблення до 40 мм розділяються на два класи і надходять на промивку в коритні мийки. При промивці в коритних мийках зерна щебеню покриваються глинистою плівкою, тому після коритних мийок встановлюють грохоти, де митий продукт ополіскується, зневоднюється і розділяється на щебінь фракцій 5 – 20 і 20 – 40 мм. З шламів (0 – 5 мм) можна виділити фракцію 2 – 5 мм, яка застосовується як заповнювач для асфальтобетону. Підрешітний матеріал відкачується в муловідстійник.

Технологічна схема переробки гравійно-піщаних порід звичайно трипотокова з виділенням гравійного, щебеневого і піщаного потоків. Розділення на гравійний і щебенекий потоки (за крупністю 20 або 40 мм) здійснюється після

першої стадії дроблення, а на гравійний і піщаний потоки (за крупністю 5 або 3 мм) – перед товарним сортуванням або промивкою гравію.

Технологія переробки передбачає дві-три стадії дроблення в щоківих і конусних дробарках з замкненим циклом в останній стадії, чотири-п'ять операцій грохочення, промивку гравію і щебеню в коритних мийках, класифікацію піску в гідравлічних або механічних класифікаторах. При промивці в коритних мийках зерна гравію і щебеню покриваються глинистою плівкою, також з митим продуктом видаляється до 25 % води. Тому після коритних мийок встановлюють грохоти, де гравій і щебінь ополіскують і зневоднюють.

Відповідно до технології переробки гравійно-піщаного матеріалу (рис. 7.47) вихідний матеріал розділяється на колосниковому грохоті по крупності 150 мм. Надрешітний продукт дробиться в щоківій дробарці першої стадії і об'єднується з підрешітним. Мокрим грохоченням матеріал розділяється на фракції +40, 5 – 40 і 0 – 5 мм. Гравій +40 мм надходить на промивку в вібростійку, фракція 5 – 40 мм промивається в коритній мийці, а пісок – в спіральному класифікаторі з одержанням збагаченого піску фракції 0,05 – 5 мм. Гравій фракції 5 – 40 мм ополіскуюється і зневоднюється на грохотах з одержанням фракцій 5 – 20 і 20 – 40 мм.

Гравійний матеріал крупніше 40 мм дробиться в конусній дробарці і направляється на грохочення з промивкою, де одержують фракцію +40 мм, яка знов дробиться в конусній дробарці в замкненому циклі, де одержують фракцію 20 – 40 мм – готовий щебінь і фракцію 0 – 20 мм. Фракція 0 – 20 мм розділяється в останній операції грохочення на щебінь 5 – 20 мм і пісок 0 – 5 мм. Підрешітні продукти грохочення гравію і щебеню у вигляді піщаної пульпи надходять в спіральний класифікатор, де знешламлюються і зневоднюються.

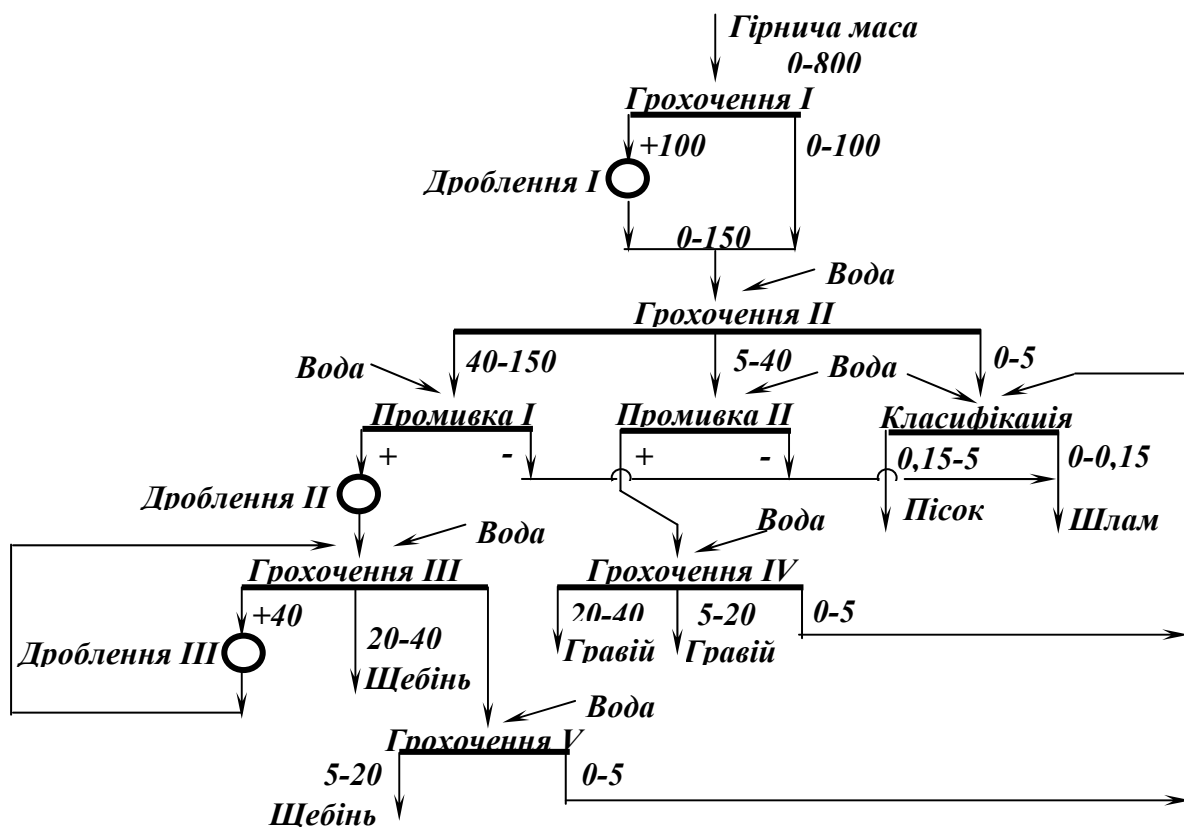


Рис. 7.47 – Технологічна схема гравійно-сортувальної фабрики. 1

При розділенні в спіральному класифікаторі за крупністю 0,05 – 0,1 мм вихід готової продукції збільшується на 90 – 92 % (при середньому вмісті фракції +5 мм в гірничій масі 35 %).

Технологія виробництва вапнякового борошна

На багатьох підприємствах, що перероблюють карбонатні породи з високим вмістом слабких порід і глинистих домішок, неможливо одержати з відсівів щебінь, який задовольняє вимогам, які висувають до заповнювачів для будівельних розчинів. Тому на них випускають вапнякове борошно, що використовується як мінеральне добриво. Сировиною для виробництва вапнякового борошна служать первинні і вторинні відсіві дроблення крупністю до 40 мм.

Відповідно до технологічної схеми (рис. 7.48) вогка сировина завантажується в шахтну трубу-сушарку. Температура газів на вході в сушарку складає 500 – 600°C, на виході – 100 – 120°C. В трубі здійснюється сушка і розділення матеріалу за крупністю 1 мм.

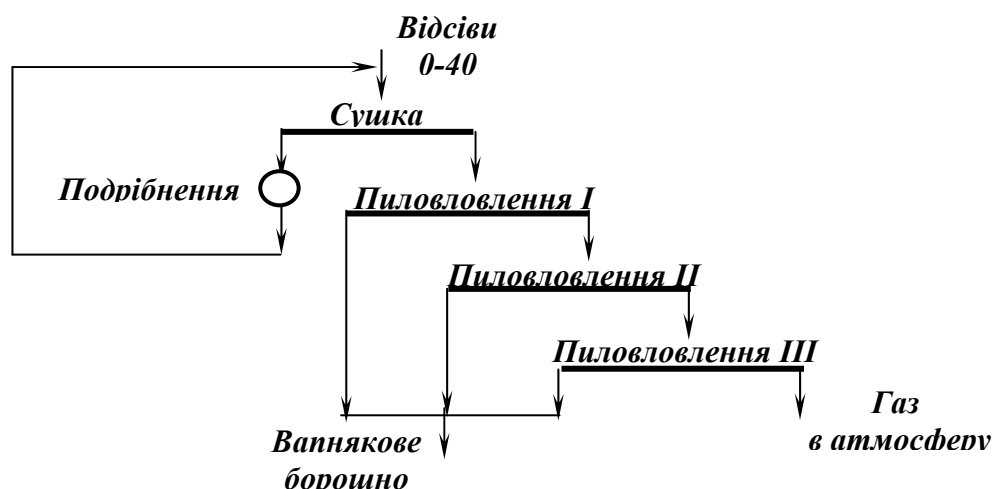


Рис. 7.48 – Технологічна схема виробництва вапнякового борошна.

Частинки крупніше 1 мм осідають, в трубі і направляються на подрібнення в молотковий млин, після чого повертаються знов у трубу-сушарку. Газопилова суміш з сушарки направляється на тристадійне пиловловлення – в циклонах, батарейних циклонах і електрофільтрах, де виділяється вапнякове борошно, а очищений газ направляється в атмосферу.

Технологія виробництва щебеню з шлаків

Доменні шлаки можуть служити сировиною для одержання якісного щебеню для виготовлення бетону і будівництва автодоріг.

Відповідно до універсальної технологічної схеми (рис. 7.49) доменні шлаки крупністю до 500 мм подаються на конвеєр, над яким встановлений шківний металовловлювач для вилучення металобрухту. Вміст металу у вихідному шлаку може складати до 10 %. Після вилучення металу шлак класифікується на колосниковому грохоті за крупністю 100 мм. Надрешітний продукт колосникового грохота надходить на дроблення в шоківу дробарку і після дроблення об'єднується з підрешітним продуктом. Над

конвеєром з об'єднаним продуктом встановлений другий металовловлювач для вилучення металу з дробленого продукту. Дроблений шлак після вилучення металу грохоченням розділяється на фракції +70, 40 – 70 і 0 – 40 мм. Шлак крупніше 70 мм направляється на дроблення в щоківі дробарки, які працюють в замкненому циклі з грохотами. Фракція 40 – 70 – готовий щебінь, а фракція 0 – 40 мм направляється в дві послідовні операції грохочення, де одержують щебінь фракцій 20 – 40 і 5 – 20 мм, а також пісок крупністю 1,25 – 5 мм.

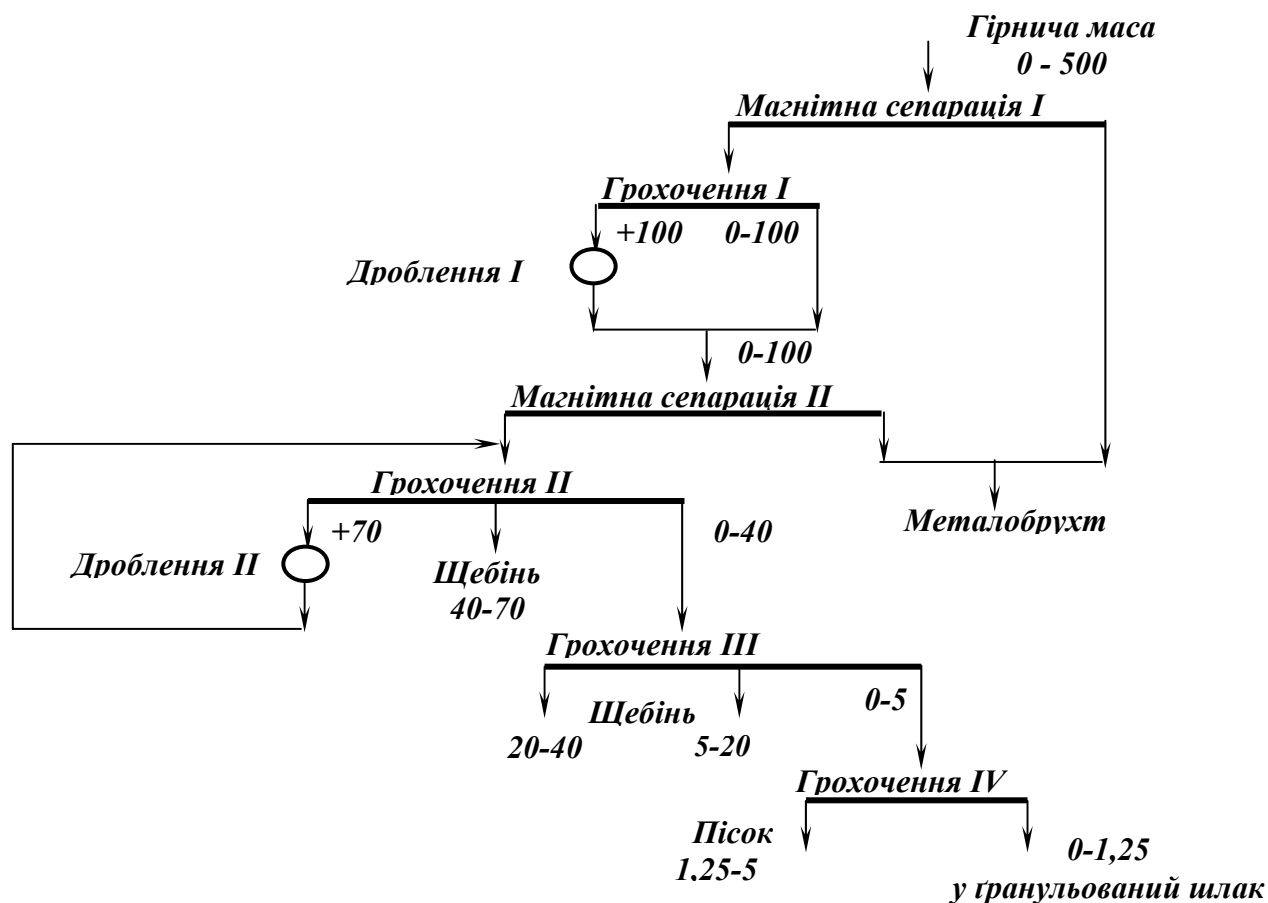


Рис. 7.49 – Технологічна схема виробництва щебеню з доменного шлаку.

Дрібну фракцію 0 – 1,25 мм направляють у відстійник і в подальшому використовують як складову гранульованого шлаку при виробництві цементу. Фракцію 1,25 – 5 мм застосовують як складову суміші для виробництва асфальтобетону.

Контрольні запитання

1. Охарактеризуйте походження сировинної бази природних будівельних матеріалів.
2. Опишіть класифікацію природних будівельних матеріалів за міцністю.
3. Назвіть основні властивості природних будівельних матеріалів.

4. Назвіть основні вимоги до природних будівельних матеріалів.
5. Опишіть технологію переробки природних будівельних матеріалів.

8 ОХОРОНА НАВКОЛИШНЬОГО СЕРЕДОВИЩА

Мета розділу: охарактеризувати джерела забруднення навколишнього середовища і заходи щодо поліпшення його стану.

8.1 ВПЛИВ ЛЮДИНИ НА ПРИРОДУ

В процесі своєї діяльності людина завжди впливала на природу. В сучасних умовах розвиток галузей промисловості, що зв'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 зміни ландшафту і рельєфу 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 (п. 4.2).

Внаслідок переміщення великих обсягів 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 обсяги водоспоживання роблять проблему збереження якості води у водоймах і раціонального використання водних ресурсів однією з найбільш актуальних. Збільшення водоспоживання приводить до зростання обсягу стічних вод і забрудненню 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.

8.2 ЗАХОДИ ЩОДО ОХОРОНИ НАВКОЛИШНЬОГО СЕРЕДОВИЩА

Один з важливіших факторів зменшення забруднення навколишнього середовища – удосконалювання технології. Виробництво мусить бути безвідходним, а відходи стати корисною сировиною для інших галузей промисловості. Безвідходна технологія переробки корисних копалин передбачає:

- комплексне використання корисних копалин;
- переведення збагачувальних фабрик на безстічну технологію;
- утилізацію відходів збагачення.

Комплексне використання корисних копалин – один з важливіших напрямків розвитку гірничодобувної промисловості. Але вимоги до комплексного використання мінеральної сировини дуже складні, тому для їх вирішення необхідно застосовувати найбільш ефективні технологічні процеси. Рівень комплексного використання сировини може бути показником технічного розвитку галузі.

Використання оборотного водопостачання збагачувальних фабрик дозволяє скоротити споживання свіжої води. Повний перехід фабрик на оборотне водопостачання значною мірою запобігає забрудненню довкілля.

Одна з проблем при збагаченні корисних копалин – раціональне використання відходів, складування яких пов'язане зі значними матеріальними витратами. Відходи можуть бути використані у промисловості будівельних матеріалів і добрив, керамічній і скляній промисловості. Разом з тим, вміст корисних компонентів у відходах повинен бути мінімально можливим, тому що втрати у відходах стають безповоротними після їх використання в інших галузях промисловості. Важливе значення для охорони навколишнього середовища має раціональне розміщення джерел забруднення (винесення промислових підприємств з великих міст, розміщення промислових підприємств з урахуванням рози вітрів і топографії місцевості, створення санітарних зон навколо підприємств) і очищення стоків промислових підприємств від шкідливих домішок.

8.3 ОЧИЩЕННЯ СТІЧНИХ ВОД

Збагачувальні фабрики споживають на технологічні потреби значні об'єми води – від 3 до 8 м³/т сировини. Збільшення збагачувальною фабрикою обсягів водоспоживання приводить до росту об'єму стічних вод. З метою зниження об'ємів стічних вод збагачувальні фабрики повинні повністю перейти на оборотне водопостачання. Крім того, внаслідок посилення заходів, щодо охорони водних ресурсів, все актуальнішою стає проблема очищення стічних вод збагачувальних фабрик.

Склад стічних вод збагачувальних фабрик комплексний, він залежить від мінерального складу корисної копалини і застосованого методу збагачення. До стоків збагачувальних фабрик відносять флотаційні відходи,

зливи згущувачів, фільтрати вакуум-фільтрів. Флотаційні відходи рудних збагачувальних фабрик, в яких міститься 15 – 35 % твердого, складають 60 – 90 % усіх стічних вод збагачувальної фабрики. Звичайно флотаційні відходи, зливи згущувачів, фільтрати вакуум-фільтрів об'єднують і відкачують у басейн-сховище спільно.

Стічні води фабрик з магнітними і гравітаційними процесами забруднені в основному грубодисперсними домішками, що складаються з породних частинок різної крупності. В стічних водах флотаційних фабрик містяться флотаційні реагенти – збирачі, спінювачі і модифікатори. Крім того, при збагаченні сульфідних руд поверхні мінералів окиснюються, тому в стоках знаходяться катіони кольорових металів і інші сполуки, що є результатом взаємодії реагентів з мінеральними поверхнями.

До основних забруднюючих речовин стічних вод збагачувальних фабрик належать:

- *грубодисперсні домішки* – відходи фабрик з флотаційними і гравітаційними процесами і з мокрою магнітною сепарацією. Згідно з Правилами охорони поверхневих вод від забруднення концентрація шкідливих речовин не повинна перевищувати 0,25 мг/л для водойм господарчо-питного значення і 0,75 мг/л для водойм рибогосподарчого значення;

- *кислоти і луги*, що подають у технологічний процес як реагенти-регулятори. В будь-яких водоймах показник *pH* середовища повинен бути в межах 6,5 – 8,5;

- *йони кольорових і чорних металів*, концентрація яких визначається у основному мінеральним складом сировини;

- *ксантогенати і дітіофосфати*, які застосовуються при збагаченні руд кольорових металів і додають воді неприємний специфічний запах;

- *сірчаний натрій*, що використовується на багатьох збагачувальних фабриках і має неприємний запах; сульфідів у воді не повинно бути;

- *ціаніди* (дуже токсичні реагенти), які застосовуються при збагаченні руд кольорових металів і при вилученні золота;

- *роданіди* (дуже токсичні реагенти), що утворюються в стічних водах при взаємодії сульфідів з ціанідами;

- *флуориди*, що присутні в стічних водах при збагаченні барит-флюоритових та інших руд плавиковою кислотою і кремній-флуористим натрієм;

- *феноли і крезолі*, що застосовуються на фабриках як реагенти. Феноли і крезолі не токсичні, але мають дуже неприємний запах, особливо коли воду хлорують. Гранично допустима концентрація фенолу – 0,001 мг/л;

- *нафтопродукти* – найбільш поширені реагенти при збагачення вугілля, мідно-молібденових і молібденово-вольфрамових руд, а також інших корисних копалин. Нафтопродукти надають воді неприємного запаху і присмаку.

Сольовий склад стоків збагачувальних фабрик можна характеризувати підвищеним вмістом сульфатів, хлоридів і карбонатів. В “Правилах охоро-

ни поверхневих вод від забруднення стічними водами” вказано, що концентрація солей у воді водойм не повинна перевищувати 1000 мг/л по сухому залишку.

Видалення грубодисперсних частинок здійснюють в одну або дві стадії: в першу – виділяють на решітках і ситах найбільш крупні частинки, в другу (або одну стадію) – видаляють тонкі частинки відстоюванням в полі сил тяжіння і відцентрових сил. Для збільшення швидкості осадження тонких частинок в стічні води додають коагулянти і флокулянти.

Хімічні методи очищення стоків – нейтралізація і окиснення різних мінеральних сполук.

В стічних водах збагачувальних фабрик можуть бути присутніми мінеральні кислоти. Частіше в них присутня сірчана кислота, що додається у флотаційний процес як регулятор середовища. Основний реагент, що застосовується для нейтралізації, кислих стічних вод – гашене вапно. Обробка стічних вод вапном приводить до осадження з них катіонів кольорових металів.

Обробка стічних вод хлорвмісними реагентами дозволяє розкласти ксантогенати, дітіофосфати, ціаніди і роданіди до нешкідливих речовин.

Найбільш складна задача – очищення стоків від нафтопродуктів, концентрація яких у стічних водах збагачувальних фабрик біля 10 мг/л, а допускається 0,1 – 0,3 мг/л. Очищення стічних вод від нафтопродуктів здійснюється за складною схемою, яка передбачає уловлювання їх у нафтопастках, коагуляцію стоків сульфатом заліза і вапном, флотаційне очищення, фільтрування стічних вод крізь кварцові і сульфовугільні фільтри.

При наявності у стічних водах органічних речовин їх очищення виконують методами екстракції або адсорбції.

Адсорбцію застосовують для очищення стічних вод при концентрації органічних сполук менше 1 г/л. Звичайно адсорбенти – активоване вугілля, активований антрацит, коксовий і шлаковий дріб'язок – використовують у вигляді зерен неправильної форми розміром від 1,5 до 5 мм. При очищенні стічних вод їх пропускають через шар адсорбенту. Після насичення адсорбенту поглиненою речовиною його направляють на регенерацію, яка здійснюється екстракцією органічними розчинниками, відгоном водяним паром і випарюванням під дією струменя інертного газоподібного теплоносія.

Екстракція застосовується при концентрації органічних речовин у стічних водах понад 2 г/л. При подачі екстрагенту в стічні води він розчинює органічні сполуки, які в них знаходяться. Після розчинення органічних сполук їх концентрація в екстрагенті значно перевищує концентрацію в стічних водах. Екстрагент виділяють зі стічних вод, з нього вилучають органічні сполуки і він знову використовується для очищення стічних вод. При очищенні стічних вод як екстрагенти застосовуються хлороформ, бензол, толуол та ін.

Землі, використовувані для складування відходів збагачення, займають значні площі і служать джерелом забруднення навколишнього середовища пилом і газами. Зменшення земельних площ, відчужуваних для складування відходів, досягається застосуванням різних схем обробки відходів збагачення.

Найбільш простою є схема зі згущенням відходів флотації до вмісту твердого $700-800 \text{ кг/м}^3$, після чого вони змішуються з породою гравітаційного відділення у співвідношенні 1 : 4 (за масою). Якщо отримана суміш виявляється недостатньо зневодненою, у суміш додають негашене вапно в кількості 1 – 10 кг/т. Підготовлену в такий спосіб суміш відходів можна транспортувати автосамоскидами в плоскі відвали, яри, відпрацьовані кар'єри. Засипані площі після покриття шаром чорнозему піддають рекультивзації.

Різновидом розглянутої технології є схема, по якій до згущених відходів флотації для стабілізації суміші флотовідходів з крупною породою додають цемент (6 % від маси твердої фази у відходах).

Перспективною є технологічна схема, що передбачає послідовне зневоднення відходів флотації в циліндроконічних згущувачах і фільтр-пресах і складування їх разом з відходами гравітаційного відділення.

Маса відходів збагачення, що знаходяться у відвалах, складає десятки мільйонів тонн. Відвали минулих років (в основному терикони), які звичайно розташовані поблизу або усередині населених пунктів, є джерелами пило- і газоутворення, а також займають значні площі, що можуть бути використані під забудову, як посівні площі.

Можливі наступні основні технологічні рішення щодо приведення площ, зайнятих відвалами, у первинний стан:

- ро
зробка відвалів з вивозом породи для використання її як закладний матеріал або для заповнення вільних ємностей у кар'єрах;

- гасіння і перетворення териконів у плоскі відвали, озеленення і використання їх як вільних територій, позбавлених зон шкідливого впливу;

- п
ланування породної маси на вільній площі або в межах відвалу;

- ос
ушення, нанесення родючого ґрунтового шару і озеленення територій, зайнятих басейнами-сховищами.

Контрольні запитання

1. *Охарактеризуйте вплив діяльності людини на навколишнє середовище.*
2. *Джерела забруднення навколишнього середовища.*
3. *Шкідливі складові породних відвалів і стічних вод.*
4. *Які заходи необхідно вживати для охорони навколишнього середовища і поліпшення його стану?*
5. *Заходи, щодо рекультивзації земель, зайнятих відходами.*

СПИСОК РЕКОМЕНДОВАНОЇ ЛІТЕРАТУРИ

1. Абрамов А.А. Флотационные методы обогащения: Учебник для вузов. – М.: Недра, 1984. – 383 с.
2. Бедрань Н.Г. Обогащение углей: Учебник для вузов. – 2-е изд., перераб. и доп. – М.: Недра, 1988. – 206 с.
3. Бедрань Н.Г., Скоробогатова Л.М. Переработка и качество полезных ископаемых: Учебник для вузов. – М.: Недра, 1986. – 272 с.
4. Бережний М.М., Мовчан В.П. Збагачення та окускування сировини. - Кривий Ріг, 2000. – 368 с.
5. Білецький В.С., Смирнов В.А. Технологія збагачення корисних копалин. Навч. посібник для вузів – Донецьк: Східний видавничий дім, 2003. – 272 с.
6. Гірничий енциклопедичний словник: тт. 1 і 2 / За ред. В.С. Білецького – Донецьк: Східний видавничий дім, 2001, 2002. – 1116с.
7. Кармазин В.И. Обогащение руд черных металлов: Учеб. для вузов. – М.: Недра, 1982. – 216 с.
8. Серго Е.Е. Дробление, измельчение и грохочение полезных ископаемых: Учеб. для вузов. – М.: Недра, 1985. – 285 с.
9. Серго Е.Е. Опробование и контроль технологических процессов обогащения. – 2-е изд. – К.: Вища школа, 1979. – 272 с.
10. Смирнов В.О., Білецький В.С. Проектування збагачувальних фабрик. Навч. посібник для вузів. – Донецьк: Східний видавничий дім, 2002. – 296 с.
11. Справочник по обогащению руд: В 4 т./ Гл. ред. О.С. Богданов. – М.: Недра, 1984.
12. Справочник по обогащению руд черных металлов. – 2-е изд., перераб. и доп. под ред. С.Ф. Шинкоренко. – М.: Недра, 1980. – 527 с.
13. Справочник по обогащению углей./ Под ред. И.С. Благова, А.М. Коткина, Л.С. Зарубина. – 2-е изд., перераб. и доп. – М.: Недра, 1984. – 614 с.
14. Кармазин В. В. Магнитные, электрические и специальные методы обогащения полезных ископаемых. – М.: Моск. гос. горный ун-т, – 2002. – 508 с.
15. Чуюнов Г.Г. Обезвоживание, пылеулавливание и охрана окружающей среды: Учеб. для вузов. – М.: Недра, 1987. – 260 с.
16. Шилаев В.П. Основы обогащения полезных ископаемых: Учеб. пособие для вузов. – М.: Недра, 1986. - 296 с.
17. Смирнов В.О., Білецький В.С. Гравітаційні процеси збагачення корисних копалин. – Донецьк: Східний видавничий дім, – 2005. – 300 с.
18. Самилін В.М., Білецький В.С. Спеціальні методи збагачення корисних копалин. – Донецьк: Східний видавничий дім, – 2003. – 116 с.