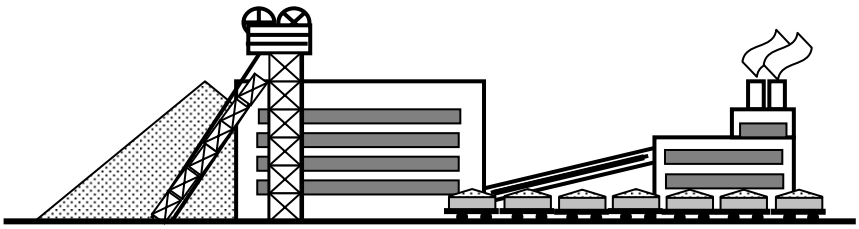
Смирнов В.О., Білецький В.С., Шолда Р.О.

ПЕРЕРОБКА КОРИСНИХ КОПАЛИН



Донецьк-2013
«Східний видавничий дім»

УДК 622.7
С 50

Рецензенти:
Младецький І.К. – докт. техн. наук, професор, Національний гірничий університет (м. Дніпропетровськ);
Бережний М.М. - докт. техн. наук, професор, ДВНЗ «Криворізький національний університет» (м. Кривий Ріг);
Золотко О.А. – канд. техн. наук, УкрНДІвуглезбагачення (м. Луганськ).

Рекомендовано до друку Вченою радою
Науково-виробничого об'єднання «Хаймек»,
протокол № 59 від 12 січня 2013 р.

С 50
Смирнов В.О., Білецький В.С., Шолда Р.О. Переробка корисних копалин. – Донецьк: Східний видавничий дім, 2013. – 600 с.

ISBN 978-966-317-163-0

Викладені основні відомості щодо технології і процесів переробки й збагачення корисних копалин. Розглянуті принципові конструкції технологічного обладнання і його принцип дії, технологічні схеми переробки і комплексного використання різноманітних корисних копалин.

Книга призначена для науковців у галузі збагачення корисних копалин, інженерно-технічного персоналу збагачувальних фабрик та студентів вищих навчальних закладів.

Табл. 18, іл. 303, бібл. 23.

ISBN 978-966-317-163-0

© В.О. Смирнов, В.С. Білецький, Р.О. Шолда, 2013
© Макет "Східний видавничий дім", 2013
© Макет Донецьке відділення НТШ, 2013

ЗМІСТ

Передмова 7
1. Корисні копалини і продукти збагачення 9
1.1. Корисні копалини 9
1.2. Продукти збагачення корисних копалин 13
1.3.Технологічні показники збагачення 16
1.4. Класифікація процесів збагачення 18
2. Збагачувальні фабрики 22
2.1. Класифікація і склад збагачувальних фабрик 22
2.2. Продуктивність і режим роботи фабрики 25
3. Прийом і складування корисної копалини 27
3.1. Приймальні пристрої. 27
3.2. Бункери і склади сировини 32
3.3. Акумулювання і усереднення корисних копалин 38
4. Підготовка корисних копалин до збагачення 44
4.1. Грохочення 44
4.1.1. Загальні відомості про процес 44
4.1.2. Гранулометричний склад корисних копалин 47
4.1.3. Грохоти..... 49
4.1.4. Технологічні показники процесу грохочення 61
4.2. Дроблення і подрібнення 64
4.2.1. Характеристика процесів 64
4.2.2. Закони дроблення. 67
4.2.3. Міцнісні характеристики гірських порід і способи їх руйнування . 69
4.2.4. Дробарки 74
4.2.5. Млини..... 107
4.3. Гідравлічна класифікація 121
4.3.1. Закономірності руху тіл у середовищах 121
4.3.2. Закономірності процесу гідравлічної класифікації 126
4.3.3. Класифікатори 131
4.4. Промивка 142
4.4.1. Характеристика процесу 142
4.4.2. Властивості глин 143
4.4.3. Промивність корисних копалин 145
4.4.4. Промивні машини і пристрої 147

4.5. Схеми підготовчих операцій 160
4.5.1. Схеми дроблення.. 160
4.5.2. Схеми подрібнення 164
4.5.3. Схеми промивки... 171
5. Гравітаційний метод збагачення 177
5.1. Збагачуваність корисної копалини 177
5.2. Збагачення у важких середовищах 181
5.2.1. Характеристика процесу 181
5.2.2. Апарати для збагачення у важких суспензіях 184
5.2.3. Технологія збагачення у важких суспензіях 192
5.3. Відсадка 199
5.3.1. Теоретичні основи процесу відсадки 199
5.3.2. Відсаджувальні машини 204
5.3.3. Технологія відсадки 213
5.4. Збагачення у струмені води на похилій поверхні 216
5.4.1. Теоретичні основи процесів розділення 216
5.4.2. Збагачення на шлюзах 218
5.4.3. Збагачення на концентраційних столах 221
5.4.4. Гвинтова сепарація 227
5.4.5. Протитечійна водна сепарація 230
5.5. Пневмозбагачення 242
5.5.1. Процеси збагачення у повітряному середовищі 242
5.5.2. Машини пневмозбагачення 243
5.5.3. Технологія пневмозбагачення 247
6. Флотаційний метод збагачення 251
6.1. Сутність процесу флотації і галузі використання 251
6.2. Фізико-хімічні основи флотації 252
6.3. Флотаційні реагенти 255
6.4. Підготовка пульпи до флотації 260
6.5. Флотаційне обладнання 263
6.5.1. Флотаційні машини 263
6.5.2. Допоміжне обладнання 282
6.6. Технологія флотаційного процесу 288
6.7. Практика флотаційного збагачення 293
6.7.1. Класифікація мінералів за флотованістю 293
6.7.2. Флотація мінералів з високою природною флотованістю 294
6.7.3. Флотація кам'яного вугілля 295
6.7.4. Флотація мідних сульфідних руд 298
7. Магнітне збагачення 304
7.1. Теоретичні основи магнітного збагачення 304
7.2. Динаміка процесу магнітного збагачення 311
7.3. Обладнання для магнітного збагачення 319
7.3.1. Магнітні сепаратори 319
7.3.2. Допоміжні апарати при магнітному збагаченні 330
7.4. Підготовка руд до магнітної сепарації 331

7.5. Фактори, що впливають на процес магнітної сепарації 333
7.6. Практика магнітної сепарації 336
7.6.1. Збагачення сильномагнітних руд 336
7.6.2. Збагачення слабомагнітних руд 341
8. Електричне збагачення 347
8.1. Теоретичні основи електричного збагачення 347
8.2. Електричні сепаратори 356
8.2.1. Класифікація електричних сепараторів 356
8.2.2. Електричні сепаратори 359
8.3. Підготовка матеріалу до електричної сепарації 366
8.4. Фактори, що впливають на процес електричної сепарації 368
8.5. Практика електричної сепарації 371
9. Спеціальні методи збагачення 377
9.1. Сортування 377
9.1.1. Фізичні основи процесу сортування 378
9.1.2. Технологія сортування 381
9.1.3. Ручне сортування 383
9.1.4. Радіометричні методи збагачення 385
9.1.5. Практика радіометричного збагачення 404
9.2. Збагачення за пружністю 407
9.3. Збагачення за тертям і формою 409
9.4. Збагачення за тертям і пружністю 413
9.5. Збагачення за вибірковим руйнуванням 414
9.5.1. Вибіркове дроблення 414
9.5.2. Вибіркове подрібнення 421
9.5.3. Декрипітація 423
9.5.4. Термохімічне руйнування 424
9.5.5. Руйнування стисненим середовищем 425
9.5.6. Руйнування за допомогою електрогідравлічного удару 427
9.5.7. Зміна розмірів частинок термообробкою 429
9.6. Збагачення на жирових поверхнях 430
9.7. Гідрометалургійні процеси збагачення 432
9.8. Спеціальні методи збагачення і зневоднення вугільних шламів 440
9.8.1.Технологія селективної масляної агрегації тонко дисперсного вугілля 440
9.8.2. Селективна флокуляція вугільних шламів синтетичними латексами 446
9.8.3. Селективна електролітна коагуляція вугільних шламів 448
9.8.4.Селективна флокуляція вугільних шламів водорозчинними полімерами 450
9.9. Геотехнологічні методи видобутку і переробки корисних копалин 452
10. Заключні (допоміжні) процеси 462
10.1. Зневоднення 462
10.1.1. Загальні відомості про процеси зневоднення 462

10.1.2. Дренування 463
10.1.3. Центрифугування 467
10.1.4. Згущення 473
10.1.5. Фільтрування 477
10.1.6. Сушка 488
10.2. Знепилення і пиловловлення 497
10.2.1. Промисловий пил 497
10.2.2. Знепилення 499
10.2.3. Пиловловлення 501
10.3. Грудкування рудних матеріалів 516
10.3.1. Брикетування 516
10.3.2. Обкочування 522
10.3.3. Агломерація рудних матеріалів 525
11. Комплексне використання корисних копалин 529
11.1. Комплексне освоєння надр 529
11.2. Комплексна переробка мінеральної сировини 530
11.3. Комбінована переробка мінеральної сировини 531
11.4. Руди чорних металів. 532
11.5. Руди кольорових металів 538
11.6 Неметалічні корисні копалини 551
12. Охорона навколишнього середовища 574
12.1. Діяння людини на природу 574
12.2. Заходи щодо охорони навколишнього середовища 577
12.3. Очищення стічних вод 578
12.3.1. Природне очищення стічних вод 580
12.3.2. Хімічні методи очищення стічних вод 581
12.3.3. Іонообмінний метод очищення стічних вод 585
12.3.4. Електрохімічний метод очищення стічних вод 587
12.3.5. Екстракційне очищення стічних вод 588
12.3.6. Адсорбційне очищення стічних вод 589
12.3.7. Флотаційне очищення стічних вод 592
12.3.8. Біохімічне очищення стічних вод 594
12.4. Рекультивація земель, зайнятих відходами збагачення 597
Список рекомендованої літератури 598

ПЕРЕДМОВА

Добута з надр Землі гірнича маса являє собою суміш грудок окремих мінералів, мінеральних комплексів, зростків мінералів і вмісних порід різних розмірів, 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, висунутим 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 піддаються спеціальній переробці з метою їхнього збагачення.

Збагачення корисних копалин являє сукупність процесів механічної переробки мінеральної сировини з метою вилучення цінних компонентів і видалення пустої породи і шкідливих домішок, що не являють практичної цінності в даних техніко-економічних умовах.

Попереднє 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 видобутої 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.

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

Діапазон використання людством корисних копалин надзвичайно широкий. Тому *подальша їх переробка* здійснюється на коксохімічних, металургійних (чорна і кольорова металургія), хімічних (нафтохімічних, агрохімічних тощо), енергогенераційних підприємствах, у будівельній, фаянсовій, ювелірній, а також харчовій та атомній промисловості. Крім того, корисні копалини застосовуються також при абразивній обробці матеріалів, у оптиці, як чутливі елементи датчиків, як сировина для нанооб’єктів тощо, що вимагає спеціальних методів їх переробки.

1. КОРИСНІ КОПАЛИНИ І ПРОДУКТИ ЗБАГАЧЕННЯ

1.1. Корисні копалини

За своїм значенням корисні копалини поділяються 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.

Корисні копалини – природні мінеральні утворення земної кори неорганічного і органічного походження, які за сучасного рівня розвитку техніки можуть бути з достатньою ефективністю використані в сфері матеріального виробництва безпосередньо або після попередньої переробки [3, 5].

Корисні копалини складаються з *мінералів* – природних хімічних сполук або самородних елементів, приблизно однорідних за хімічним складом і фізичними властивостями. В широкому розумінні до мінералів зараховують газоподібні речовини (природний газ), рідини (нафту, ртуть, мінеральну воду) та тверді мінерали. Кількісно переважають тверді мінерали. У природі мінерали поширені у вигляді кристалів або зерен, з яких складаються моно- або полімінеральні агрегати. Нараховують від 2000 до 3000 основних різновидів мінералів (Фрей К.), всього – до 14000 (за Лазаренком Є.К та Винар О.М.). У земній корі найпоширеніші мінерали класу силікатів та класу оксидів і гідроксидів.

За фізичним станом корисні копалини поділяються на *тверді* (вугілля, горючі сланці, рудні і нерудні корисні копалини), *рідкі* (нафта, мінеральні води) і *газоподібні* (гази природні горючі й інертні).

За умовами залягання корисні копалини поділяються на *пластові*, *жильні, штоки, гнізда* та ін.

За промисловим використанням виділяють такі групи корисних копалин: *металічні* (*рудні*), *неметалічні* (*нерудні*), *горючі* (*паливні*) й *гідромінеральні*.

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.

Руди поділяються на металічні і неметалічні. До металічних належать руди, що є сировиною для одержання чорних, кольорових, рідкісних, дорогоцінних і інших металів (залізні, мідні, уранові та інші). До неметалічних належать руди, що є сировиною для хімічної, харчової та іншої промисловості (азбестові, графітові, фосфоритові тощо).

Нерудні корисні копалини – ті, які не містять металів і є сировиною для виробництва будівельних матеріалів (глина, пісок, гравій, вапняк і ін.).

Горючі корисні копалини представлені вугіллям, торфом, горючими сланцями, нафтою, природним газом, кристалогідратами.

Корисні копалини формувалися внаслідок *ендогенних* і *метаморфогенних* процесів в надрах Землі, а також завдяки *екзогенним* процесам на її поверхні. Крім того, за умовами утворення розрізняють корисні копалини *органічного* і *неорганічного* походження.

Ендогенні корисні копалини – речовини, які утворилися в надрах землі внаслідок кристалізації, затвердіння магми та діяльності магматичних розчинів. При ендогенних процесах корисні копалини виникали внаслідок кристалізації магми і виділення з неї гарячих газових і рідких мінералізованих розчинів. Метаморфізм приводив до виникнення корисних копалин, пов'язаних з перегрупуванням мінеральної речовини внаслідок високих тисків і температур в надрах Землі. При укорінюванні і остиганні в земній корі магматичних розплавів утворюються магматичні родовища корисних копалин, які залягають в інтрузивних масивах і складають їх частину. До ендогенних корисних копалин 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). З *інтрузивами* лужного складу пов'язані хромові, залізні, титанові, нікелеві, мідні, кобальтові і платинові руди. До лужних масивів магматичних порід належать апатитові, танталові, ніобієві і рідкіснометалічні руди. Серед ефузивних гірських порід найбільше поширення мають базальти і андезити;

– *пегматитові* – крупнокристалічні мінеральні комплекси, що утворилися внаслідок кристалізації залишкового магматичного розплаву і залягають у вигляді лінз, жил, штоків та гнізд. З гранітними пегматитами генетично пов'язані родовища слюд, польових шпатів, цінних каменів, берилієві і літієві руди, руди цезію, ніобію, танталу, частково олова, урану і рідкісноземельних елементів;

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

титах, асоційованих з ультраосновними лужними і метаморфогенними породами, накопичуються руди заліза, міді, ніобію, танталу, а також рідкісноземельних елементів і слюд;

– *альбітитові* – гірські породи, в яких альбіт є головним породотвірним мінералом родини польових шпатів; вони утворились внаслідок заміщення альбітом порід, що містять калій і кальцій. В альбітитах формуються поклади уранових, ніобієвих, цирконієвих, торієвих, літієвих, берилієвих руд і рідкісноземельних елементів. Альбіти зустрічаються також і в осадових породах;

– *скарнові* – гірські породи, які утворились внаслідок хімічної взаємодії високотемпературних алюмосилікатних і карбонатних розчинів. У таких родовищах знаходяться промислові скупчення руд заліза, міді, кобальту, свинцю, цинку, берилію, золота, бору та ін.;

– *колчеданні* – гірські породи, що утворились на пізніх стадіях вулканічних циклів, які супроводжувались інтенсивним виділенням вулканічних газів і рідких розчинів. Такі розчини виносять велику кількість металів, які з'єднуються з сірчистими леткими речовинами і відкладаються у вигляді сульфідів. В *колчеданних* родовищах вулканогенно-осадового і вулканогенно-метасоматичного походження зосереджені запаси заліза, марганцю, міді, цинку, свинцю і бариту;

– *стратиформні* – гірські породи, що первісно відклалися осадовим шляхом на дні стародавніх морських водойм у вигляді бідних покладів, а пізніше під дією хімічно активних гарячих підземних вод, циркулюючих по цих пластах, сульфідна речовина розчинялась, перевідкладалась з формуванням багатих промислових родовищ. В стратиформних родовищах серед вапняків, пісковиків і сланців знаходяться руди міді, цинку, свинцю, стибію, ртуті, флюориту;

– *гідротермальні і пневматолітові* – речовини, які утворюються з гарячих водних (гідротермальних) і газових розчинів, що циркулюють у надрах землі. Велика кількість корисних копалин концентрується в *пневматолітових і гідротермальних* родовищах, які утворюються при температурах від 700 до 50^{o}C із гарячих газових і рідких водних розчинів, що виділяються в процесі кристалізації і остигання гранітних і базальтових магм. Серед них головне значення мають родовища руд міді, нікелю, кобальту, цинку, свинцю, бісмуту, молібдену, вольфраму, олова, літію, танталу, ніобію, арсену, стибію, ртуті, розсіяних елементів, сірки, золота, срібла, урану, бариту, флюориту, азбесту та ін.

Екзогенні корисні копалини – речовини, які утворилися на поверхні землі або у верхній частині земної кори під впливом процесів вивітрювання – фізичного, хімічного, біогенного руйнування, наприклад, 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. Розрізнюють чотири генетичні групи цих копалин: залишкові, інфільтраційні, розсипні і осадові:

– *залишкові* – гірські породи, які формуються внаслідок винесення розчинних мінеральних сполук із зони вивітрювання і накопичення важкорозчинного мінерального залишку, що утворює руди заліза, нікелю, марганцю, алюмінію. Залишкові корисні копалини зосереджені у стародавній і теперішній корі вивітрювання при вилуговуванні з них ґрунтовими водами легкорозчинних сполук і накопичення в залишку цінних мінералів, а також за рахунок перевідкладення при цьому деякої частини мінеральної маси. Їхніми представниками можуть бути поклади сірки самородної, гіпсу, каоліну, магнезиту, руд тальку, нікелю, марганцю, заліза, алюмінію (боксити), міді, урану;

– *інфільтраційні* – гірські породи, які виникають при осадженні з підземних вод поверхневого походження розчинених в них мінеральних речовин з утворенням покладів руд урану, міді, срібла, золота, танталу, тальку, самородної сірки;

– *розсипні* – гірські породи, які утворюються при накопиченні в пухких відкладах на дні рік, морського узбережжя важких цінних мінералів, до числа яких належать золото, платина, мінерали титану, вольфраму, олова. Розсипи формувалися при накопиченні в прибережних океанічних, морських, озерних і річкових пісках хімічно стійких важких цінних мінералів (золота, платини, алмазів, титанових, цирконових, торієвих, олов'яних і вольфрамових мінералів);

– *осадові* – гірські породи, які утворюються в процесі осадонакопичення 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). Осадові корисні копалини накопичувались на дні стародавніх морів, озер, рік та боліт і створювали пластові поклади у вміщувальних породах. Серед них виділяються *механічні, хімічні і біохімічні (органогенні)* осади. До *механічних* осадів відносяться гравій, пісок і глина, до *хімічних* – вапняки, доломіти, солі, а також боксити, руди заліза і марганцю, деякі руди міді та інших кольорових металів. До *біохімічних* відкладень належать родовища нафти і горючих газів, а також вугілля, паливних сланців, діатомітів та ін.

При процесах метаморфізму виникають *метаморфізовані і метаморфічні* корисні копалини.

Метаморфогенні корисні копалини – екзогенні та (або) ендогенні корисні копалини, структура і текстура яких суттєво змінена під дією температури, тиску, глибинних розчинів та інших факторів у надрах землі. Метаморфізм звичайно відбувається при зміні температури в діапазоні 300–1100^{o}С і тискові в діапазоні 1–6000 атм., в результаті чого відбуваються перекристалізація, мінералогічні і хімічні перетворення гірських порід:

– *метаморфізовані* родовища корисних копалин утворюються за рахунок зміни раніше накопичених ендогенних і екзогенних скупчень корисних копалин. До них належать зокрема великі родовища залізних руд (напр., Криворізький залізорудний басейн), а також родовища марганцю;

– *метаморфічні* родовища корисних копалин виникають при метаморфізмі різних гірських порід за рахунок перегрупування і концентрації деяких компонентів, які входять до складу цих гірських порід (напр., деякі родовища графіту, кіаніту, силіманіту).

Україна, яка займає 0,4% земної суші, де проживає тільки 0,8% населення планети, має у своїх надрах 5% мінерального потенціалу світу.

1.2. Продукти збагачення корисних копалин

Ефективність використання корисної копалини залежить головним чином від вмісту в ній корисного компонента і наявності шкідливих домішок. Мінеральну сировину безпосередньо переробляють металургійними, хімічними і іншими методами тільки в тих випадках, коли її якість відповідає певним технологічним вимогам. Але такі корисні копалини в природі зустрічаються рідко. Вміст корисних компонентів в 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 таких корисних копалин технічно і економічно недоцільна. Тому в більшості випадків корисні копалини з метою підвищення їхньої якості піддаються спеціальній переробці – збагаченню[3, 12, 13].

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 природну сполуку, для одержання яких добувається корисна копалина (напр., *Fe* у залізних рудах, *Cu* у мідних рудах).

Домішками називають хімічні елементи або природні сполуки, що містяться в корисній копалині у невеликих кількостях. Домішки можуть бути корисними і шкідливими; корисні поліпшують якість цінного компо-

нента, 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 доцільне 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 видаляються у відвал.

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.

Під технологією збагачення корисних копалин розуміють сукупність окремих технологічних процесів (операцій).

Технологічною операцією називається операція механічної та іншої обробки корисної копалини з метою зміни її якості або розділення на продукти різної якості. Сукупність технологічних операцій механічної обробки корисної копалини складає технологічну схему збагачення.

Схема збагачення – це графічне зображення сукупності технологічних операцій, яким підлягає корисна копалина на збагачувальній фабриці.

Залежно від деталізації *схеми* переробки корисних копалин підрозділяють на *принципові* і *повні.* На принципових схемах зображують окремі цикли і стадії збагачення, на повних – всі операції.

При розробці технологічних схем можна користуватися такими способами зображення (рис. 1.1): лінійним, апаратним і масштабним (об’ємним).

Найчастіше користуються лінійним і апаратним зображеннями схем, тому що масштабне зображення, хоч і більш наочне, але і більш трудомістке.

Технологічна схема збагачення містить дані про кількість і якість корисної копалини і продуктів її обробки, про кількість води в окремих операціях і продуктах, а також про режими обробки в операціях. Технологічна схема збагачення поділяється на окремі стадії і цикли збагачення.

Стадія збагачення – сукупність операцій збагачення, які виконуються з вихідною корисною копалиною або дробленим до визначеної крупності продуктом.

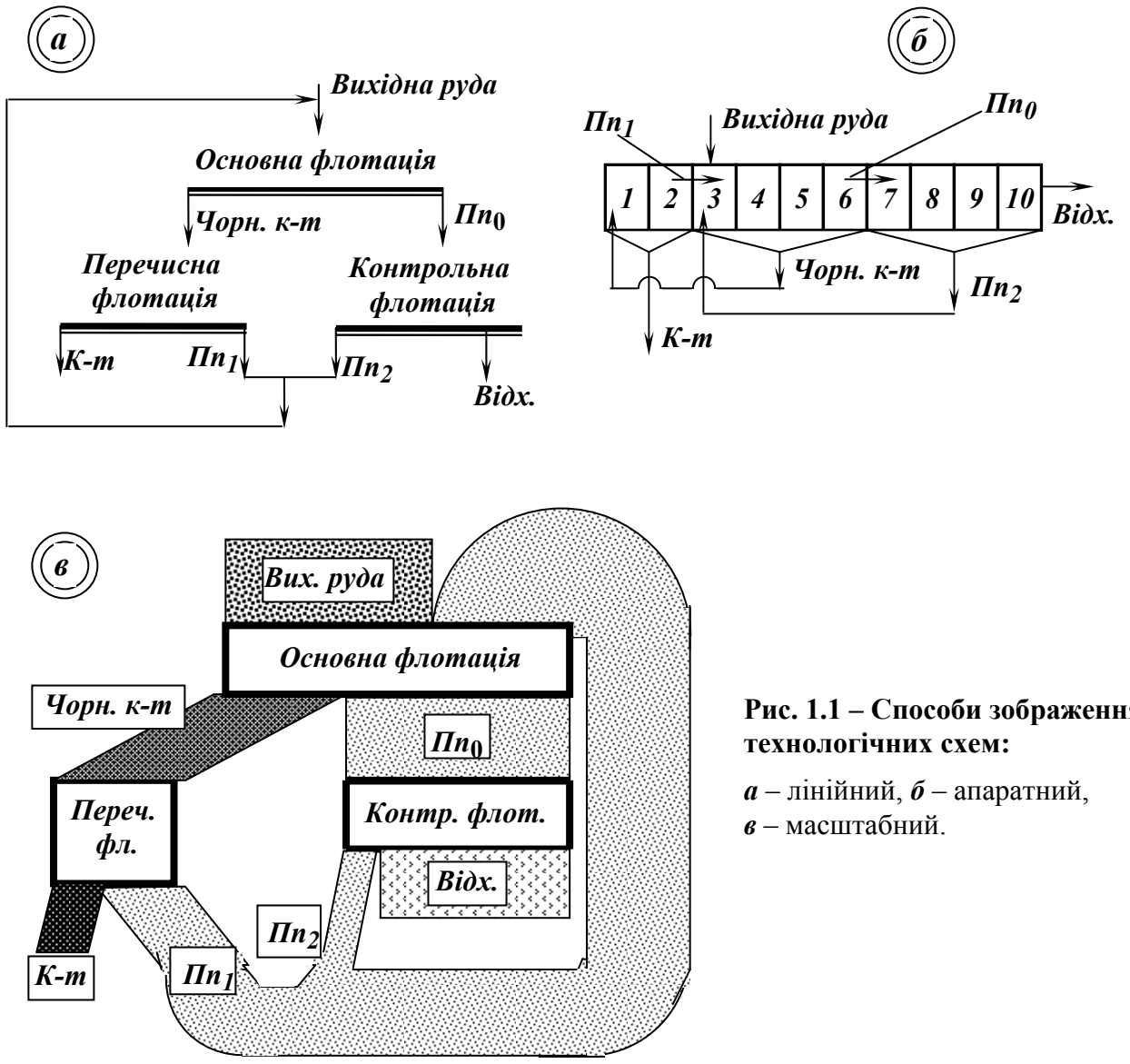


Рис. 1.1 – Способи зображення технологічних схем:

а – лінійний, ***б*** – апаратний, ***в*** – масштабний.

Цикл збагачення – відокремлена група операцій збагачення корисної копалини, які володіють загальними ознаками, що відносяться до якості корисної копалини, мети збагачення або процесу збагачення і його режиму.

Схемою обладнання називається графічне зображення шляху проходження корисної копалини і продуктів її обробки через всі апарати із зазначенням їхнього типу, розміру і числа.

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. Промп-

родукти характеризуються більш низьким у порівнянні з концентратами і більш високим у порівнянні з відходами вмістом корисних компонентів.

Збагачення корисних копалин уможливлює подальшу ефективну металургійну, хімічну та іншу їх переробку. Одним з основних завдань прийнятої схеми збагачення є забезпечення випуску продукції, якість якої повинна задовольняти вимогам державних стандартів або технічних умов міністерств. Якісні показники збагачення визначаються діючими кондиціями (нормативами) на концентрати, при цьому допускається випуск концентратів різних сортів з ширшим коливанням у них вмісту корисних компонентів і шкідливих домішок.

1.3. Технологічні показники збагачення

Результати збагачення корисної копалини характеризуються якісно-кількісними показниками, основні з них такі: вихід продукту, вміст компонента, вилучення, ступінь скорочення, ступінь концентрації [12, 13].

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:

$$\gamma = 100 Q_{пр} / Q_{вих}, \% \qquad (1.1)$$

де $Q_{пр}$ і $Q_{вих}$ – маси продукту і вихідного матеріалу.

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

$$\gamma_к + \gamma_{відх} = 100\%. \qquad (1.2)$$

Вміст компонента – 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:

$$\gamma_к \beta_к + \gamma_{відх} \beta_{відх} = 100\alpha \ . \qquad (1.3)$$

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-тому продукті до його маси в збагачуваній корисній копалині:

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

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

Ступінь скорочення k_c – величина, що показує у скільки разів вихід отриманого концентрату $\gamma_к$ менше кількості переробленої корисної копалини:

$$k_c = 100 / \gamma_к \, . \qquad (1.5)$$

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

Ступінь концентрації (ступінь збагачення) $k_к$ – величина, що показує у скільки разів збільшився вміст компонента в концентраті в порівнянні з його вмістом у збагачуваній корисній копалині:

$$k_к = \beta_к / \alpha \, . \qquad (1.6)$$

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, по-

винна відповідати вимогам, висунутим 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.

1.4. Класифікація процесів збагачення

Переробка корисних копалин на збагачувальних фабриках включає ряд послідовних операцій, у результаті яких досягається відділення корисних компонентів від домішок [12 – 14]. За своїм призначенням процеси переробки корисних копалин підрозділяються на підготовчі, основні (збагачувальні) і заключні (допоміжні).

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

До підготовчих відносяться 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 частками твердої речовини.

Дроблення і подрібнення не мають між собою принципових розходжень. 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.

Розкриття зерен корисних компонентів – дроблення або (та) подрібнення мінеральних зростків до повного вивільнення зерен корисного компонента і одержання механічної суміші зерен корисного компонента і пустої породи (міксту).

Відкриття зерен корисних компонентів – дроблення або (та) подрібнення мінеральних зростків до вивільнення частини поверхні корисного компонента, що забезпечує доступ до нього реагенту.

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

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 за крупністю на просіювальних поверхнях з розмірами отворів від часток міліметра до декількох сотень міліметрів.

Класифікація матеріалу за крупністю здійснюється у водному або повітряному середовищі і базується на використанні розходження 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 поділу дрібних і тонких продуктів по зерну розміром не більше 1 мм.

Основні (збагачувальні) процеси призначені для розділення вихідної мінеральної сировини з розкритими або відкритими зернами корисного компонента на відповідні продукти. У результаті основних процесів корисні компоненти виділяють у вигляді концентратів, а породні мінерали видаляють у вигляді відходів, які направляють у відвал. У процесах збагачення використовують відмінності мінералів корисного компонента і пустої породи у густині, магнітній сприйнятливості, змочуваності, електропровідності, крупності, формі зерен, хімічних властивостях і ін.

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

Магнітне збагачення корисних копалин ґрунтується на неоднаковому впливі магнітного поля на мінеральні частинки з різною *магнітною сприйнятливістю* і *коерцитивною силою. Магнітними методами* збагачують залізні, марганцеві, титанові, вольфрамові та інші руди. Крім того, виділяють залізисті домішки із графітових, талькових і інших корисних копалин, застосовують для регенерації магнетитових суспензій.

Відмінності в змочуваності компонентів водою використовується 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.

Розходження в змочуваності компонентів використовується також в ряді спеціальних процесів збагачення гідрофобних корисних копалин – масляній агломерації, масляній флокуляції, масляній грануляції тощо.

Корисні копалини, компоненти яких мають *відмінності щодо електропровідності* або мають здатність під дією тих чи інших факторів здобу-

вати різні за величиною і знаком електричні заряди, можуть збагачуватися *методом електричної сепарації*. До таких корисних копалин відносяться апатитові, вольфрамові, олов'яні та 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 виділення крупних класів дозволяє позбутися значної частини породних домішок.

Розходження 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 ковзають, а округлі зерна скочуються вниз. Коефіцієнт тертя кочення завжди менше коефіцієнта тертя ковзання, тому плоскі і округлі частинки рухаються по похилій площині з різною швидкістю і за різними траєкторіями, що створює умови для їхнього розділення.

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

Відмінності в адгезійних і сорбційних властивостях корисного і породного мінералів лежить в основі спеціальних методів адгезійного і сорбційного збагачення золота і адгезійного збагачення алмазів.

Різні властивості компонентів корисної копалини взаємодіяти з хімічними реагентами, бактеріями та (або) метаболітами обумовлює принцип дії хімічного та бактеріального вилуговування ряду корисних копалин (золото, мідь, нікель тощо).

Різна розчинність мінералів лежить в основі сучасних комплексних (суміщених) процесів типу «видобування-збагачення» (свердловинне розчинення солей з подальшим випарюванням розчину).

Хімічні, фізико-хімічні, біохімічні й мікробіологічні методи безшахтного (переважно за допомогою бурових свердловин) видобування корисних копалин на місці їх залягання називають *геотехнологією.* Геотехнологічними процесами є підземне вилуговування, бактеріальне вилуговування багатокомпонентних сполук з вилученням потрібних хімічних елементів, підземна газифікація вугілля, розплавлення сірки гарячою водою тощо. Методи геотехнології застосовують на родовищах з невеликим вмістом корисних копалин, при тонких пластах корисних копалин, при наявності розсіяних елементів.

Застосування того чи іншого методу збагачення залежить від мінерального складу корисних копалин і фізичних та хімічних властивостей компонентів, які розділяють.

Заключні операції в схемах переробки корисних копалин призначені, як правило, для зниження вологості продуктів збагачення до кондиційної, а також для регенерації оборотних вод збагачувальної фабрики. Основні заключні процеси – згущення пульпи, зневоднення і сушка продуктів збагачення.

Вибір методу 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 дренування* (грохоти, елеватори), *центрифугування* (фільтруючі, осаджувальні і комбіновані центрифуги), *згущення* (згущувачі, гідроциклони), *фільтрування* (вакуум-фільтри, фільтр-преси, гіпербарфільтри) і *термічного та вакуумного сушіння.*

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, теплом, технологічний контроль якості сировини і продуктів переробки.

2. ЗБАГАЧУВАЛЬНІ ФАБРИКИ

2.1. Класифікація і склад збагачувальних фабрик

Збагачувальна фабрика – це промислове підприємство, призначене для первинної обробки корисної копалини з метою вилучення з неї одного або декількох товарних продуктів з підвищеним вмістом корисних мінералів або зниженим вмістом шкідливих домішок.

Збагачувальні фабрики класифікують залежно від трьох основних ознак: застосованого збагачувального процесу, роду корисної копалини, що переробляється, і продуктивності фабрики [12 – 13].

Залежно від застосованого *збагачувального процесу* збагачувальні фабрики можна розділити на:

- *дробильно-сортувальні,* призначені для дроблення й грохочення, зокрема будівельних матеріалів і флюсів, а також для сортування вугілля і горючих сланців;
- *промивні,* які використовуються при збагаченні розсипних руд благородних металів, фосфоритів і руд чорних металів;
- *гравітаційні,* найчастіше застосовуються при збагаченні руд рідкісних металів, вугілля, марганцевих та олов'яних руд;
- *магнітозбагачувальні,* застосовуються, головним чином, при переробці магнетитових руд;
- *флотаційні,* призначені для збагачення руд кольорових і рідкісних металів та неметалічних корисних копалин.

Збагачувальні фабрики з комбінованими процесами збагачення використовуються в практиці переробки багатьох корисних копалин у тих випадках, коли застосування одного методу не дозволяє досягти необхідних техніко-економічних показників або компоненти, що вилучаються, дуже різноманітні за властивостями. Наприклад, на вуглезбагачувальних фабриках крупні класи збагачують гравітаційними процесами, а шлами – флотацією; залізні руди з частково зруйнованою пустою породою збагачують на промивально-гравітаційних фабриках.

За *видом корисної копалини,* що переробляється, розрізняють фабрики для збагачення азбестових, баритових, вольфрамових, графітових, залізних, марганцевих, мідних, молібденових, нікелевих, сірчаних, флюоритових руд, польових шпатів, слюди, вугілля, тальку й інших видів мінеральної сировини.

За *продуктивністю* збагачувальні фабрики розділяють на:

- фабрики *малої* продуктивності – до 1500 т/доб,

- фабрики *середньої* продуктивності – 1500-9000 т/доб,

- фабрики *великої* продуктивності – 9000-27000 т/доб,

- фабрики *дуже великої* продуктивності - понад 27000 т/доб.

Вуглезбагачувальні фабрики за територіальним розташуванням щодо шахт-постачальників вугілля підрозділяють на:

- *індивідуальні (ЗФ),* розташовані на території шахти, вугілля якої збагачують;

- *групові (ГЗФ),* призначені для збагачення вугілля групи шахт і розташовані на території однієї із шахт цієї групи;

- *центральні (ЦЗФ),* розташовані на окремій території і призначені для збагачення вугілля ряду шахт, які знаходяться на будь-якій відстані від фабрики.

До складу збагачувальних фабрик входять основні виробничі і допоміжні цехи та відділення.

До основних цехів і відділень фабрик, безпосередньо пов'язаних з обробкою корисних копалин, належать:

- *відділення прийому сировини,* обладнане вагоноперекидачами, ямами або площадками для вивантаження негабаритної сировини і розвантаження ушкоджених вагонів, приймальними бункерами, живильниками і стрічковими конвеєрами;

- *цех крупного дроблення,* який у своєму складі має дробарки крупного дроблення, грохоти, живильники, транспортні засоби;

- *дозувально-акумулюючі бункери* – на рудних збагачувальних фабриках входять до складу цеху середнього дроблення, на вуглезбагачувальних – самостійний цех;

- *склади сировини* – можуть бути відкритими, закритими і напівбункерними залежно від крупності й цінності складованого матеріалу;

- *цех середнього і дрібного дроблення,* укомплектований дробарками середнього і дрібного дроблення, грохотами, живильниками і стрічковими конвеєрами;

- *відділення подрібнення* – розташовується в головному корпусі фабрики, до його складу входять розподільні бункери, живильники, млини, класифікатори, гідроциклони, транспортні засоби (конвеєри, насоси);

- *відділення збагачення* – представлене різними апаратами для концентрації (відсаджувальними і флотаційними машинами, важкосередовищними, гвинтовими або магнітними сепараторами, концентраційними столами та ін.), а також необхідними для нормальної роботи завантажувальними і транспортними засобами;

- *відділення зневоднення* – залежно від крупності продуктів, що зневоднюються, може включати грохоти, центрифуги, згущувачі, вакуум-фільтри (дискові, барабанні, стрічкові) та фільтр-преси, завантажувальні і транспортні засоби;

- *цех сушки,* обладнаний сушарками різних конструкцій (барабанними, трубами-сушарками, сушарками киплячого шару), апаратами пиловловлювання і газоочищення;

- *склади готової продукції* – залежно від крупності, гігроскопічності і цінності концентратів можуть бути відкриті і закриті;

- *цех відвантаження готової продукції,* представлений різними навантажувальними і вантажопідйомними механізмами. Для особливо цінних продуктів у цеху відвантаження передбачається *відділення пакування*;

- *цех складування відходів* – включає до свого складу басейни-сховища, терикони, акумулюючі ємності, конвеєри, насоси, автосамоскиди, залізничні вагони.

До допоміжних виробничих цехів і відділень збагачувальної фабрики входять:

- *цех водопостачання,* що обслуговує насосні станції, водоводи і мережі;

- *цех електропостачання,* що обслуговує електропідстанції, розподільні пункти, мережі;

- *ремонтний цех* – включає ремонтно-механічні майстерні загального і спеціалізованого призначення;

- *реагентне відділення,* призначене для прийому, зберігання, підготовки і доставки реагентів;

- *котельня* – забезпечує нормальні умови життєдіяльності цехів і служб фабрики;

- *відділ технічного контролю (ВТК)* – здійснює оперативний контроль технологічних показників роботи фабрики. Аналіз проб виконується в *хімічній лабораторії* фабрики;

- *науково-дослідна лабораторія,* призначена для: попередніх випробовувань збагачуваності окремих різновидів корисних копалин, що переробляються на фабриці; досліджень операцій і вузлів технологічної схеми для встановлення оптимальних (раціональних) режимів переробки; дослідження нових реагентних режимів;

- *склади запчастин, матеріалів і палива,* призначені для забезпечення безперебійної роботи фабрики;

- *керівництво фабрики* – здійснює технічне керування фабрикою і контроль за дотриманням виробничих нормативів *(спільно з адміністративно-господарською службою)*.

Деякі цехи і служби на окремій збагачувальній фабриці можуть бути відсутні. Наприклад, на вуглезбагачувальних фабриках немає цехів дроблення і подрібнення; на фабриках, що входять до складу заводів, відпадає необхідність у багатьох допоміжних цехах; не витримується структура і на фабриках малої продуктивності, де все обладнання розміщується в одному корпусі.

2.2. Продуктивність і режим роботи фабрики

Продуктивність збагачувальної фабрики залежить від потреби в її продукції (концентраті) і продуктивності гірничодобувного підприємства. Але в той же час продуктивність фабрики вибирається такою, щоб термін служби підприємства був не меншим від економічно доцільного. В середньому термін експлуатації збагачувальної фабрики складає 50 років і більше. При обмеженості запасів і дефіцитності сировини допускається зменшення терміну служби фабрики до 10-15 років. Вибір продуктивності збагачувальної фабрики тісно пов'язаний з планами розвитку даної галузі промисловості і потребою в концентраті [12 – 13].

Під *продуктивністю збагачувальної фабрики* розуміють продуктивність її головного корпуса, тобто цеху збагачення.

При визначенні добової продуктивності збагачувальної фабрики можливі кілька варіантів.

Збагачувальна фабрика розташована при гірничодобувному підприємстві. У цьому випадку продуктивність рудної збагачувальної фабрики повинна бути вищою від продуктивності гірничодобувного підприємства, тому що воно працює щодо видобутку нерівномірно. Якщо ж на руднику є буферні ємності (бункери або склади руди), то продуктивність обох підприємств можна прийняти однаковою.

При переробці вугілля продуктивність шахти та індивідуальної збагачувальної фабрики звичайно однакова, продуктивність групової і центральної збагачувальних фабрик установлюється за валовим видобутком вугілля групи шахт-постачальників. Продуктивність збагачувальної фабрики від вагоноперекидача до акумулюючих бункерів приймається за максимальною продуктивністю вуглеприйому. Продуктивність секції рекомендується приймати не менше 400 т/год.

Збагачувальна фабрика розташована при переробному підприємстві (хімічному, коксохімічному або металургійному заводі). У цьому випадку річна продуктивність фабрики визначається з розрахунку необхідності забезпечення заводу потрібною кількістю концентрату:

$$Q_{ЗФ} = Q_З \beta_Ф / (\alpha\, \varepsilon_Ф\, \varepsilon_З)\ ,\ \text{т/рік}, \qquad (2.1)$$

де $Q_{ЗФ}$ – річна продуктивність збагачувальної фабрики з вихідної сировини, т/рік; $Q_З$ – річна потреба заводу в концентраті, т/рік; α, $\beta_Ф$ – вміст корисного компонента в сировині і фабричному концентраті, частки од.; $\varepsilon_Ф$, $\varepsilon_З$ – вилучення корисного компонента у фабричний концентрат і готову заводську продукцію (для металургійного заводу $\varepsilon_З < 1$ у зв'язку з випуском певної кількості шлаку; для коксохімічного заводу $\varepsilon_З = 1$).

Продуктивність збагачувальної фабрики визначається щодо сировини, концентрату і кінцевої заводської продукції, при цьому режим роботи фабрики варто приймати:

- для індивідуальних ЗФ – відповідно до режиму роботи гірничодобувного підприємства,
- для вуглезбагачувальних ЦЗФ – 300 робочих днів на рік при 20 годинах роботи на добу,
- для рудних збагачувальних фабрик – 350 робочих днів на рік при 24 годинах роботи на добу,
- для збагачувальних фабрик, розташованих при заводі, що переробляє продукцію фабрики, – відповідно до режиму роботи заводу.

Добова продуктивність ($Q_{ДОБ}$) збагачувальної фабрики або будь-якого її цеху визначається з урахуванням числа робочих днів у році:

$$Q_{ДОБ} = Q_P / T\,, \text{ т/добу}, \qquad (2.2)$$

де Q_P – річна продуктивність фабрики, т/рік; T – число робочих днів у році.

Розрахунок годинної продуктивності збагачувальної фабрики варто виконувати з урахуванням нерівномірності навантаження, для чого вводиться однойменний коефіцієнт k**.** Величина коефіцієнта нерівномірності навантаження приймається для вуглезбагачувальних фабрик k = 1,25 – 1,50 , для рудних – k = 1,10 – 1,15.

Годинна продуктивність ($Q_{ГОД}$) фабрики або цеху:

$$Q_{ГОД} = k\, Q_{ДОБ} / (m\, t)\,, \text{ т/рік} \qquad (2.3)$$

де m – число робочих змін за добу; t – число годин у робочій зміні.

У цехах крупного дроблення збагачувальних фабрик великої продуктивності приймається чотиризмінний графік роботи з 6 годинами роботи на зміну, при цьому три зміни технологічні і одна – ремонтна. Режим роботи цеху середнього і дрібного дроблення, як правило, приймається за режимом роботи цеху крупного дроблення.

Продуктивність інших цехів фабрики розраховують з урахуванням режиму роботи головного корпуса і кількості матеріалу, що надходить у конкретний цех. Наприклад, при малому виході концентрату його можна накопичувати в згущувачі, у цьому випадку фільтрувальне відділення буде працювати в одну зміну.

3. ПРИЙОМ І СКЛАДУВАННЯ КОРИСНОЇ КОПАЛИНИ

3.1. Приймальні пристрої

Перша операція, з якої починається технологічна підготовка корисної копалини до збагачення – це її вивантаження або прийом з шахти, кар'єру (розрізу), рудника [12 – 14] .

Способи прийому сировини, які застосовують на збагачувальних фабриках такі:

– безпосередньо з шахти (рудника) через кліть або скіповий підйомник і конвеєрний транспорт;

– із залізничних вагонів з самовивантаженням;

– із залізничних вагонів з вивантаженням їх вагоноперекидачем;

– по пульпопроводах у вигляді гідропульпи;

– від розрізів автомобільним транспортом.

Найбільше розповсюджені перші три способи.

Прийом корисної копалини у вигляді гідропульпи застосовується, якщо її видобувають гідравлічним способом. Цей спосіб транспортування приводить до переподрібнення корисної копалини. Крім того, фабрика повинна мати ємності для акумулювання пульпи, апарати для видалення великої кількості води і розвинену водно-шламову схему для прояснення оборотних вод і уловлювання шламів.

Автомобільний транспорт при порівняно невеликих відстанях перевезень може успішно конкурувати із залізничним, як більш мобільний.

Безперервний спосіб подачі корисної копалини дозволяє ефективніше використовувати обладнання підготовчих операцій і запобігати непродуктивних простоїв через нерівномірності надходження сировини.

Спосіб доставки корисної копалини на збагачувальну фабрику залежить від її відстані від гірничодобувного підприємства (шахти, кар'єру, рудника).

Конвеєрний спосіб доставки корисної копалини застосовують при невеликих відстанях між фабрикою і шахтою (розрізом). Відповідно до цього способу піднята скіповим підйомником або кліттю корисна копалина по жолобу направляється у бункер, розташований поряд з копром. З бункера корисна копалина живильником видається на стрічковий конвеєр і направляється у відділення попереднього дроблення, а потім на подальшу підготовку перед збагаченням. Конвеєрні лінії для надходження корисної копалини з шахти у підготовче відділення фабрики звичайно розта-

шовані у критих галереях. Граничний кут нахилу стрічкових конвеєрів для рядового вугілля 20^{o}, для дроблених руд – до 25^{o}.

Приймальні пристрої сировини (руди, вугілля) як самостійні об'єкти передбачаються на фабриках, що переробляють корисні копалини декількох родовищ, а також при розташуванні фабрики на значній відстані від гірничодобувного підприємства. Приймальні пристрої, віддалені від цеху дроблення, призначені для збагачуваного матеріалу крупністю не крупніше 350 – 400 мм, що дозволяє транспортувати його стрічковими конвеєрами. Цій крупності відповідають продукт крупного дроблення і корисні копалини, які безпосередньо видаються нагора з шахт. Якщо на збагачувальну фабрику корисна копалина доставляється залізничним транспортом «Укрзалізниці», продуктивність приймальних пристроїв, фронт розвантаження, число вагоноперекидачів, грейферних кранів, продуктивність стрічкових конвеєрів та іншого обладнання приймального відділення повинна забезпечити мінімальний час розвантаження маршрутного состава і виключення простою залізничних составів.

Місткість приймальних пристроїв залежить головним чином від режиму роботи фабрики. На збагачувальних фабриках застосовують приймальні пристрої бункерного і складського типів.

У більшості випадків на рудних збагачувальних фабриках приймальні пристрої сировини поєднують із корпусом крупного дроблення. Для руди, що містить грудки розміром більше 400 – 500 мм, приймальних бункерів великої місткості звичайно не споруджують (великі капітальні витрати). Руду в дробарку завантажують або безпосередньо з вагонів (дробарки ККД-1500/180) і автосамоскидів (дробарки ККД-1200/150), або живильником важкого типу з бункера невеликої місткості (дробарки типів ЩДП і ЩДС).

Прийом сировини із залізничних вагонів з самовивантаженням.

Перший тип приймальних пристроїв (рис. 3.1) застосовується при вивантаженні корисних копалин крупністю до 350 – 450 мм. Корисна копалина надходить на збагачувальну фабрику у саморозвантажних залізничних вагонах типу думпкар вантажопідйомністю до 140 т по одній або двох залізничних коліях (в залежності від продуктивності збагачувальної фабрики). Якщо для крупного дроблення на збагачувальній фабриці використовуються конусні дробарки ККД-1500/180 і більшого типорозміру, вивантаження корисної копалини здійснюється безпосередньо у дробарку (дробарка працює «під завалом»). Розвантаження дробленого матеріалу з бункера і подача його на стрічковий конвеєр здійснюється пластинчастими живильниками. Пристрої цього типу можуть застосовуватися для рудних збагачувальних фабрик, які працюють на привізній сировині, для групових і центральних вуглезбагачувальних фабрик.

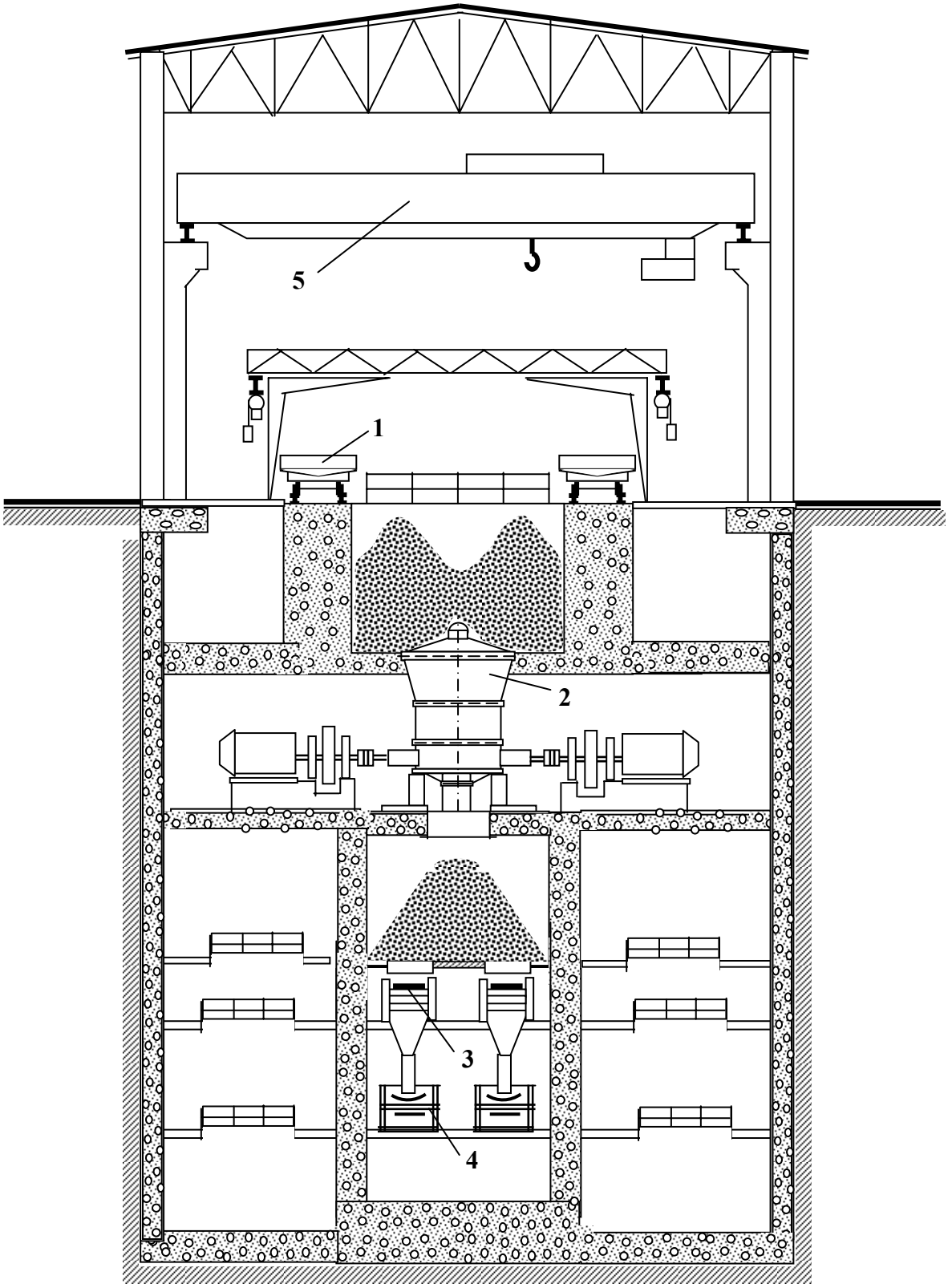


Рис. 3.1 – Корпус крупного дроблення з конусною дробаркою.
1 – залізничний вагон; 2 – дробарка конусна; 3 – живильник пластинчастий;
4 – конвеєр стрічковий; 5 – кран мостовий.

Другий тип приймальних пристроїв (рис. 3.2) призначений для вивантаження сировини крупністю до 350 мм, що надходить на фабрику в саморозвантажних залізничних вагонах вантажопідйомністю до 125 т або в

автосамоскидах вантажопідйомністю до 110 т. Цей тип приймальних пристроїв застосовується у тому випадку, якщо для крупного дроблення використовуються конусні дробарки меншого типорозміру або щокові дробарки. Вивантаження корисної копалини здійснюється у приймальний бункер, з якого вона пластинчастим живильником подається у дробарку або на колосниковий грохот для попереднього відділення дрібних класів. Розвантаження дробленого матеріалу здійснюється безпосередньо на стрічковий конвеєр. Приймальні бункери можуть використовуватися як акумулюючі, у цьому випадку їх місткість визначається режимом і продуктивністю фабрики (на одну-дві зміни).

Різновидом цього типу приймальних пристроїв є *пристрій прийому сировини з підвісних канатних доріг*, який використовується при розташуванні рудника і фабрики в гірських районах або у місцевості з дуже пересіченим рельєфом.

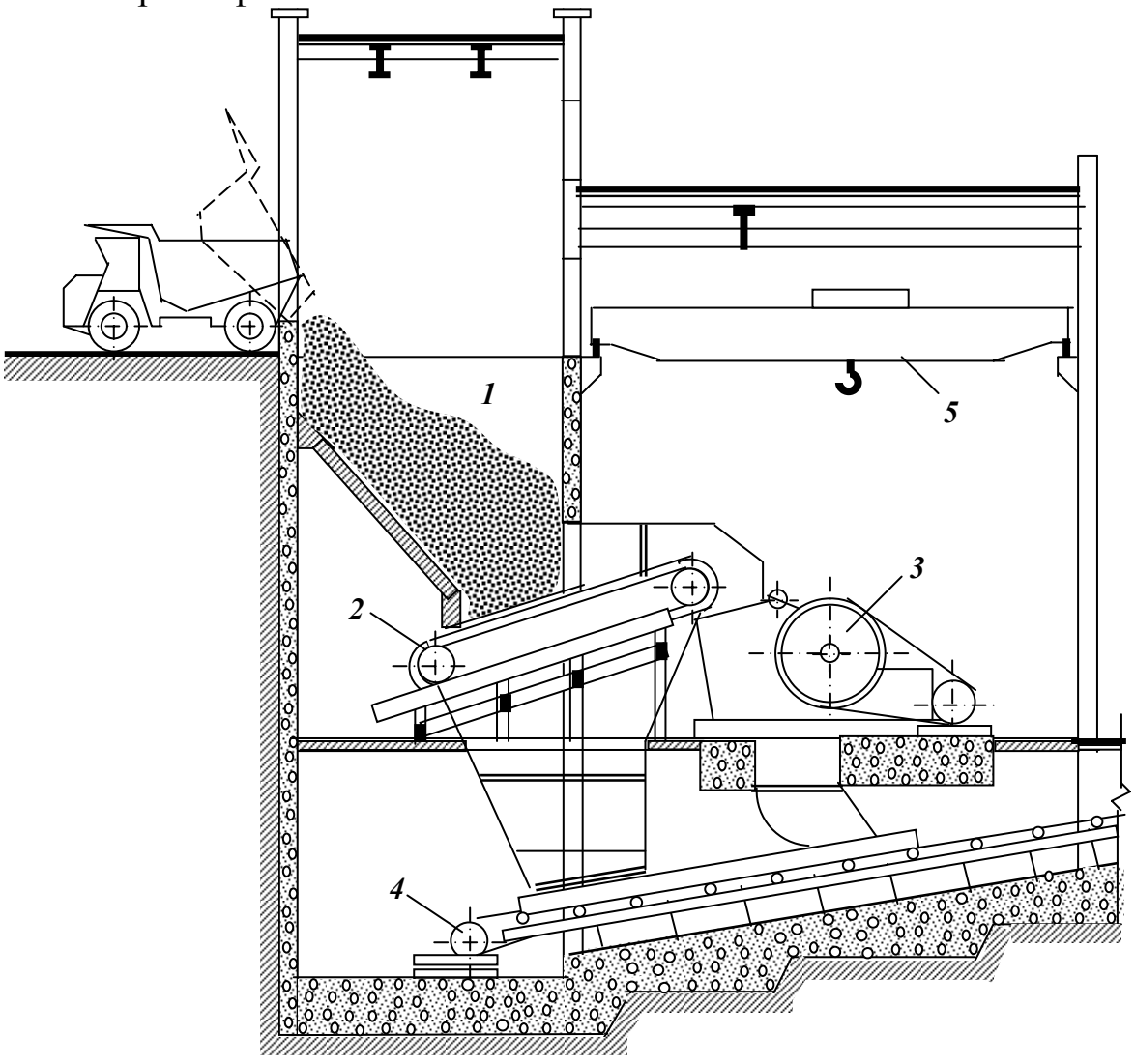


Рис. 3.2 – Корпус крупного дроблення з щоковою дробаркою.
1 – бункер вихідної руди; 2 – живильник пластинчастий; 3 – дробарка щокова;
4 – конвеєр стрічковий; 5 – кран мостовий.

Прийом сировини із залізничних вагонів з вивантаженням їх вагоноперекидачем призначений для вивантаження сировини крупністю до 350 мм. При цьому способі використовують напіввагони вантажопідйомністю 60, 93 і 125 т. З точки зору механізації розвантажувальних робіт цей спосіб є найбільш ефективним. На вуглезбагачувальних фабриках застосовують вагоноперекидачі двох типів: роторні і з боковим розвантаженням [10, 13, 14].

На рис. 3.3 наведене вуглеприймальне відділення з роторними вагоноперекидачами. Розвантаження вагона здійснюється при його повороті без вертикального переміщення. У цьому випадку приймальні бункери вимагають значного заглиблення, що пов'язане з необхідністю виконання великого об'єму земляних робіт.

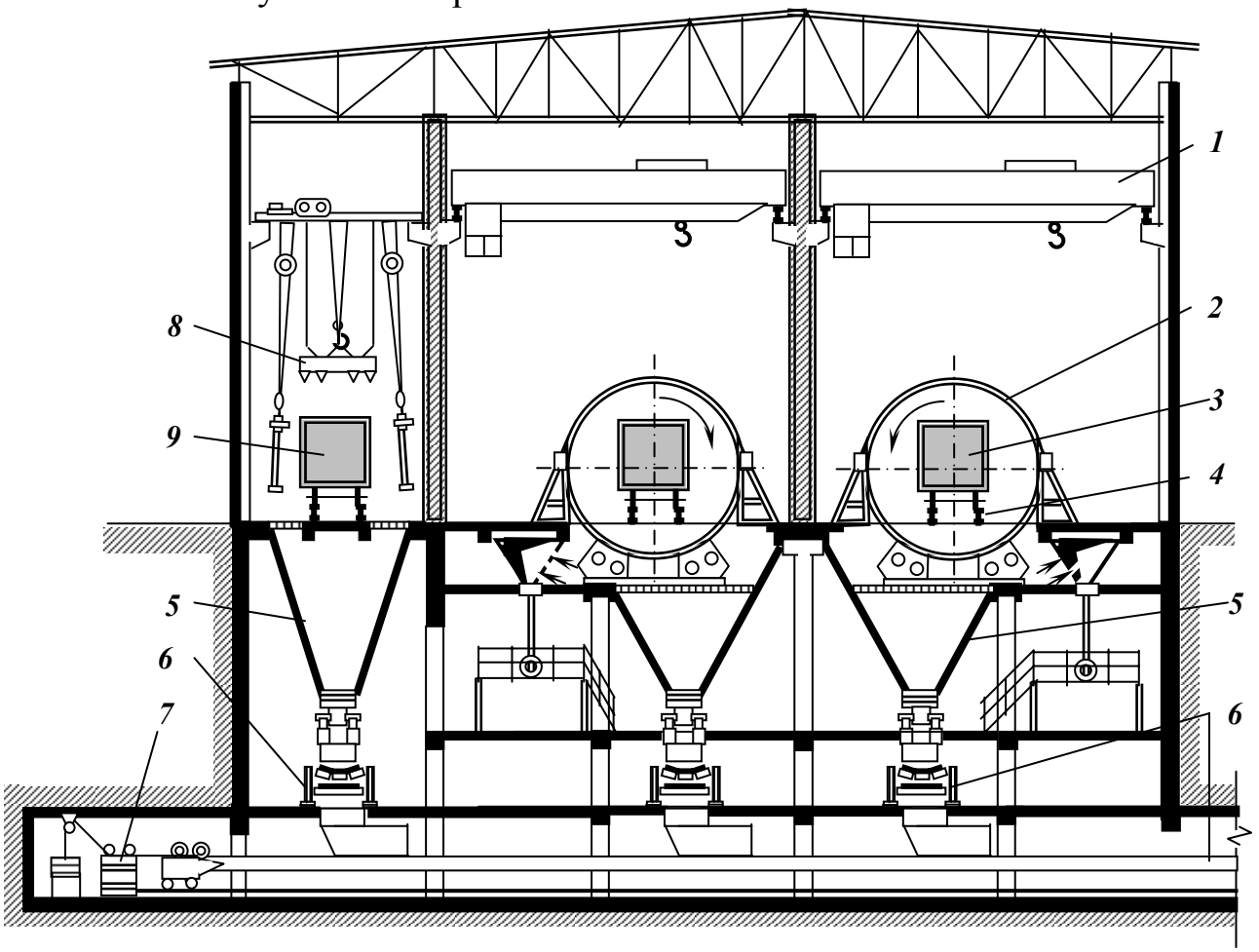


Рис. 3.3 – Вуглеприймальне відділення з роторним вагоноперекидачем і бункером для розвантаження ушкоджених і нестандартних вагонів.
1 – мостовий кран; 2 – вагоноперекидач; 3 – напіввагон; 4 – залізнична колія; 5 – приймальні бункери; 6 – стрічкові конвеєри; 7 – натяжний пристрій; 8 – віброзбуджувач; 9 – ушкоджений вагон.

При розвантаженні вугілля вагоноперекидачем з боковим розвантаженням вагон піднімається більше ніж на 4 м над рівнем залізничної колії і спорожняється при обертанні навколо осі, розташованої поза вагоном. У цьому випадку приймальний бункер розташовується вище рівня залізничної колії і для його спорудження виконання земельних робіт не потрібне.

Вагоноперекидачі з боковим розвантаженням призначені для розвантаження напіввагонів вантажопідйомністю 60 і 93 т, але цей тип вагоноперекидачів на вуглезбагачувальних фабриках застосовується значно рідше.

Точну постановку вагонів при достатньо великій швидкості (30 циклів/год), переміщення їх (до 28 вагонів одночасно) у зоні вагоноперекидача у обох напрямках забезпечують електроштовхачем або маневровими пристроями МУ-25 і МУ-25А (рис. 3.4).

В тих випадках, коли при розвантаженні вугілля застосування локомотиву не є доцільним, використовують маневрові пристрої МУ25 і МУ25А. Ці маневрові пристрої з тяговим зусиллям 0,25 МН забезпечують точне встановлення вагонів при достатньо великій швидкості і їхнє переміщення в зоні вагоноперекидача у обох напрямках.

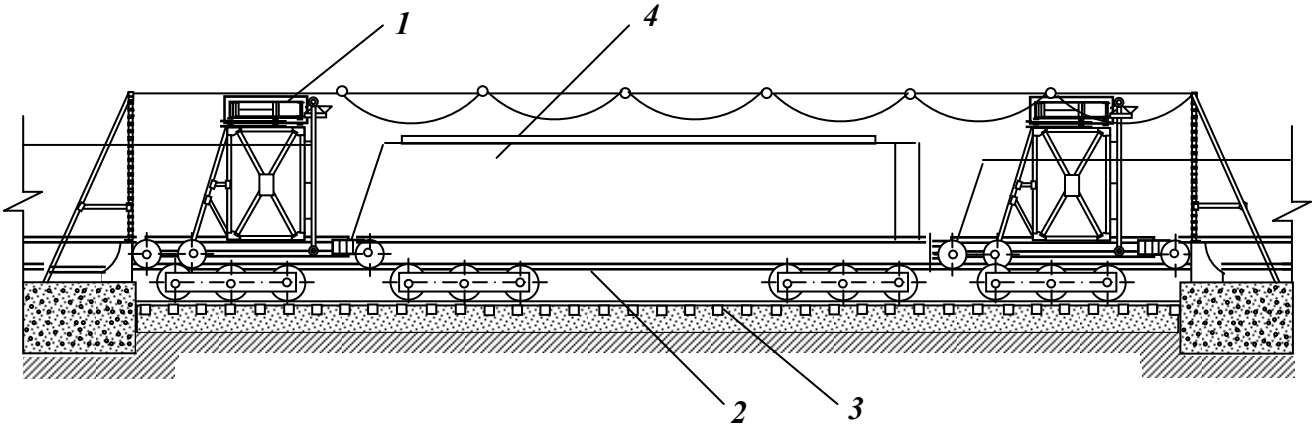


Рис. 3.4 – Маневровий пристрій МУ-25.
1 – штовхач; 2 – залізнична колія штовхача; 3 – залізнична колія для подачі вагонів у вагоноперекидач; 4 – вагон.

Якщо руда містить багато дріб'язку, котрий не допускає бункерування унаслідок високої злежуваності (наприклад, боксити, марганцева руда), то прийом її здійснюється на наземний склад, обладнаний грейферним краном.

Узимку волога корисна копалина змерзається, що значно ускладнює її прийом. Найефективніший засіб розвантаження вагонів зі змерзлою сировиною – застосування тепляків-розморожувачів. Час перебування вагонів у тепляку-розморожувачі залежить від ступеня промерзання вугілля і складає 2 – 4 год. Незважаючи на порівняно довгий час розморожування, загальний простій вагонів під розвантаженням у цьому випадку виявляється меншим ніж при розвантаженні змерзлого вугілля без відтанення.

3.2. Бункери і склади сировини

Приймальні пристрої сировини (руди, вугілля) як самостійні об'єкти передбачаються на фабриках, що переробляють корисні копалини декількох родовищ, при розташуванні фабрики на значній відстані від гірничодобувного підприємства. Приймальні пристрої, віддалені від цеху дроб-

лення, призначені для складування матеріалу крупністю не крупніше 350 – 400 мм, що дозволяє транспортувати його стрічковими конвеєрами. Цій крупності відповідають продукт крупного дроблення і корисні копалини, які безпосередньо видаються нагора з шахт. На групові і центральні вуглезбагачувальні фабрики вугілля доставляється залізничним транспортом «Укрзалізниці», що висуває до приймальних пристроїв додаткові вимоги. У цьому випадку продуктивність приймальних пристроїв, фронт розвантаження, число вагоноперекидачів, грейферних кранів, продуктивність стрічкових конвеєрів та іншого обладнання визначають з розрахунку мінімального часу розвантаження маршрутного состава і виключення простою залізничних составів [12 – 14].

Місткість приймальних пристроїв залежить головним чином від режиму роботи фабрики. На збагачувальних фабриках застосовують приймальні пристрої бункерного і складського типів.

Бункери і склади сировини на збагачувальній фабриці призначені для забезпечення умов максимальної ритмічності роботи при розбіжності режимів роботи гірничодобувного підприємства і фабрики, корпусів дроблення і збагачення. Бункери і склади використовують також для усереднення складованого в них матеріалу і розподілу його по окремих апаратах і секціях.

Руда розвантажується із залізничних вагонів у траншею і укладається в штабель грейферним краном, ним же подається в бункер для транспортування на фабрику. Максимальна крупність складованої руди 350 – 450 мм. Місткість штабеля вибирається залежно від режиму роботи і продуктивності фабрики. При використанні акумулюючого складу його місткість має дорівнювати півтора-добовій продуктивності фабрики.

На збагачувальних фабриках використовують параболічні, призматичні, силосні циліндричні і ящикові бункери (рис. 3.5).

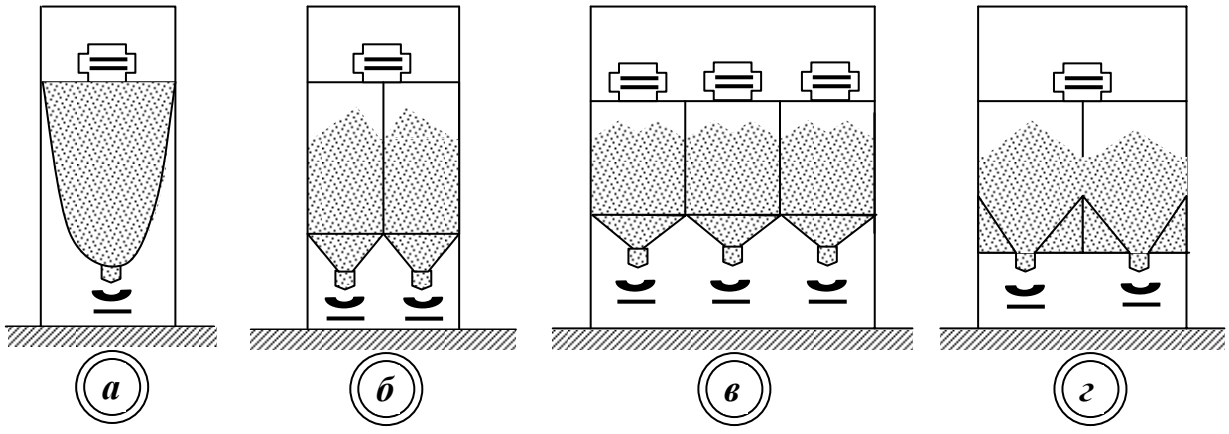


Рис. 3.5 – Типи бункерів:
а – параболічний підвісний; ***б*** – силосний циліндричний; ***в*** – призматичний; ***г*** – ящиковий.

Параболічні бункери (рис. 3.5 *а*) складаються із суцільних сталевих листів, що підвішуються до сталевого або залізобетонного каркаса бунке-

рного прольоту будинку. Розвантаження здійснюється через один ряд круглих або квадратних отворів, розташованих уздовж поздовжньої осі бункера. Характерна риса параболічних бункерів – зміна форми залежно від ступеня заповнення і відповідно зміна висоти розташування розвантажувальних отворів. Як і в будь-якому бункері з однорядним поздовжнім розвантаженням, у параболічному бункері часто виявляється сегрегація руди, що відбувається під час завантаження, при цьому з бункера періодично вивантажується тільки грубозернистий матеріал. Цей тип бункерів не можна застосовувати при погано сипучій руді, що злежується. Застосування параболічних бункерів доцільне при їх невеликій питомій місткості (30 – 50 т/м висоти бункера) і значній довжині (наприклад, на фабриках з великим фронтом подрібнення).

Силосні циліндричні бункери (рис. 3.5 *б*) можуть бути споруджені з будь-якою необхідною місткістю і надійним розвантаженням. Їх застосування можливе практично для усіх видів корисних копалин і продуктів їхньої переробки. Силосні бункери найбільш економічні, у них менше позначається сегрегація матеріалу, але має місце його злежування і зависання.

Призматичні бункери (рис. 3.5 *в*) можна використовувати для всіх видів корисних копалин і продуктів їхньої переробки при надійному розвантаженні складованого в них матеріалу через пірамідальні розвантажувальні отвори. Вони можуть бути скомпоновані в два-три ряди у поперечному напрямку при значній їх довжині.

Ящикові бункери з плоским днищем (рис. 3.5 *г*) за простотою форми відповідають умовам збірних залізобетонних конструкцій. Бункер не має похилих площин, їх заміняють поверхні, що природно утворюються при розвантаженні. Бункери цього типу найчастіше використовуються в проектах останніх років. Ящикові бункери можуть бути створені будь-якої місткості практично для всіх корисних копалин і продуктів їхньої переробки. Компонування їх може бути дво-, три- і чотирирядним у поперечному напрямку при значній довжині. Недоліком ящикових бункерів є великі «мертві» укоси збереженого в них матеріалу.

Вибір місткості бункерів залежить від їхнього призначення. На збагачувальній фабриці розрізняють бункери: приймальні, акумулюючі, розподільні, навантажувальні і зневоднюючі.

Приймальні бункери призначені для розвантаження сировини, що доставляється на фабрику. Їхня місткість залежить від організації доставки корисної копалини на фабрику, організації роботи дробильного цеху і максимальної крупності корисної копалини.

Якщо максимальний розмір шматків перевищує 400 – 500 мм, приймальний бункер влаштовується можливо малої місткості, обумовленої конструктивно розмірами вагона або самоскида.

На вуглезбагачувальних фабриках залежно від конкретних умов місткість приймальних пристроїв приймається:

- при розвантаженні напіввагонів вантажопідйомністю 60 – 125 т роторними вагоноперекидачами місткість приймальних пристроїв становить 1 – 1,5 вантажопідйомності вагона;
- місткість приймальних ям для вантажних вагонів становить 1,5 вантажопідйомності вагонів, що розвантажуються одночасно;
- місткість приймальних пристроїв для розвантаження великовантажних автосамоскидів має дорівнювати 1 - 1,5 вантажопідйомності кузова.

У загальному вигляді формула для визначення місткості G приймальних бункерів може бути представлена у вигляді:

$$G = k_З \, G_{ТС} \text{ , т,} \qquad (3.1)$$

де $k_З$ – коефіцієнт запасу ($k_З$ = 1 – 1,5); $G_{ТС}$ – вантажопідйомність транспортного засобу, т.

Акумулюючі бункери споруджуються між окремими цехами для компенсації розбіжностей у їхній продуктивності і графіка роботи, а також для забезпечення шихтовки різних сортів і марок корисної копалини. Їхня місткість G визначається продуктивністю і графіком роботи суміжних цехів:

$$G = k_З \, Q_М \, t_Б \text{ , т,} \qquad (3.2)$$

де $k_З$ – коефіцієнт запасу ($k_З$ = 1,2 – 1,3); $Q_М$ – продуктивність цеху меншої виробничої потужності, т/год; $t_Б$ – максимальний інтервал часу між пуском і зупинкою цеху більшої продуктивності, год.

Для вуглезбагачувальних фабрик місткість акумулюючих бункерів приймається: для центральних (ЦЗФ) – на 19 годин, а для групових (ГЗФ) – на 16 годин роботи фабрики; для індивідуальних фабрик (ЗФ) – виходячи з умов усереднення якості вугілля і забезпечення ритмічної роботи шахти і фабрики, але не менше ніж з розрахунку на змінну роботу фабрики.

Розподільні бункери використовуються для рівномірного розподілу матеріалу по декількох однотипних апаратах. Ці бункери при певному збільшенні їх місткості можуть одночасно виконувати функції акумулюючих. Мінімальна місткість розподільних бункерів визначається сумарною продуктивністю одночасно працюючих апаратів, підключених до даної дільниці, і проміжком часу між завантаженнями дільниці матеріалом. При завантаженні дільниці скидним візком або реверсивним конвеєром необхідна місткість дільниці G', і загальна місткість розподільних бункерів G визначається:

$$G' = Q_Р \, t_П \, k_З \text{ , т,} \qquad (3.3)$$

$$G = n\,G'\text{, т,} \qquad (3.4)$$

де Q_P – швидкість розвантаження матеріалу з дільниці, яка дорівнює сумарній продуктивності одночасно працюючих апаратів, підключених до дільниці, т/год; $t_П$ – проміжок часу між завантаженнями дільниці матеріалом, год; $k_З$ – коефіцієнт запасу ($k_З$ = 1,2 – 1,3); n – число дільниць.

Місткість розподільних бункерів повинна бути не меншою розрахункової, але бажано, щоб місткість кожної дільниці мала запас матеріалу, який забезпечує півгодинну роботу підключених до неї апаратів.

Навантажувальні бункери призначені для швидкого навантаження продуктів збагачення в транспортні посудини і забезпечення незалежності роботи збагачувальної фабрики від позафабричного транспорту. При відправленні продуктів збагачення споживачу в залізничних вагонах місткість навантажувальних бункерів повинна забезпечити завантаження состава у встановлений термін (для вуглезбагачувальних фабрик – 2 години). При нормальній подачі вагонів під навантаження місткість навантажувальних бункерів визначається з умови, що вироблена фабрикою продукція може бути завантажена у вагони без проміжного зберігання на складі. Необхідна місткість навантажувальних бункерів G з урахуванням нерівномірного надходження продукту в бункери і можливості запізнення в подачі вагонів визначається за формулою:

$$G = m\,[z\,G_B + (t - t')Q]\text{ , т,} \qquad (3.5)$$

де m – коефіцієнт нерівномірності подачі продукту в бункери (m = 1,15); z – число вагонів у составі; G_B – вантажопідйомність одного вагона, т; t – можливий час запізнення подачі состава, год; t' – тривалість навантаження одного состава, год; Q – продуктивність фабрики по готовому продукту, т/год.

Місткість навантажувальних бункерів може бути зменшена при наявності складу готової продукції з механізованою зворотною подачею продукту в навантажувальний бункер або безпосередньо у вагон. Вантажно-складські комплекси вуглезбагачувальних фабрик при навантаженні на одній залізничній колії забезпечують продуктивність до 400 т/год для вугілля і продуктів збагачення, що відвантажуються в нерозсортованому вигляді, і до 500 т/год для крупно-середніх сортів антрациту та енергетичного вугілля.

Зневоднюючі бункери використовуються одночасно для зневоднення і навантаження продуктів збагачення. Їхня місткість G визначається часом, необхідним для зневоднення і навантаження продукту:

$$G = m\,[z\,G_B + (t + t_0 - t')Q]\text{ , т,} \qquad (3.6)$$

де t_0 – час зневоднення продукту, год.

Склади виконують функцію буфера для згладжування непогоджено-стей у роботі збагачувальної фабрики. Вони служать для забезпечення безперебійної роботи фабрики при тривалих перервах у подачі сировини або при відвантаженні готової продукції, а також для усереднення сиро-вини і концентратів.

Зберігання крупногрудкової руди, що надходить з рудника, на складі незручне (утруднене розвантаження складу), тому вона перед надходжен-ням на склад піддається крупному, а іноді і середньому дробленню. Зага-льний запас дробленої руди в акумулюючих бункерах і складах фабрики при шести- або семиденному робочому тижні повинен бути не меншим півторадобової, а при п'ятиденному робочому тижні не менш тридобової продуктивності фабрики по сировині. Типові конструктивні схеми складів сировини наведені на рис. 3.6 і 3.7.

Склади наземні з точковим завантаженням і завантаженням пере-сувним штабелеукладальником (рис. 3.6) рекомендуються до використан-ня в південних і малосніжних районах для крупногрудкових матеріалів (крупністю до 350 – 400 мм), що не змерзаються і не злежуються, з низь-ким вмістом дріб'язку і пилу.

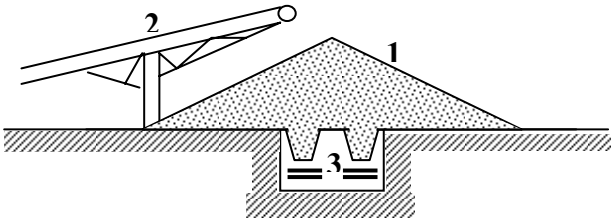


Рис. 3.6 – Наземний відкритий склад із штабелеукладальником.
1 – штабель; 2 - штабелеукладальник;
3 – розвантажувальні пристрої (конус, живильник, конвеєр).

При точковому завантаженні штабель має форму конуса з висотою до 35 м, при завантаженні пересувним штабелеукладальником – форму тригранної призми з кривизною в плані, висота штабеля – 12 – 15 м. Роз-вантаження рухливої частини матеріалу зі складу здійснюється через ко-нуси, живильники і конвеєри. Рудні укоси до конусів подаються бульдо-зером. Склади цього типу найбільш економічні.

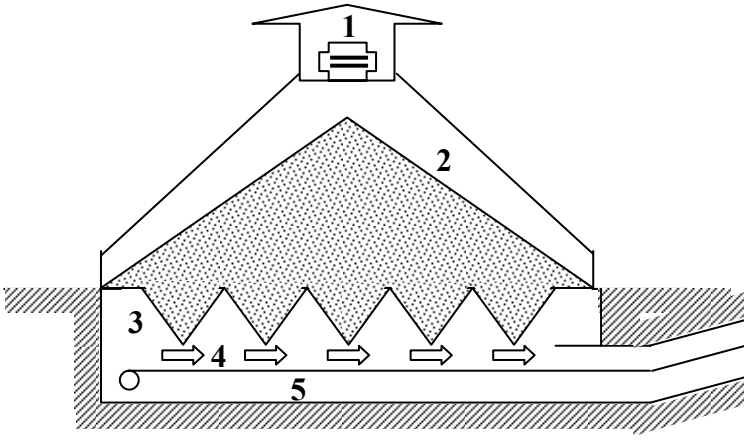


Рис. 3.7 – Наземний склад напівбункерного типу.
1 – завантажувальний конвеєр;
2 – штабель;
3 – розвантажувальний конус;
4 – живильник;
5 – розвантажувальний конвеєр.

Склади наземні напівбункерного типу (рис. 3.7) з найменшим заглибленням 3 – 5 м, максимальним - 8 – 12 м і низькому рівні ґрунтових вод рекомендуються для створення запасу і розподілу руди по дробарках і млинах (у тому числі і млинах самоподрібнення).

Склади цього типу використовують при добре сипучій руді, що не злежується. Склади напівбункерного типу мають площу поперечного перерізу 150 – 200 м^2, тобто корисну місткість від 250 до 350 т/м. Розвантаження складу здійснюється через розвантажувальні конуси, живильники і конвеєри.

3.3. Акумулювання і усереднення корисних копалин

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 (по відношенню до планового рівня) 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 позитивно впливають на ефективність роботи фабрики (стабілізує вміст компонентів і домішок, вміст крупних і дрібних класів крупності, подрібнюваність, вологість, вміст глини і ін.).

Усереднення і шихтування, наприклад, вугілля, часто розглядають як одну технологічну операцію, але вони розрізняються і за технологічним призначенням, і за способом їх виконання [12 – 13].

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-якої 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, метою усереднення є одержання однорідної суміші без обмеження її якості, а метою шихтування – одержання однорідної суміші заданої якості.

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 в різних дільницях і з різних пластів корисні копалини різної якості. Однак усереднення корисних копалин на цій стадії в більшості випадків малоефективне внаслідок невеликої місткості відвантажувальних бункерів і неритмічної роботи відвантажувальних пунктів.

Достатньо ефективне усереднення корисних копалин досягається на складах сировини, що оснащені мостовими грейферними кранами, штабелеукладальниками, екскаваторами, забірними машинами або перевантажувачами [3, 14]. 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 вертикалі перпендикулярно до горизонтальних шарів (рис. 3.8). Усередненню на складах звичайно піддають великі маси корисних копалин, що накопичуються протягом значного часу.

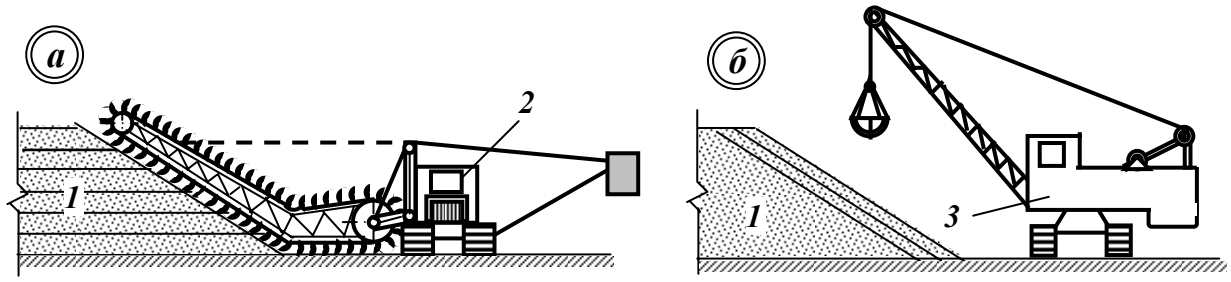


Рис. 3.8 – Схема формування штабелю (*а*) і забору вугілля зі складу (*б*).
1 – штабель; 2 – штабелеукладач; 3 – екскаватор**.**

Маса корисної копалини, що відбирається для поточного виробництва складається з множини невеликих порцій, яки 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 одержаної суміші не регламентована і має випадковий характер, обумовлений нерівномірністю надходження корисної копалини.

Більш ефективне усереднення досягається за допомогою акумулюючих бункерів (рис. 3.9).

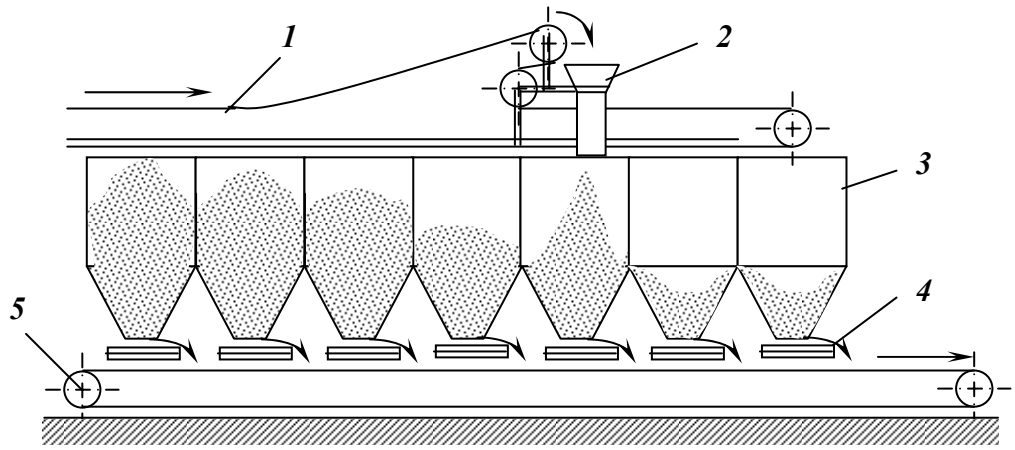


Рис. 3.9 – Схема усереднення корисної копалини в бункерах.
1 – завантажувальний конвеєр; 2 – розвантажувальний візок; 3 – бункер;
4 – живильник; 5 – розвантажувальний конвеєр.

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 зі значно меншими коливаннями показників якості, ніж в сировині. Такий спосіб усереднення вугілля застосовують на групових і центральних вуглезбагачувальних фабриках.

Для акумулювання вугілля на фабриках використовують прямокутні бункери з пірамідальними або нахиленими днищами і циліндричні бункери силосного типу.

Прямокутні бункери з нахиленими днищами застосовують головним чином на антрацитових збагачувальних фабриках, де не бажано подрібнення і збереження сортності відіграє першорядну роль.

Циліндричні бункери з конічною розвантажувальною частиною забезпечують краще вивантаження вугілля і зменшують імовірність його затримання.

Розподілення вугілля по бункерах здійснюється реверсивними пересувними стрічковими конвеєрами або стрічковими конвеєрами з пересувним розвантажувальним візком. Вивантаження вугілля з бункерів здійснюється живильниками різних типів. Для зменшення подрібнення вугілля в бункерах застосовують каскадні і спіральні спуски. Для запобігання зависання вугілля застосовують спеціальні комплексні засоби, зв’язані з вибором раціональної форми бункера, облицюванням розвантажувальної частини гладким матеріалом, збільшенням перетину випускного отвору і застосуванням примусових засобів обвалення склепінь залиплої або злежаної корисної копалини.

На коксохімзаводах і на деяких збагачувальних фабриках акумулюючі бункери виконують роль дозувальних відділень, де виконується складання шихти (шихтування) з вугілля різних марок або різних шахтогруп.

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 коксохімічних заводів, куди надходять від різних постачальників різні партії вугілля з різними якісними характеристиками. При правильному регулюванні потоків двох приймальних ліній збагачувального цеху, які працюють на один збірний конвеєр цілком реально змішувати вугілля однієї марки але різної якості уже в потоці перед акумулюючим бункером. Це збільшує однорідність вугільної сировини в кожному з бункерів, а в цілому й підвищення ефективності 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.

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

$$\sigma = \sqrt{\sum_{i=1}^{n} \left(\alpha_i - \overline{\alpha}\right)^2 / \left(n-1\right)}, \%, \qquad (3.7)$$

де α_i – вміст корисного компоненту в *i-тій* пробі, % ; $\overline{\alpha}$ – середній вміст корисного компоненту 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 усередненій $\sigma_н$ і усередненій $\sigma_у$ корисній копалині:

$$C = \sigma_н / \sigma_у; \tag{3.8}$$

– *коефіцієнт зменшення середнього квадратичного відхилення* в усередненій корисній копалині:

$$K_\sigma = \sigma_у / \sigma_н. \tag{3.9}$$

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

$$K_\sigma = 1/C. \tag{3.10}$$

Найбільш ефективне 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:

$$C = \sigma_н / \sigma_у = \sqrt{n}, \tag{3.11}$$

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:

$$C = \sigma_н / \sigma_у = \sqrt{n/[1 + r(n-1)]}, \tag{3.12}$$

де r – коефіцієнт кореляції в суміжних партіях корисної копалини.

Ефективність усереднення $E_у$ звичайно оцінюють за формулою:

$$E_у = 1 - K_\sigma = (\sigma_н - \sigma_у)/\sigma_н. \tag{3.13}$$

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

Усереднення вугілля – комплекс технологічних операцій та організаційних заходів метою яких є досягнення однорідних властивостей переробленої маси вугілля. Полягає у змішуванні та вирівнюванні складу і властивостей вугілля різних шахтопластів або родовищ перед збагаченням або коксуванням. О.в. найчастіше здійснюється шляхом пошарового завантаження вугілля різного складу і якості в бункери (силоси) і подальшого дозованого вивантаження його у зворотній послідовності на стрічку конвеєра. Крім того, усередненню вугілля сприяє попередній поділ состава вагонів (складу на колесах) на дві вервечки з різними якісними параметрами (напр., зольністю), одночасна регульована подача їх на два паралельно працюючі вагоноперекидачі з подальшим змішуванням одержаних потоків матеріалу на конвеєрі. У світовій практиці відомі спеціальні усереднювальні установки для приготування шихти з вугілля різних постачальників.

Усереднення залізорудного концентрату – технологічний процес перемішування пульпи залізорудного концентрату з концентрацією твердої фази 60-70%. Здійснюється в чанах великого об’єму (бл. 1000-2000 м3) за допомогою механічних перемішувачів. Тривалість перемішування – до 3-6 год. Досвід освоєння вузла усереднення на ПівнГЗК показав, що середнє квадратичне відхилення вмісту заліза за 6 год. роботи установки зменшується з 0,65 до 0,25.

4. ПІДГОТОВКА КОРИСНИХ КОПАЛИН ДО ЗБАГАЧЕННЯ

4.1. ГРОХОЧЕННЯ

4.1.1. Загальні відомості про процес

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

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

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

Машини і пристрої для грохочення називаються *грохотами*. Матеріал, що надходить на грохочення, називається *вихідним* або *живленням*, а продукти грохочення *класами крупності* (сукупність частинок матеріалу, обмежених верхнім і нижнім розмірами). Матеріал, що залишився на ситі, називається *надрешітним продуктом*; матеріал, що пройшов через отвори сита, – *підрешітним продуктом* (рис. 4.1).

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

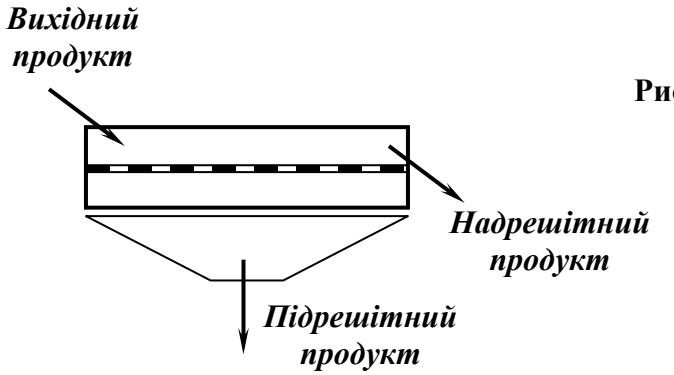


Рис. 4.1 – Схема процесу грохочення.

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

За технологічним призначенням розрізнюють п'ять видів операції грохочення:

– *самостійне* – для виділення класів, які являють собою готові товарні продукти (сорти), цю операцію також називають механічним сортуванням;

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

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

– *зневоднююче* – для видалення основної маси рідини, що міститься в матеріалі, який переробляється;

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

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

За послідовністю виділення класів крупності розрізняють такі види грохочення: від дрібного до крупного (рис. 4.2 ***а***); від крупного до дрібного (рис. 4.2 ***б***); комбінований (рис. 4.2 ***в***).

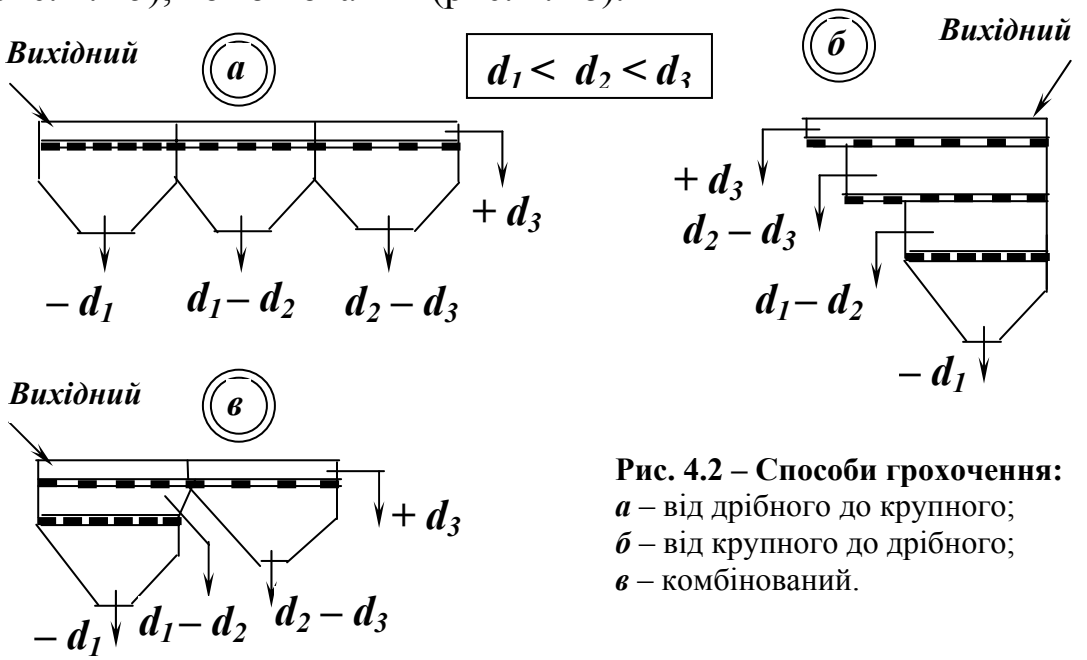


Рис. 4.2 – Способи грохочення:
а – від дрібного до крупного;
б – від крупного до дрібного;
в – комбінований.

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

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

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

Як робочі просіюючі поверхні у виробничих умовах застосовуються колосникові решітки, штамповані решітки, дротові і гумові сита (рис. 4.3).

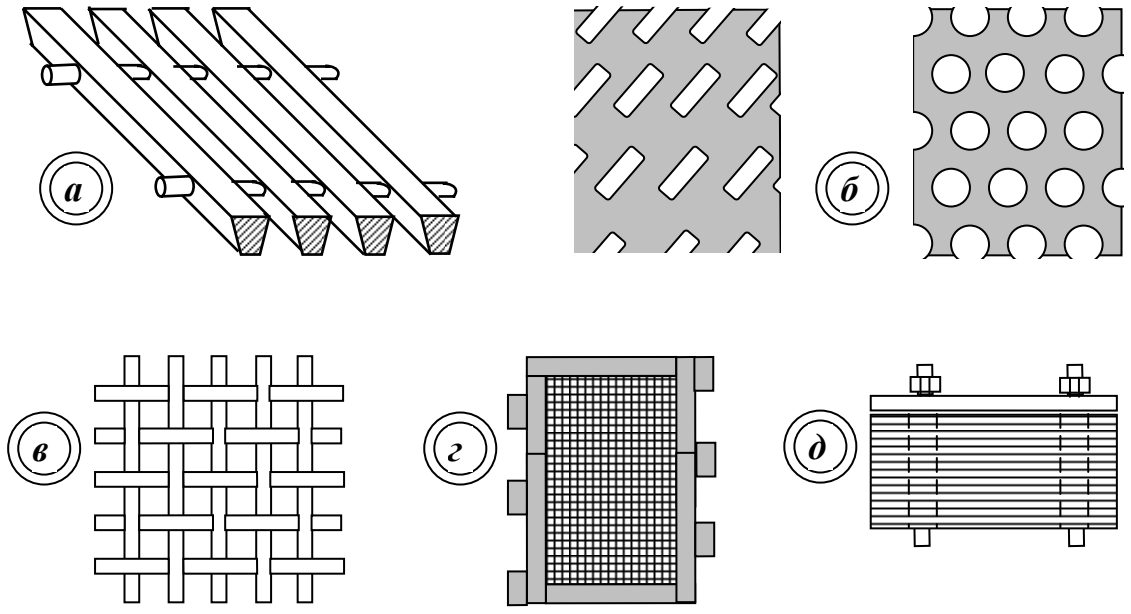


Рис. 4.3 – Просіюючі поверхні грохотів.
а - колосникові решітки (живий переріз 40 – 70 %); *б* – штамповані решітки (живий переріз 50 – 70 %); *в* – сита з металевого дроту або з синтетичного волокна (живий переріз 40 – 60 %); *г* – литі секційні гумові або синтетичні сита (живий переріз 40 – 70 %); *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 решітці переміщається під дією сили ваги, тому кут нахилу її повинний бути 30 – 45^{o}, а при підвищеній вологості матеріалів на 5 – 10^{o} більше.

Решета штамповані з листової сталі застосовуються при просіванні 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:

$$b = (0{,}25 \div 0{,}60)d \text{ , мм;} \tag{4.1}$$

– при діаметрі отворів більше 20 мм:

$$b = (0{,}10 \div 0{,}25)d \text{ , мм.} \tag{4.2}$$

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 ткані, плетені, струнні і шпальтові. Ткані 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 зневоднювання. Ширина щілястих отворів може бути 0,1 – 16 мм. Щілясті сита виготовляють з нержавіючої сталі, їхній термін служби складає 2 – 3 місяці.

4.1.2. Гранулометричний склад корисних копалин

Корисні копалини, що після видобутку в 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 за об’ємом ре-

альному зерну довільної форми:

$$d_e = 1{,}24(m/\delta)^{0{,}33}, \text{ мм}, \qquad (4.3)$$

де m – маса зерна, кг; δ – густина зерна, кг/м^3.

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 за вмістом в ній класів визначеної крупності, тобто за її гранулометричним складом. Визначення гранулометричного складу сипких матеріалів найчастіше 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 за крупністю і визначити співвідношення в ньому зерен різної крупності. Результати ситового аналізу оформляють у вигляді таблиці (напр., табл. 4.1), за даними якої будують характеристику крупності досліджуваного продукту (рис. 4.4).

Таблиця 4.1 – Результати ситового аналізу продуктів

Клас крупності, мм	Продукт № 1		Продукт № 2		Продукт № 3	
	Вихід клас,%					
	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	-

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

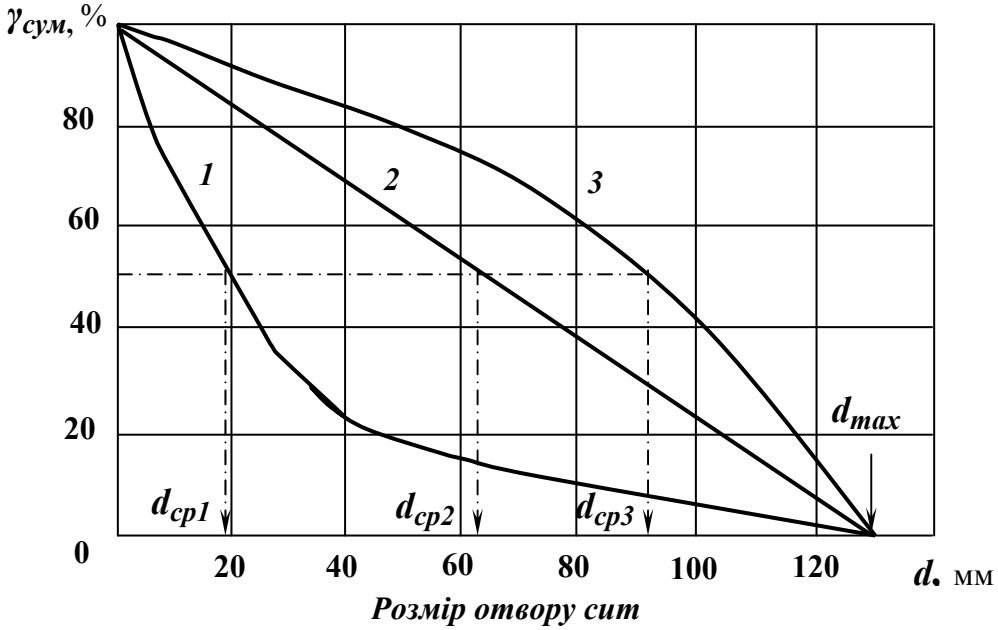


Рис. 4.4 – Сумарні характеристики крупності.

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.

4.1.3. Грохоти

Для розділення корисних копалин за крупністю застосовують грохоти різних конструкцій. Грохоти відрізняються геометричною формою і характером руху просіювальної (просіюючої) поверхні, її розташуванням відносно 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 розходження, принцип дії у всіх грохотів один і той самий – розділення за крупністю 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 ($\delta \leq 1{,}4$ т/м^3), середнього ($\delta \leq 1{,}8$ т/м^3) і важкого ($\delta \leq 2{,}8$ 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 більш 15 % дріб'язку (по масі) або при відсутності достатнього запасу продуктивності у дробарки крупного дроблення.

Нерухомі колосникові грохоти (колосникові решітки, рис. 4.5) збирають з колосників різного профілю (рис. 4.6), розташованих паралельно і скріплених між собою шпильками.

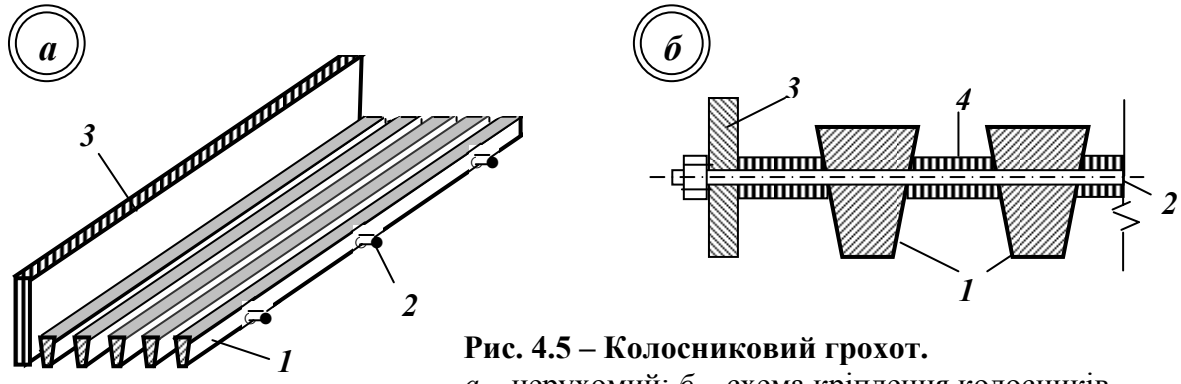


Рис. 4.5 – Колосниковий грохот.
а – нерухомий; *б* – схема кріплення колосників.
1 – колосник; 2 – шпилька; 3 – борт; 4 – втулка.

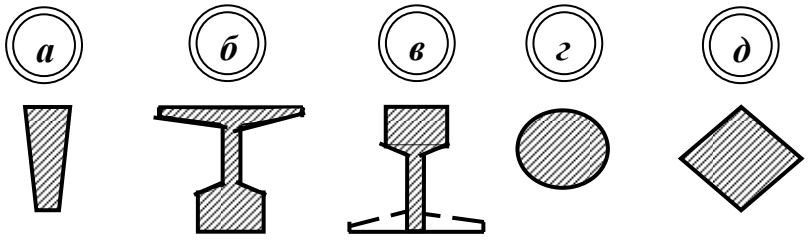


Рис. 4.6 – Профілі колосників.
а – трапецієподібний;
б – рейка підошвою угору;
в – рейка зі зрізаною підошвою;
г – круглий; *д* – квадратний.

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 кусків матеріалу між бічними стінками грохота мінімальна його ширина приймається в три рази більше розміру максимального куска у вихідному матеріалі. Довжина грохота звичайно приймається в 2 рази більше ширини. Кут нахилу робочої поверхні колосникового грохота при грохоченні вугілля приймають 30 - 35^o, при грохоченні руд – 40 - 45^o, при грохоченні вологих матеріалів і матеріалів, що злипаються, кут нахилу збільшують до 55^o.

Необхідну площу грохочення розраховують за формулою:

$$F = Q/(q_o a \delta k), \text{м}^2, \qquad (4.4)$$

де Q - необхідна продуктивність, т/год.; q_o - питома об'ємна продуктивність на 1 мм щілини, м^3/год·м^2; a - розмір щілини сита грохота, мм; δ - насипна густина живлення, т/м^3; k - коефіцієнт, що враховує ефективність грохочення.

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

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

Дуговий грохот типу СД (рис. 4.7) складається зі зварного закритого короба ***1***, усередині нього нерухомо закріплена робоча поверхня ***2***, що являє собою напівциліндричне шпальтове сито з розміром щілин 0,5 – 1 мм.

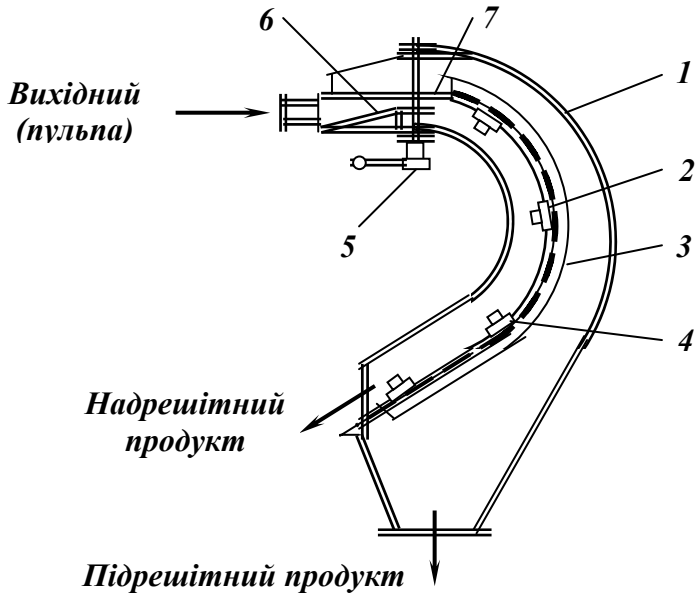


Рис. 4.7 – Грохот дуговий типу СД.
1 – короб; 2 – сито шпальтове;
3 – опора; 4 – клини;
5 – гвинт притискний;
6 – лист притискний;
7 – пристрій завантажувальний.

Вихідний матеріал через завантажувальний пристрій ***7*** тангенціально під тиском до 0,25 МПа подається на шпальтове сито ***2*** з розміром щілин 0,5 мм і рухається по його поверхні. Розмір завантажувального отвору, що визначає швидкість пульпи на вході і продуктивність грохота, регулюється притискним листом ***6***, положення якого фіксується гвинтом ***5***. Під дією

відцентрової сили пульпа розшаровується, шлам і вода (підрешітний продукт) зрізуються крайками колосників і видаляються під сито, а знешламлений матеріал видаляється з грохота у вигляді надрешітного продукту.

Конусний грохот типу ГК (рис. 4.8) складається зі сталевого корпуса ***1***, всередині якого розташована зневоднююча поверхня зі шпальтових сит із щілиною розміром 0,5 – 1 мм.

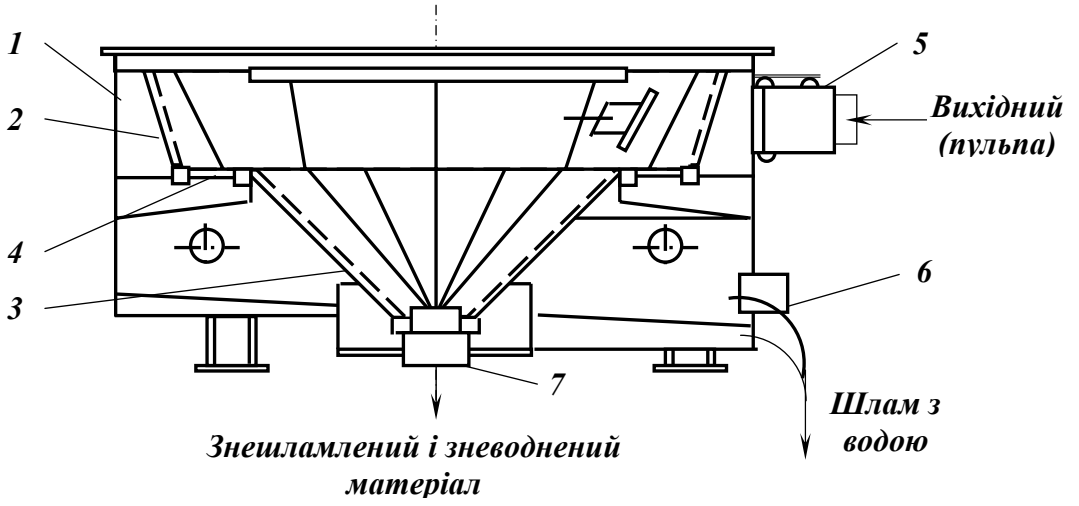


Рис. 4.8 – Конусний грохот.
1 – корпус; 2 – верхня (конічна) частина; 3 – нижня (пірамідальна) частина; 4 – кільцева площадка; 5 – завантажувальний пристрій; 6, 7 – розвантажувальні патрубки.

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

Пульпа завантажується тангенціально у верхню частину корпусу. Завантажувальний пристрій ***5*** має перекидний шибер, що дозволяє регулювати напрямок входу пульпи в апарат. Вихідна пульпа по жолобу або трубопроводу через завантажувальний пристрій ***5*** надходить в апарат по дотичній до верхньої ділянки зневоднюючої 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 дрібніші частинки проходять через щілини в підрешітний простір і виводяться з грохота патрубком ***6***. На цій ділянці відділяється 80 – 90 % води. Потік, що залишився, обертається і стікає з кільцевої площадки на нижню частину сита, де відбувається подаль-

ше зневоднювання матеріалу. Зневоднений продукт сповзає пірамідальною поверхнею вниз і по патрубку *7* розвантажується з грохота.

Продуктивність дугових і конусних грохотів розраховується за формулою:

$$Q_0 = 160 F_{ж} V \text{ , м}^3/\text{год}, \qquad (4.5)$$

де $F_{ж}$ – площа живого перетину сита (коефіцієнт живого перетину щілинних сит дорівнює 0,3 – 0,4), м^2; V – швидкість пульпи на вході в апарат ($V = 3 – 8$ м/с).

Дугові і конусні грохоти прості по конструкції і зручні в експлуатації. Недоліком їх є 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. 4.9 ***а***) або конічними (рис. 4.9 ***б)***.

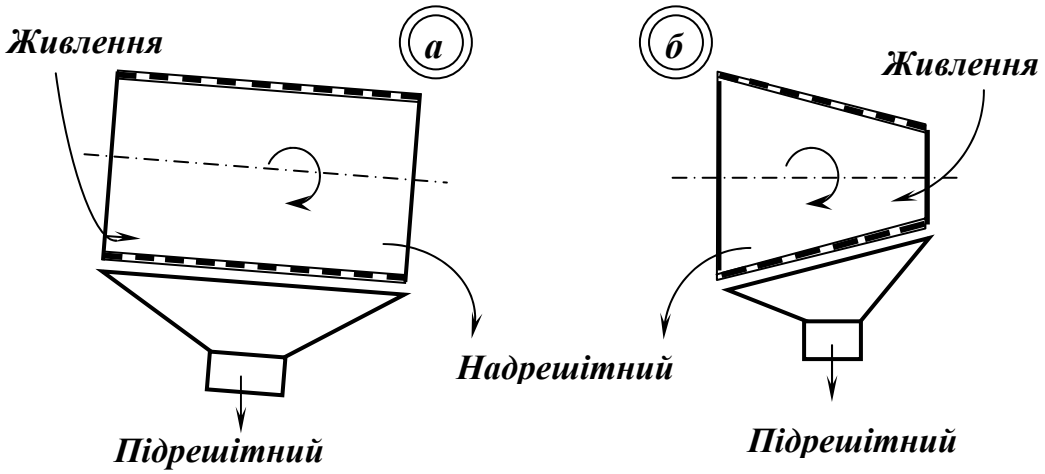


Рис. 4.9 – Схеми барабанних грохотів.
а – циліндричний; *б* – конічний.

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 14º, а вісь конічного – горизонтальна. Вихідний матеріал завантажується всередину барабана на верхньому кінці і внаслідок обертання та нахилу переміщується вздовж осі барабана. Рух матеріалу в барабанному грохоті схематично показаний на рис. 4.10. Під дією сили тертя матеріал захоплюється внутрішньою поверхнею обертового барабана і потім скочується вниз. Скочування матеріалу відбувається під певним кутом до його площини

обертання, що є наслідком нахилу осі барабана. Таким чином матеріал просувається вниз уздовж осі барабана. Далі цикл повторюється і матеріал рухається по зигзагоподібній лінії. При переміщенні матеріалу по просіюючій поверхні дрібні класи провалюються через отвори, крупні – вивантажуються з барабана на нижньому кінці.

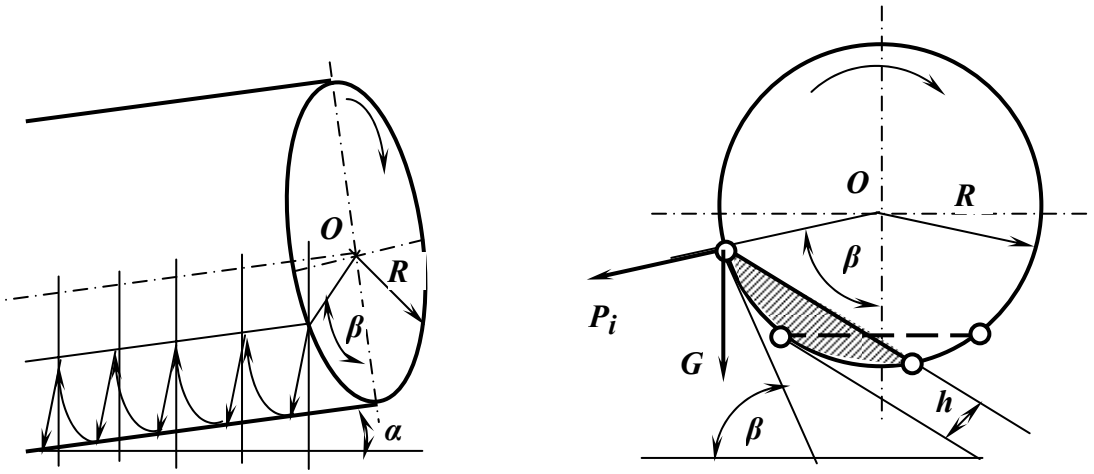


Рис. 4.10 – Схема руху матеріалу в барабанному грохоті.
P_i– відцентрова сила інерції; G – маса частинки;; h – товщина шару матеріалу; α – кут нахилу грохота; β – кут підйому матеріалу.

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

$$n_{кр} = 30 / R^{0,5}, \text{ хв}^{-1}, \qquad (4.6)$$

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

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

Барабанні грохоти виготовлюються також для розділення матеріалу на декілька класів. При цьому сито барабана збирається з декількох секцій, розміри отворів яких збільшуються в напрямку до розвантажувального кінця (рис. 4.11 ***а***). Друге конструктивне рішення передбачає розташування сит концентричними колами (рис. 4.11 ***б***), розміри отворів сит зменшуються від центру до периферії. Можливі комбінації з використанням двох конструктивних рішень.

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

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

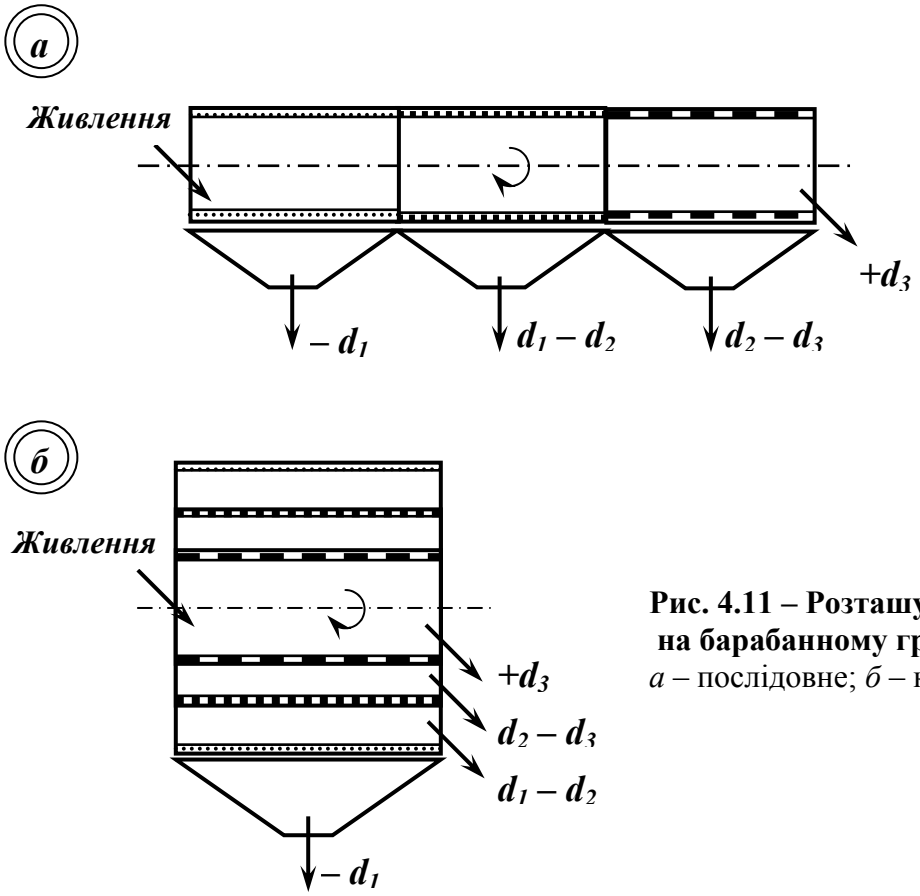


Рис. 4.11 – Розташування сит на барабанному грохоті.
а – послідовне; *б* – концентричне.

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

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

$$Q = q_o F a \varphi, \text{ м}^3/\text{год}, \qquad (4.7)$$

де q_o – питома об’ємна продуктивність на 1 мм щілини сита, м^3/год·м^2; F – площа сита, м^2; a – розмір щілини сита грохота, мм; φ – коефіцієнт заповнення грохота (φ = 0,15 – 0,25).

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

Вібраційні грохоти

Інерційні та інерційно-самобалансні грохоти відрізняються високою продуктивністю і ефективністю грохочення, простотою у виготовленні і зручністю в експлуатації. Інерційні та інерційно-самобалансні грохоти (ГІЛ, ГІС, ГІТ і ГІСЛ, ГІСТ) на збагачувальних фабриках використовують для попереднього і перевірочного грохочення, зневоднення і знешламлювання, тонкої, сухої і мокрої класифікації, промивки, відділення суспензії і відмивки обважнювача, розділення концентрату на товарні продукти.

Інерційний грохот (рис. 4.12) складається з похило розташованого короба ***1*** з просіюючими поверхнями ***2***, інерційного віброзбуджувача ***3***, пружинних опор ***4*** (або підвісок) і електродвигуна ***5***.

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

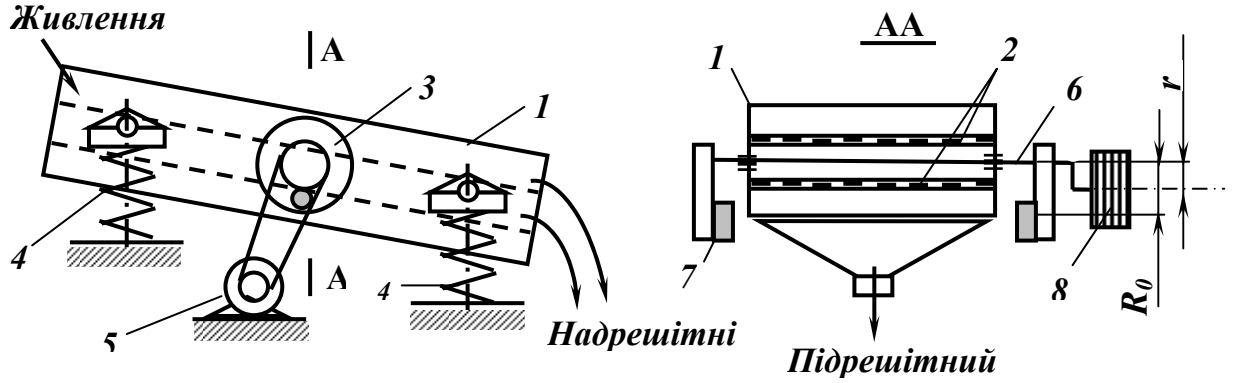


Рис. 4.12 – Схема інерційного грохота:
1 – короб; 2 – просіюючі поверхні; 3 – віброзбуджувач; 4 – пружинні опори; 5 – електродвигун; 6 – вал; 7 – дебаланси; 8 – шків.

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

$$Me = 2mr\,, \qquad (4.8)$$

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

$$a = e = 2m / M \text{ , мм,} \qquad (4.9)$$

При цьому просіююча поверхня здійснює коливання і матеріал струшується та розпушується. Кут нахилу сит грохота до горизонту складає 10 – 25º. Завдяки коливанням та похилому розташуванню сита матеріал рухається по ньому до розвантажувального кінця і одночасно просіюється через отвори.

Амплітуду коливань короба можна змінити масою дебалансів або зміною їхньої відстані від центру ваги.

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

Для стабілізації роботи і зменшення резонансних коливань у деяких типах інерційних грохотів використовуються вібратори з самоустановлювальними дебалансами (рис. 4.13).

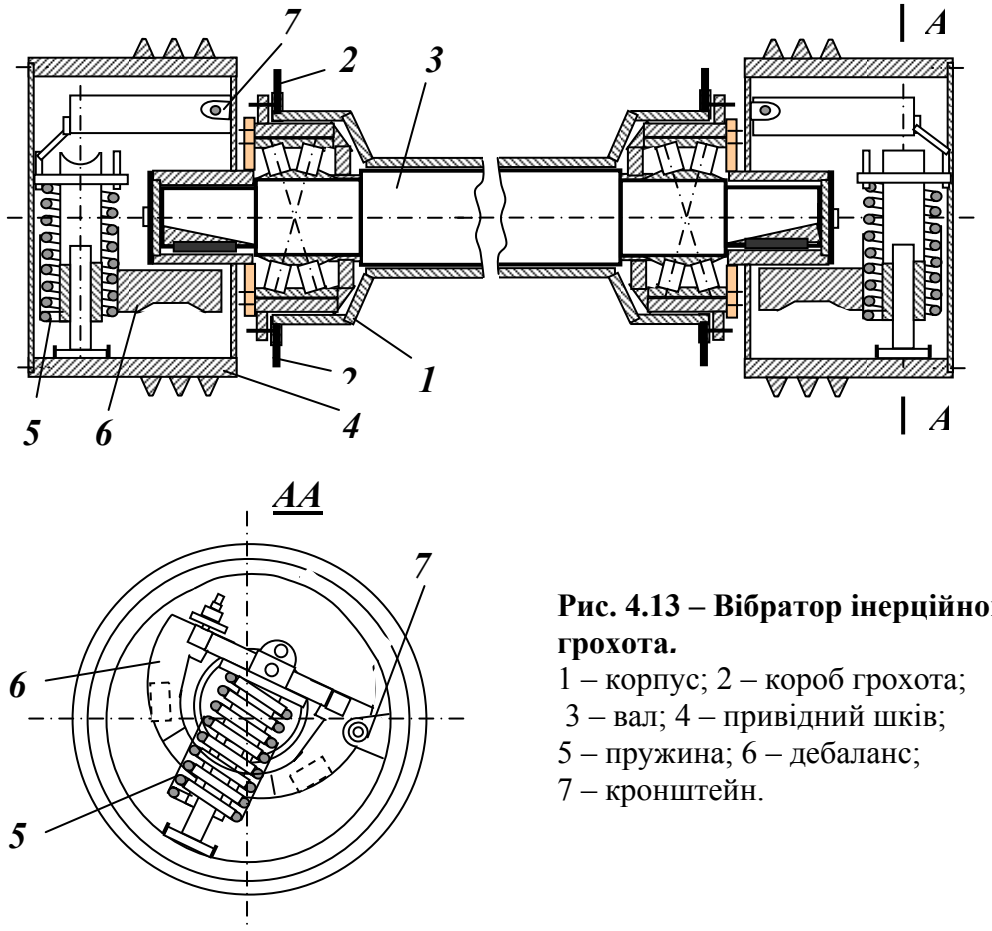


Рис. 4.13 – Вібратор інерційного грохота.
1 – корпус; 2 – короб грохота;
3 – вал; 4 – привідний шків;
5 – пружина; 6 – дебаланс;
7 – кронштейн.

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

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

Основним параметром інерційного грохота є його динамічна характеристика – добуток подвійного ексцентриситету *2e* (м) на частоту обертання вала *n* (рад/с). Величина цього параметру впливає на продуктивність агрегата, ефективність його роботи, а також на здатність до самоочищенню просіюючої поверхні. Для сучасних конструкцій значення *2en* приймається рівним не менше 0,105.

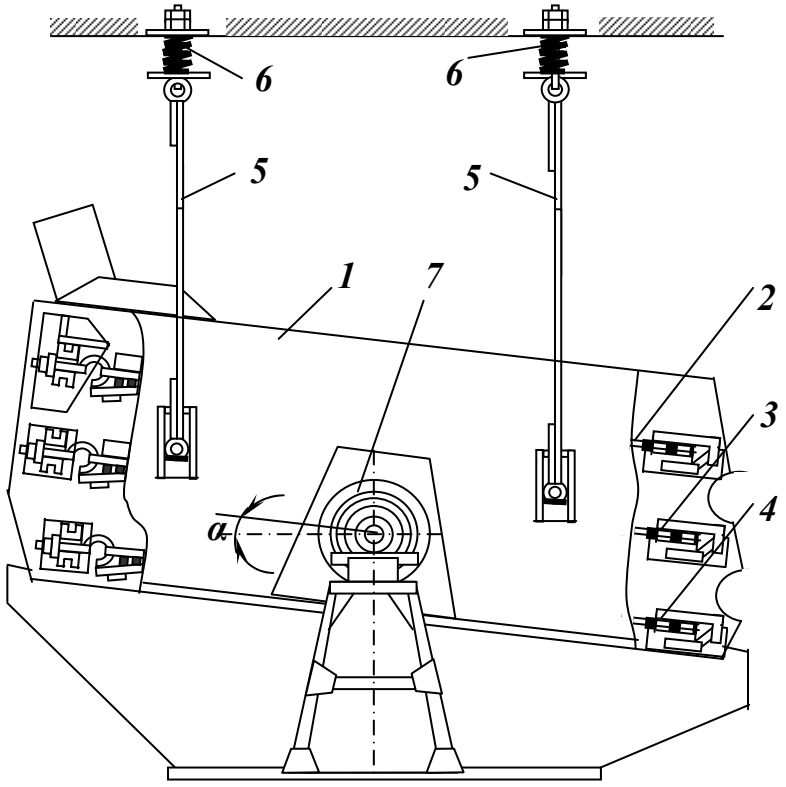


Рис. 4.14 – Грохот ГІЛ-43 в підвісному виконанні.
1 – короб; 2, 3, 4 – сита;
5 – підвіски; 6 – пружини;
7 – вібратор.

Інерційні грохоти випускають трьох типів в опорному і підвісному (рис. 4.14) виконанні:

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

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

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

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

Інерційно-самобалансний грохот (рис. 4.15) складається з короба ***1***, установленого горизонтально на чотирьох–шести амортизаторах (або пружинах) ***2***, самобалансного віброзбуджувача ***3***, закріпленого на коробі під кутом 45º до площини сита, і двох електродвигунів.

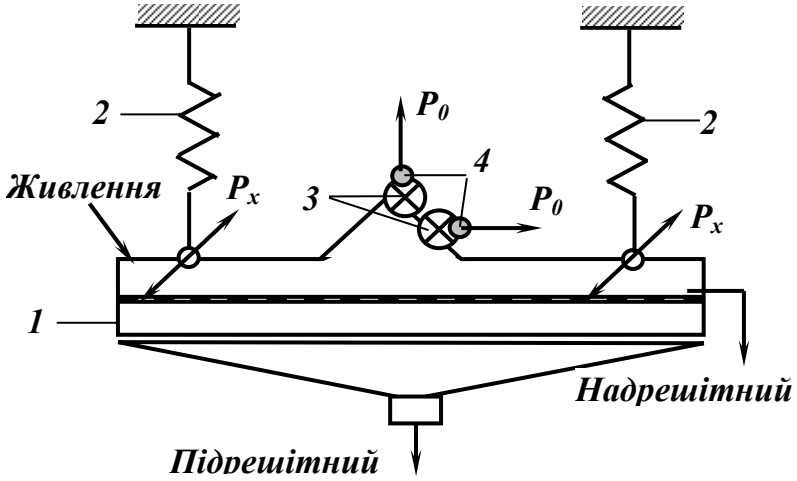


Рис. 4.15 – Схема інерційно-самобалансного грохота.
1 – короб грохота;
2 – пружини;
3 – віброзбуджувач;
4 – дебаланси.

Самобалансний віброзбуджувач складається з корпуса, усередині якого на підшипниках кочення встановлені паралельно два вали з неврівноваженими масами (дебалансами) ***4***, що обертаються з однаковою частотою, але в протилежні сторони (рис. 4.16).

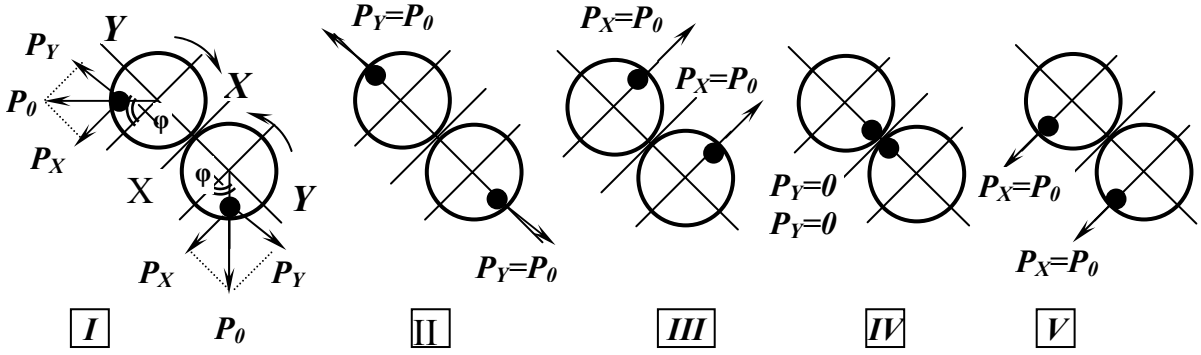


Рис. 4.16– Принцип дії самобалансного віброзбуджувача.

При будь-якому положенні вантажів дебалансів вібратора сили діють поздовж осі *X*. Складові відцентрової сили інерції, що діють вздовж осі *Y*, взаємно урівноважуються, тому що рівні по величині і протилежно спрямовані.

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

$$2P_x = 2P_0 \cos\varphi = 2m\omega^2 R\cos\varphi, \qquad (4.10)$$

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

$$P_0 = m\omega^2 R, \text{ Н}. \qquad (4.11)$$

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

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

Коливання короба під кутом 45º 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 8º. При пересуванні матеріалу по просіюючій поверхні дрібні частинки проходять через отвори сита, а крупні сходять на розвантажувальному кінці грохота.

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

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

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

Продуктивність інерційних грохотів може бути визначена за формулою:

$$Q_o = F \cdot q \cdot \delta, \qquad (4.12)$$

де F – робоча поверхня грохота, $м^2$; q – питома продуктивність грохота, $м^3/год \cdot м^2$; δ – насипна густина матеріалу, $т/м^3$.

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

4.1.4. Технологічні показники процесу грохочення

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 просіюючої поверхні, кут нахилу короба, амплітуда і частота коливань).

Вплив гранулометричного складу. Дрібні зерна легко проходять крізь отвори сита, але зерна близькі за розміром до отворів сита забивають його. При цьому зменшується площа живого перетину сита і знижується якість грохочення. Зерна, діаметр яких більше 1,5 діаметра отворів сита і менше 0,75 діаметра отворів сита, суттєвого не впливають на процес грохочення.

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

Застосування мокрого грохочення переважніше, ніж сухого, тому що воно ефективніше і, крім того, сприяє зниженню запилення виробничих приміщень.

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

Насипна густина і форма зерен. Продуктивність грохочення зростає по мірі збільшення насипної густини і наближення форми частинок до кулястої. Крім того, насипна густина матеріалів, які піддають розсіву, визначає вибір типу грохота: легкого ($\boldsymbol{\delta} \leq 1{,}4$ т/м^3), середнього ($\boldsymbol{\delta} \leq 1{,}8$ т/м^3) або важкого ($\boldsymbol{\delta} \leq 2{,}8$ т/м^3).

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

Круглі отвори в порівнянні з іншими формами того ж номінального розміру дозволяють отримати більш дрібний підрешітний продукт.

Кут нахилу просіюючої поверхні. Кут нахилу просіюючої поверхні впливає на розмір зерна, що вільно проходить крізь отвори сита.

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

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

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

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

Оптимальна швидкість подачі матеріалу на грохот повинна встановлюватись експериментально в залежності від продуктивності грохота і необхідної ефективності.

Амплітуда і частота коливань короба. Амплітуда і частота коливань короба впливають на продуктивність і ефективність грохочення. Збільшення амплітуди і частоти коливань приводить до збільшення числа контактів зерен з просіюючою поверхнею, поліпшення умов самоочищення сита від зерен, що застряють в отворах, внаслідок чого збільшуються про-

дуктивність і ефективність грохочення. Однак збільшення амплітуди і частоти обмежене механічною міцністю грохота.

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

Технологічний розрахунок грохотів зводиться до визначення необхідної площі просіюючої 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 в відсотках або частках одиниці відношення маси підрешітного продукту до маси нижнього класу у вихідному матеріалі. Ефективність грохочення визначається за формулою:

$$E = \frac{(\alpha - \beta)(\vartheta - \alpha) \cdot 10^4}{\alpha(100 - \alpha)(\vartheta - \beta)} \text{ , \% ,} \qquad (4.13)$$

де $\boldsymbol{\alpha}$ - вміст нижнього класу у вихідному живленні грохота, % ; $\boldsymbol{\beta}$ - вміст нижнього класу в надрешітному продукті, % ; ϑ - вміст нижнього класу в підрешітному продукті, % .

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

4.2. ДРОБЛЕННЯ І ПОДРІБНЕННЯ

4.2.1. Характеристика процесів

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

Між дробленням і подрібненням принципового розходження не існує. 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. 4.2).

Таблиця 4.2 – 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 - 400	350 - 100	Крупне подрібнення	20 – 40	до 5	50 – 60
Середнє дроблення	400 - 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, вкра-

плення 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*, який показує у скільки разів зменшився розмір грудок (зерен) матеріалу при дробленні або подрібненні.

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

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

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

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

$$i = D_{max} / d_{max}, \tag{4.14}$$

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

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

$$i = D_{ср}/d_{ср}, \tag{4.15}$$

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

Також застосовують формули:

– для оцінки ступеня дроблення:

$$i = D_{80}/d_{80}; \tag{4.16}$$

– для оцінки ступеня подрібнення:

$$i = D_{95}/d_{95}, \tag{4.17}$$

де D_{80}, d_{80} – розмір квадратних отворів, крізь які проходить 80 % вихід-

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

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

$$i = 0{,}85B/s, \tag{4.18}$$

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

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

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

$$i = i_1 \cdot i_2 \cdot \ldots \cdot i_n. \tag{4.19}$$

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

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

$$E = Q / E^*, \text{ т/Дж}; \tag{4.20}$$

$$e = E^* / Q, \text{ Дж/т}, \tag{4.21}$$

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

4.2.2. Закони дроблення

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

– сили, що діють всередині кристалів,

– сили, що діють між окремими кристалами.

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

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

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

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

$$A = k\Delta S, \tag{4.22}$$

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

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

Площі поверхонь первинного S_1 і отриманих S_2 кубів будуть:

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

Площа нової утвореної поверхні:

$$\Delta S = S_2 - S_1 = 6D^2 (D / d - 1) = 6D^2 (i - 1), \tag{4.23}$$

де i – ступінь подрібнення.

Робота, затрачувана на подрібнювання цього зерна, буде:

$$A = A_0 \Delta S = 6 A_0 D^2 (i - 1) = k_R D^2, \tag{4.24}$$

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

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

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

$$A = k \Delta V = k_k D^3, \tag{4.25}$$

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

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

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

$$A = K_k \cdot D^3 + K_R \cdot D^2, \tag{4.26}$$

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

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

$$A = k_B \sqrt{D^2 D^3} = k_B D^{2,5}, \tag{4.27}$$

де k_B – коефіцієнт пропорційності при визначенні повної роботи.

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

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

Унаслідок складності визначення значень коефіцієнтів пропорційності рівняння законів дроблення (4.24) – (4.27) не можуть бути використані для кількісних розрахунків по визначенню величини роботи, але їх можна застосувати при якісному дослідженні процесів дроблення і подрібнення.

4.2.3. Міцнісні характеристики гірських порід і способи їх руйнування

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

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

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

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

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

гілля показники міцності на стиснення $\sigma_{ст}$, зсув $\sigma_{зс}$, розтягнення $\sigma_р$ знаходяться в такому співвідношенні: $\sigma_{ст} : \sigma_{зс} : \sigma_р = 1 : 0{,}3 : 0{,}1$.

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

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

Метод дряпання покладений в основу Шкали Мооса, яка використовується для визначення відносної твердості методом надряпування. Як еталони прийнято 10 мінералів, розташованих в порядку зростання твердості. Шкала Мооса запропонована у 1811 році німецьким мінералогом Фрідріхом Моосом.

Твердість	Мінерал	Абсолютна твердість
1	Тальк ($Mg_3Si_4O_{10}(OH)_2$)	1
2	Гіпс ($CaSO_4 \cdot 2H_2O$)	3
3	Кальцит ($CaCO_3$)	9
4	Флюорит (CaF_2)	21
5	Апатит ($Ca_5(PO_4)_3(OH^-,Cl^-,F^-)$)	48
6	Польовий шпат ($KAlSi_3O_8$)	72
7	Кварц (SiO_2)	100
8	Топаз ($Al_2SiO_4(OH^-,F^-)_2$)	200
9	Корунд (Al_2O_3)	400
10	Алмаз (С)	1500

У методах свердлування твердість визначають за показниками взаємодії свердла і породи. Поширене також визначення твердості за висотою відскоку бойка з алмазним наконечником, що скидається на поверхню гірської породи з фіксованої висоти (метод А.Ф.Шора). У сучасній практиці широко використовують методи втиснення інденторів у досліджуваний зразок. При цьому твердість визначають методами Ю.Брінелля,

С.Роквелла і ін., випробуваними в металознавстві. У гірничій справі застосовується показник твердості, що визначається за методом Л.А.Шрейнера шляхом виколювання (заглибини) лунки в шліфованій поверхні породи під дією навантаження, прикладеного до штампу з плоскою круглою основою. Чисельне значення твердості дорівнює відношенню максимальної сили, що діє на штамп у момент виколювання лунки, до площі контактної поверхні.

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

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

Тривкість гірських порід – загальне умовне поняття, яке символізує сукупність механічних властивостей гірських порід, що виявляється в різних технологічних процесах при видобутку і переробці корисних копалин. Тривкість залежить від твердості, в’язкості, крихкості, пружних властивостей, мінералогічного складу і структури. Тривкість зростає зі збільшенням сил зв'язку між частинками і окремостями гірських порід та вмісту міцних мінералів у породі і знижується, як правило, при зволоженні. За М.М.Протодьяконовим, виділено 10 категорій тривкості (табл. 4.3).

Метод експериментального визначення коефіцієнта тривкості (*f*), запропонований М.М.Протодьяконовим, оснований на відносній оцінці роботи, затраченої на дроблення гірської породи вантажем масою 2,4 кг, що вільно падає з висоти 0,6 м. Коефіцієнт тривкості f визначають у залежності від межі міцності на стиск $\sigma_{ст}$:

$$f = 0{,}01\sigma_{ст}. \qquad (4.28)$$

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

Таблиця 4.3 – Класифікація тривкості гірських порід (за М.М.Протодьяконовим)

Категорія	Ступінь тривкості породи	Гірські породи	$K_{тр}$
I	Найвищий	Кварцити, базальти та ін. винятково міцні породи	20
II	Дуже тривкі породи	Ґраніт, кварцові порфіри, кременистий сланець, пісковики та вапняки підвищеної міцності, деякі кварцити	15
III	Тривкі породи	Ґраніти та ґранітні породи, пісковики і вапняки, міцні мінерали залізних руд	10
III-а	Тривкі породи	Вапняки, деякі ґраніти (неміцні), пісковики, мармур, доломіт, колчедани	8
IV	Досить тривкі породи	Звичайний пісковик, залізисті руди	6
IV-а	Досить тривкі породи	Піскуваті сланці, сланцеві пісковики	5
V	Породи середньої тривкості	Міцний глинистий сланець, неміцні різновиди пісковика і вапняку, м’який конґломерат	4
V-а	Те саме	Різноманітні неміцні сланці, щільний мергель	3
VI	Досить м’які породи	М’який сланець, дуже м’який вапняк, крейда, кам’яна сіль, ґіпс, мерзлий ґрунт, антрацит, звичайний мергель, зруйнований пісковик, кам’янистий ґрунт	2
VI-а	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-а	М’які породи	Легка піскова глина, лес, ґравій	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

Процес дроблення і подрібнення гірської породи починається з її руйнування по дислокаціях, тріщинах і найбільш слабких місцях. Машини для дроблення і подрібнення забезпечують необхідні для руйнування грудок корисної копалини зусилля (рис. 4.17), основні з яких – роздавлюван-

ня, розколювання, стирання і удар (злам і зрізання мають в процесі руйнування підлегле значення):

– *роздавлювання* (рис. 4.17 *а*) – руйнування грудки в результаті стиснення між двома подрібнюючими поверхнями. При дробленні роздавлюванням утворюється велика кількість дрібних зерен, особливо при дробленні крихких корисних копалин. Цей спосіб застосовується, якщо при дробленні корисної копалини допускається підвищений вихід дріб'язку;

– *розколювання* (рис. 4.17 *б*) – руйнування грудки в результаті її розклинювання між вістрями подрібнюючих поверхонь. Розколювання характеризується мінімальним утворенням дріб'язку, тому застосовується у тих випадках, коли переподрібнення небажане (напр., при підготовці вугілля до збагачення);

– *злам* (рис. 4.17 *в*) – руйнування грудки в результаті її вигину; виявляється при ребристій формі подрібнюючих поверхонь; має підлегле значення;

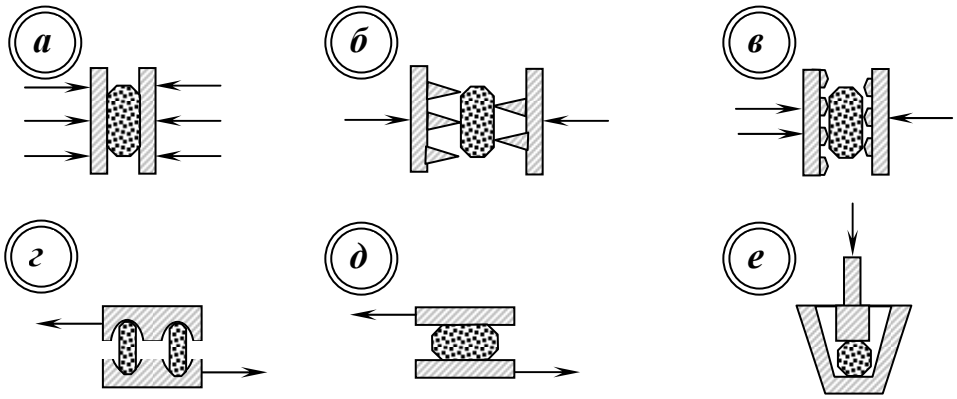


Рис. 4.17 – Способи дроблення корисних копалин:
а – роздавлювання; *б* – розколювання; *в* – злам; *г* – зрізання; *д* – стирання; *е* – удар**.**

– *зрізання* (рис. 4.17*г*) – руйнування грудки в результаті створюваних при дробленні напругах зрушення (зсуву); має також підлегле значення;

– *стирання* (рис. 4.17 *д*) – руйнування грудки в результаті впливу двох подрібнюючих поверхонь, які зміщаються одна відносно одної. Стирання характеризується утворенням великої кількості тонких класів, тому широко використовується в пробообробних машинах;

– *удар* (рис. 4.17 *е*) – руйнування грудки в результаті впливу короткочасних динамічних навантажень. Дроблення ударом приводить насамперед до руйнування по тріщинах, поверхнях зіткнення, дислокаціях зерен окремих компонентів. Цей спосіб знаходить застосування при дробленні промпродуктів і тонкому подрібненні корисних копалин.

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

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

4.2.4. Дробарки

Процеси дроблення і подрібнення застосовують головним чином для підготовки корисної копалини до подальшого збагачення. Основна мета цих процесів – доведення розмірів грудок корисної копалини до кінцевої крупності, обумовленої вкрапленням корисних мінералів і необхідною повнотою їхнього розкриття.

З міркувань конструктивного характеру, а також унаслідок небажаності переподрібнення, на збагачувальних фабриках застосовуються дробарки, які працюють головним чином роздавлюванням і ударом при додаткових стираючих і згинаючих діяннях на матеріал, який надходить на дроблення.

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

У млинах подрібнюючі деталі (помольні тіла) в процесі роботи стикаються. На відміну від них, між робочими органами дробарок завжди є зазор, заповнений матеріалом, який дробиться.

Щокові дробарки

Щокові дробарки (ЩДП, ЩДС) установлюють переважно на збагачувальних фабриках невеликої продуктивності. Вони в порівнянні з конусними дробарками більш пристосовані для дроблення глинистих і вологих руд, займають менше місця по висоті, простіші конструктивно, але менш пристосовані для дроблення матеріалів пластинчастої форми.

Щокові дробарки працюють за принципом роздавлювання і частково згину між двома щоками, з яких одна – нерухома, а інша – рухома. Щокові дробарки розділяються на два кінематичних класи: із простим рухом щоки – ЩДП (рис. 4.18 ***а***) і складним – ЩДС (рис. 4.18 ***б***).

У дробарку з простим рухом щоки (рис. **4.18** ***а***) вихідний матеріал завантажується зверху в робочий простір між рухомою ***1*** і нерухомою 2 щоками. При обертанні ексцентрикового вала ***6*** шатун ***4*** рухається у вертикальному напрямку, його рух через розпірні плити ***3*** передається рухомій щоці ***2***. Таким чином, рух шатуна вгору супроводжується наближенням рухомої щоки до нерухомої і дробленням матеріалу. При русі шатуна

униз рухома щока відходить від нерухомої, у цей час здійснюється розвантаження дробленого продукту під дробарку.

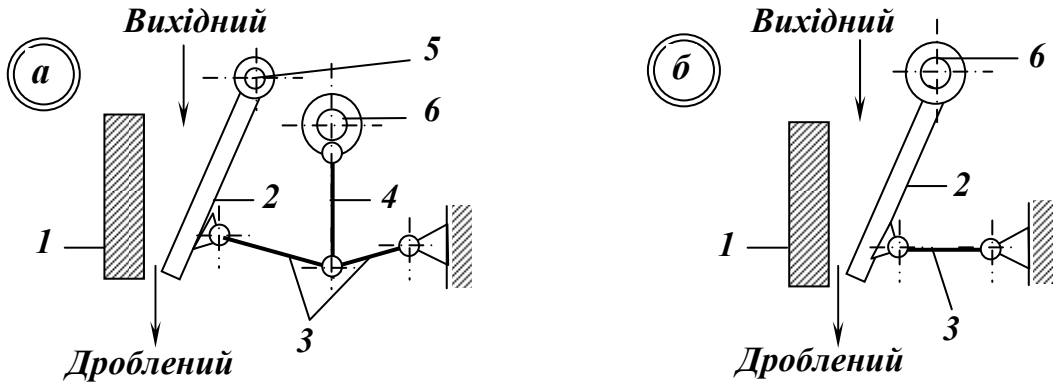


Рис. 4.18 – Схеми щокових дробарок:
а – з простим рухом щоки, *б* – зі складним рухом щоки.
1 – нерухома щока; 2 – рухома щока; 3 – розпірні плити; 4 – шатун; 5 – вісь;
6 – ексцентриковий вал.

В дробарках зі складним рухом (рис. 4.18 ***б***) рухома щока ***2*** підвішена безпосередньо на ексцентриковий вал ***6***. Внаслідок цього всі точки поверхні рухомої щоки описують овальні траєкторії, тому матеріал піддається не тільки роздавлюванню, але й стиранню.

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

На збагачувальних фабриках для крупного дроблення корисних копалин широко застосовуються *щокові дробарки з простим рухом щоки* (рис. 4.19). Корпус дробарки з простим рухом щоки складається з передньої стінки ***1*** (нерухома щока), задньої ***8*** та двох бокових ***15*** стінок. Рухома щока ***3*** підвішена на осі ***4***, яка обпирається на два підшипники. Робочий простір дробарки між внутрішніми поверхнями бокових стінок і щік (рухомої і нерухомої) футерований змінними плитами ***2*** зі сталі з високим вмістом марганцю.

На ексцентриковому заточенні вала ***6***, що спирається на корінні підшипники, надягнута головка шатуна *7*, яка при обертанні вала отримує зворотно-поступальний рух у вертикальному напрямку. В гніздах шатуна знаходяться вкладиші ***13***, в які вільно уставлені кінці розпірних плит ***11*** і ***14***. Другий кінець передньої розпірної плити вставлений у вкладиш ***16*** в гнізді рухомої щоки, а задньої розпірної плити – у вкладиш в гнізді упорної деталі ***10***. Зусилля дроблення в щоковій дробарці передається через розпірні плити. Тому вкладиші, в які входять кінці плит, а також кінці плит робляться з матеріалу великої твердості для протистояння великим навантаженням та зносу. Міцність розпірних плит також використовуєть-

ся для запобігання поломок дробарок при потраплянні в їхній робочий простір предметів, що не дробляться (напр., металевих). Розпірні плити виготовлюють з чавуну, їхні перетини ослаблюють отворами і розраховують тільки на нормальні дробильні зусилля. При поломці однієї з розпірних плит коливання щоки припиняються, дробарка зупиняється і аварії вдається запобігти.

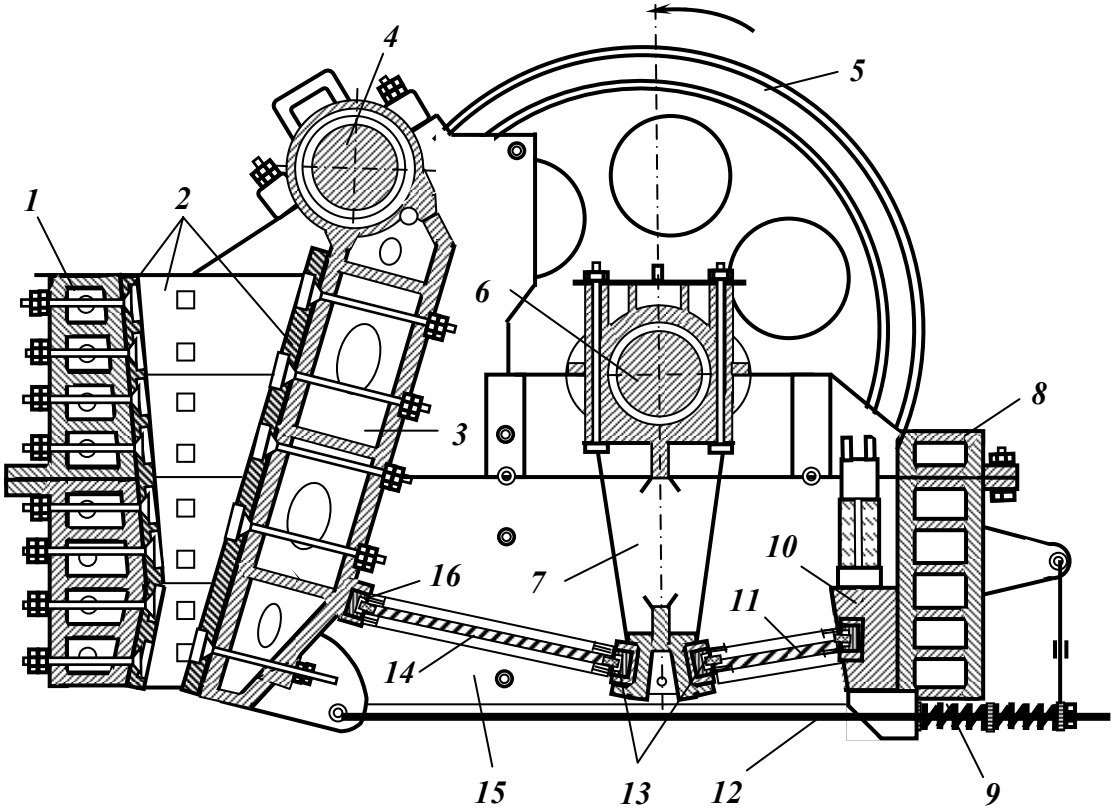


Рис. 4.19 – Щокова дробарка з простим рухом щоки типу ЩДП.
1 – передня стінка; 2 – змінні футерувальні плити; 3 – рухома щока; 4 – вісь; 5 – маховик; 6 – ексцентрикове заточення валу; 7 – шатун; 8 – задня стінка; 9 – пружина; 10 – упорна деталь; 11, 14 – розпірні плити; 12 – тяга; 13, 16 – вкладиші; 15 – бокові стінки.

Задню розпірну плиту іноді роблять клепаною з двох частин (рис. 4.20). При небезпечних навантаженнях заклепки зрізуються – дробарка зупиняється.

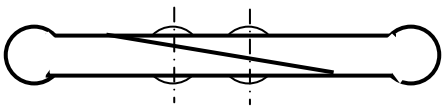


Рис. 4.20 – Розпірна плита.

При русі шатуна угору кут між розпірними плитами збільшується і рухома щока наближається до нерухомої (робочий хід). У цей момент відбувається дроблення матеріалу роздавлюванням, а також частково за допомогою згину і зсуву. Останні види деформації обумовлені тим, що футерувальні плити мають ребристу або хвилясту поверхню, при цьому ви-

ступи на плиті рухомої щоки розташовані проти впадин нерухомої щоки (рис. 4.21). Бокові стінки футеруються гладкими плитами.

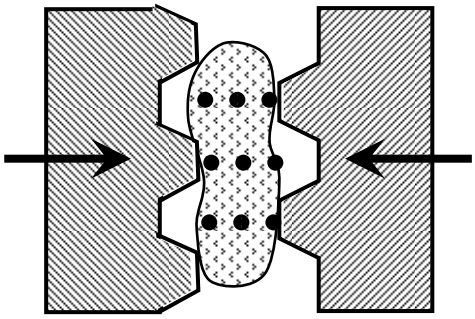


Рис. 4.21 – Схема руйнування грудки при ребристій поверхні футерувальних плит.

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

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

Зміна ширини розвантажувального отвору щокових дробарок провадиться регулювальними клинами або зміною розпірних плит.

На відміну від дробарок з простим рухом щоки в *дробарках зі складним рухом щоки* (рис. 4.22) рухома щока підвішена безпосередньо на ексцентрик вала і внизу спирається на одну розпірну плиту, яка вставлена у вкладиші в гніздах на щоці і регулювальному клині.

Нерухома щока ***1*** є частиною станини дробарки, рухома щока ***13*** за допомогою рухомого підшипника підвішена на ексцентриковому валу ***2***. Внутрішня поверхня робочого простору дробарки футерується змінними плитами ***14*** і ***15***. Розпірна плита ***11*** одним кінцем спирається на вкладиш ***12*** рухомої щоки, а другим у вкладиш ***9*** упора ***8***. Між упором і станиною дробарки розташований клин *7* закріплений на двох гвинтах ***5***. Зміною положення клина *7* в вертикальній площині регулюється ширина розвантажувальної щілини дробарки. Необхідний контакт між рухомою щокою і розпірною плитою забезпечується тягою ***10*** з пружиною ***6***, натяг якої регулюється гайкою. Ексцентриковий вал ***2***, що змонтований в корінних підшипниках ***3*** корпуса, отримує рух від електродвигуна через клиноремінну передачу і шків ***4***.

Рухома щока при роботі поперемінно то приближається до нерухомої щоки, то віддаляється від неї, крім того, одночасно рухома щока здійснює рух поздовж нерухомої щоки. Таким чином, траєкторія руху точок рухомої щоки являє собою овал. Тому в цій дробарці руйнування грудок здійснюється роздавлюванням та стиранням. При такому характері руху щоки холостий хід складає не половину оберту, а тільки 1/5.

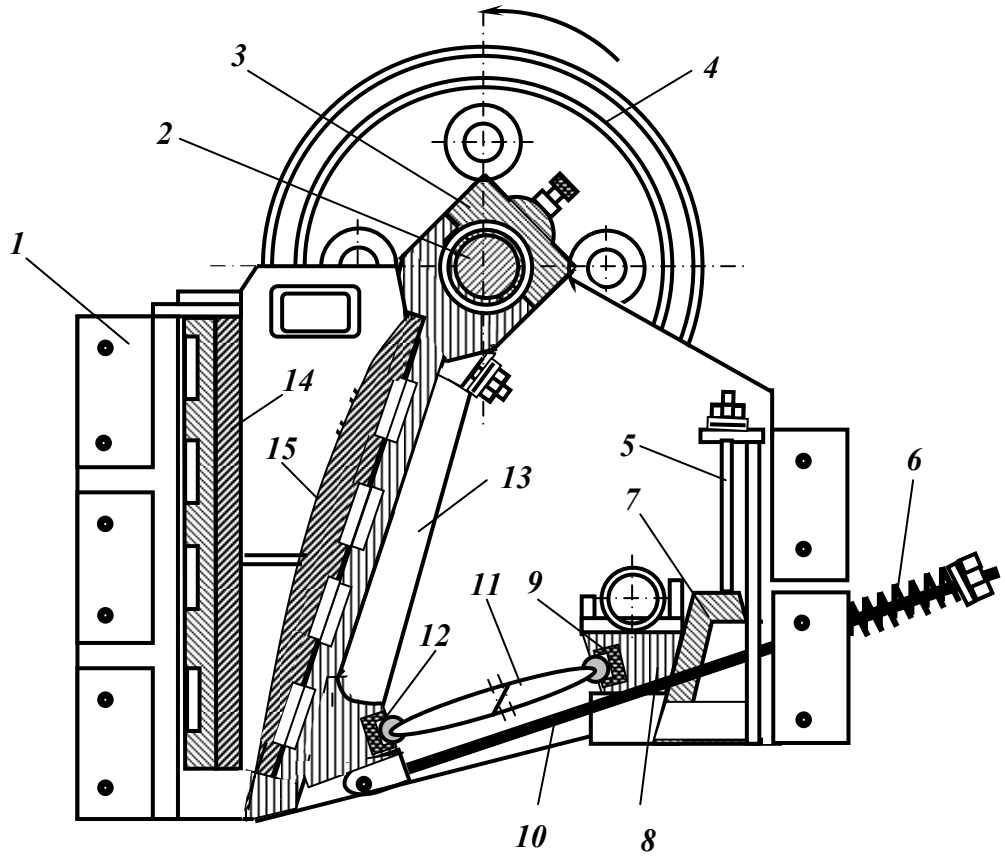


Рис. 4.22 – Щокова дробарка зі складним рухом щоки типу ЩДС.
1 – нерухома щока; 2 – ексцентриковий вал; 3 – корінні підшипники; 4 – шків; 5 – гвинт; 6 – пружина; 7 – клин; 8 – упор; 9, 12 – вкладиші; 10 – тяга; 11 – розпірні плити; 13 – рухома щока; 14, 15 – змінні футерувальні плити.

Щокові дробарки зі складним рухом щоки застосовуються для середнього та дрібного дроблення твердих і в'язких порід. Вони характеризуються більш високою продуктивністю і меншою витратою електроенергії ніж дробарки з простим рухом. Але конструктивним недоліком дробарок зі складним рухом щоки є те, що зусилля майже повністю передаються на ексцентриковий вал, а це утруднює створення дробарок великих розмірів. Крім того, специфічна траєкторія руху щоки приводить до підвищеного зносу футеровки за рахунок стирання.

Технологічні характеристики щокових дробарок.

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

Кутом захоплення називається кут між нерухомою і рухомою щоками (при зближених щоках). Величина кута захоплення змінюється при регулюванні розвантажувальної щілини дробарки. Зменшення ширини розвантажувальної щілини супроводжується збільшенням кута захоплення і

відповідно збільшенням ступеня дроблення та зменшення продуктивності дробарки. Збільшення ширини розвантажувальної щілини проводить до протилежних результатів.

Практично кут захоплення звичайно не перевищує 24^o. Однак, при роботі дробарок трапляються викиди грудок матеріалу угору, що пояснюється можливістю такого розташування грудок у робочому просторі, коли для окремих з них кут захоплення більше подвійного кута тертя ($\alpha > 2\varphi$).

Оптимальна частота обертання вала дробарки n (хв$^{-1}$) визначається з припущення, що при відході рухомої щоки грудки матеріалу, вільно розвантажуються під дією сили ваги. Оптимальна частота обертання колінчатого вала відповідає максимальній продуктивності дробарки, тому вона називається найвигіднішою. При куті захоплення $\alpha = 22^o$ найвигідніша частота обертання колінчатого вала щокової дробарки визначається за формулою:

$$n = 42e^{-0,5}, \text{ хв}^{-1}. \qquad (4.29)$$

де e – довжина ходу рухомої щоки біля розвантажувального отвору, м.

Продуктивність дробарки розраховують по об'єму дробленого продукту, що випадає за один оборот вала дробарки, яка працює з найвигіднішою частотою.

Як правило, продуктивність щокових дробарок визначають з використанням емпіричних формул, даних каталогів та експериментально.

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

$$Q = Q_K k_{др} k_\delta k_d, \text{ т/год}, \qquad (4.30)$$

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

Якщо дробарка працює в замкненому циклі, то її продуктивність на 30 – 40 % вища, ніж у відкритому.

Вибір щокової дробарки визначається продуктивністю при заданій ширині розвантажувальної щілини і розміром максимальної грудки у вихідному матеріалі D_{max}. Ширина завантажувального отвору дробарки повинна бути на 15 – 20 % більше розміру максимальної грудки вихідного матеріалу. Продуктивність дробарки приймають за даними заводів, що їх виготовляють, але з введенням поправки на насипну густину матеріалу.

Потужність електродвигуна щокової дробарки визначається за емпіричною формулою:

$$N = cLB, \text{ кВт}, \qquad (4.31)$$

де L і B – довжина і ширина завантажувального отвору дробарки, см; c – коефіцієнт, що приймається залежно від розмірів завантажувального отвору ($c= 0,016 – 0,033$).

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

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

Конусні дробарки

Конусні дробарки (ККД, КСД, КМД) встановлюють на збагачувальних фабриках великої продуктивності. Основне подрібнююче зусилля в конусних дробарках – роздавлювання, але має місце і розлам грудок при вигині, що виникає, коли грудка затиснута між увігнутою поверхнею чаші і опуклою поверхнею рухомого конуса. Конусні дробарки за призначенням поділяють на дробарки для крупного дроблення – ККД, середнього дроблення – КСД і дрібного дроблення – КМД.

Конусні дробарки крупного дроблення встановлюють на збагачувальних фабриках великої продуктивності. Для крупного дроблення руд застосовуються конусні дробарки з підвісним валом і розвантаженням під дробарку (рис. 4.23).

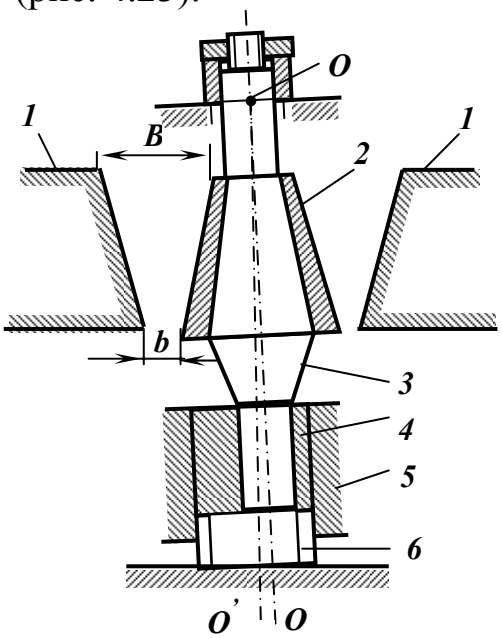


Рис. 4.23 – Принципова схема конусної дробарки крупного дроблення.
B – розмір завантажувального отвору;
b – ширина кільцевої розвантажувальної щілини.
1 – нерухома конусна чаша;
2 – рухомий дробильний конус;
3 – вал; 4 – ексцентриковий стакан;
5 – підшипник; 6 - підп’ятник.

Дроблення матеріалу відбувається у кільцевому робочому просторі між зовнішньою нерухомою конічною чашею ***1*** і рухомим дробильним

конусом ***2***, який жорстко закріплений на валу ***3***. Верхній кінець валу шарнірно підвішений у точці O, а нижній – вільно вставлений в ексцентриковий стакан ***4***. Вісь $O - O'$ валу ***3*** нахилена до осі симетрії $O - O$ корпусу дробарки. Ексцентриковий стакан обертається в центральному вертикальному підшипнику ***5*** корпуса дробарки і підтримується підп'ятником ***6***. При обертанні ексцентрикового стакану навколо осі дробарки $O - O$ вісь валу ***3*** описує конічну поверхню з вершиною у точці O. При цьому рухомий конус виконує круговий рух усередині нерухомої конусної чаші і послідовно наближається до її стінок з однієї сторони і віддаляється від стінок протилежної сторони (рис. 4.24).

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

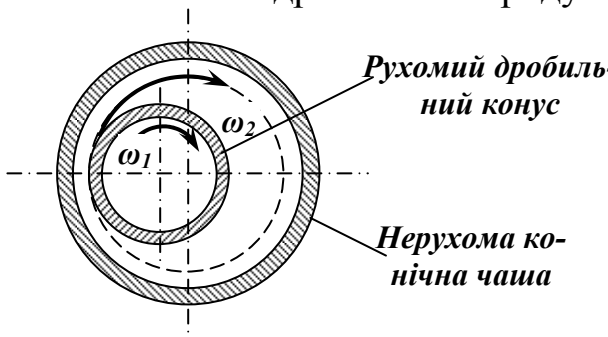


Рис. 4.24 – Напрямок обертання рухомого конусу:
ω_1 –навколо осі $O - O$;
ω_2 –навколо осі $O - O'$.

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

Конструкція конусної дробарки крупного дроблення з підвісним валом, розвантаженням під дробарку і гідравлічним регулюванням випускної щілини наведена на рис. 4.25. Робочі поверхні нерухомої чаші ***1*** і дробильного конуса ***2*** вкриті футерувальними плитами з марганцевистої сталі.

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

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

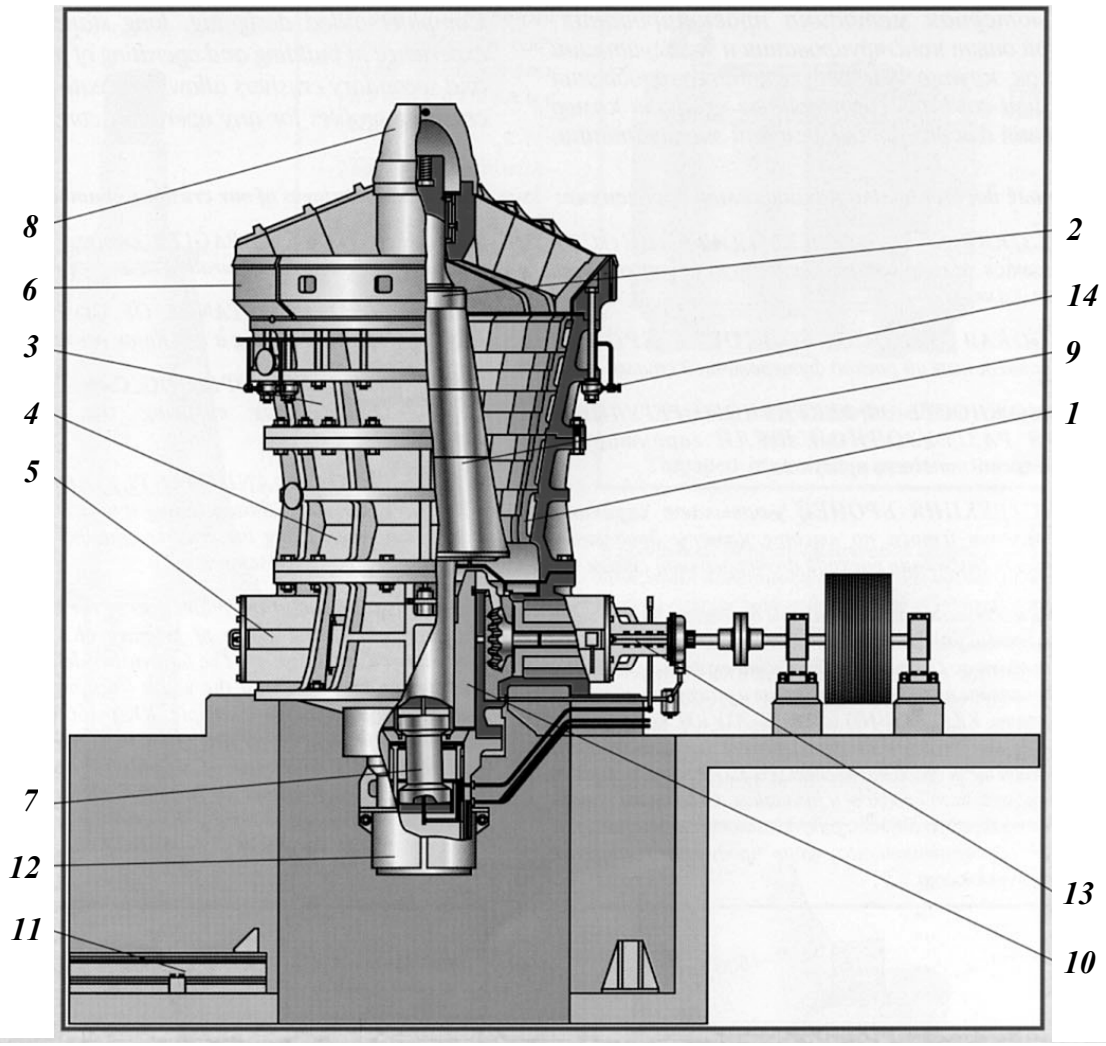


Рис. 4.25 – Конусна дробарка з гідравлічним регулюванням вихідної щілини типу ККД.

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

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

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

Регулювання випускної щілини дробарки здійснюється підйомом або опусканням дробильного конуса у результаті зміни рівня масла в циліндрі під плунжером ***12***.

На ряді збагачувальних фабрик застосовують чотиристадіальні схеми дроблення. Перша стадія крупного дроблення може здійснюватись у конусних дробарках з підвішеним валом або у щокових, а друга – у конусних редукційних дробарках типу КРД з гідравлічним регулюванням ширини вихідного отвору (гідравлічним домкратом). Конструктивно конусні редукційні дробарки схожі на дробарки крупного дроблення з підвішеним валом, але для отримання більш однорідного за крупністю дробленого продукту і зменшення забивання дробарки рудою профіль футеровки в зоні розвантаження роблять криволінійним (рис. 4.26), однак довжина цієї зони для цих дробарок невелика.

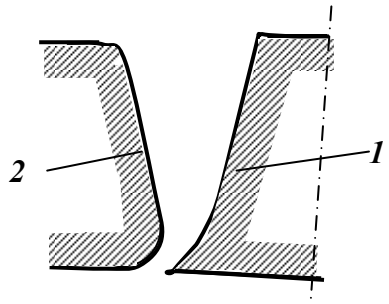


Рис. 4.26 – Криволінійний профіль футеровок конусних дробарок крупного дроблення.
1 – дробильний конус; 2 – нерухома конічна чаша.

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

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

Конструктивно і за принципом дії конусні дробарки середнього і дрібного дроблення практично мало відрізняються від конусних дробарок крупного дроблення. Їх основна конструктивна відмінність полягає у способі установки головного вала: у конусних дробарок крупного дроблення головний вал підвішується до траверси, а у конусних дробарок середнього і дрібного дроблення – спирається на сферичний підшипник.

Характерною особливістю конусних дробарок середнього і дрібного дроблення є великий нахил твірних дробильного конуса. Тому при наближенні дробильного конуса до нерухомої конічної чаші біля вихідної щіли-

ни утворюється паралельна зона, тобто частина робочого простору, де конічні поверхні паралельні.

Конусна дробарка середнього або дрібного дроблення (рис. 4.27) складається зі станини ***2*** з циліндричним стаканом ***1*** у центрі. Усередині циліндричного стакана встановлений ексцентриковий стакан ***12***. Зверху на пружинах ***3*** встановлена конічна чаша ***4***, всередині якої розташований дробильний конус ***5***, що спирається на сферичний підшипник *7*. Головний вал ***8*** нижнім кінцем входить у гніздо ексцентрикового стакана і при його обертанні робить кругові рухи усередині чаші ***4***. Ексцентриковий стакан ***12*** отримує обертальний рух від електродвигуна через муфту ***9***, приводний вал ***10*** і конічні шестерні ***11***.

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

Розмір дробарок КСД і КМД характеризується діаметром основи рухомого конуса *D*. Конусні дробарки середнього і дрібного дроблення відрізняються довжиною паралельної зони: у дробарок дрібного дроблення вона дорівнює 1/6 діаметра рухомого конуса, а у дробарок середнього дроблення – тільки 1/10 ÷ 1/12.

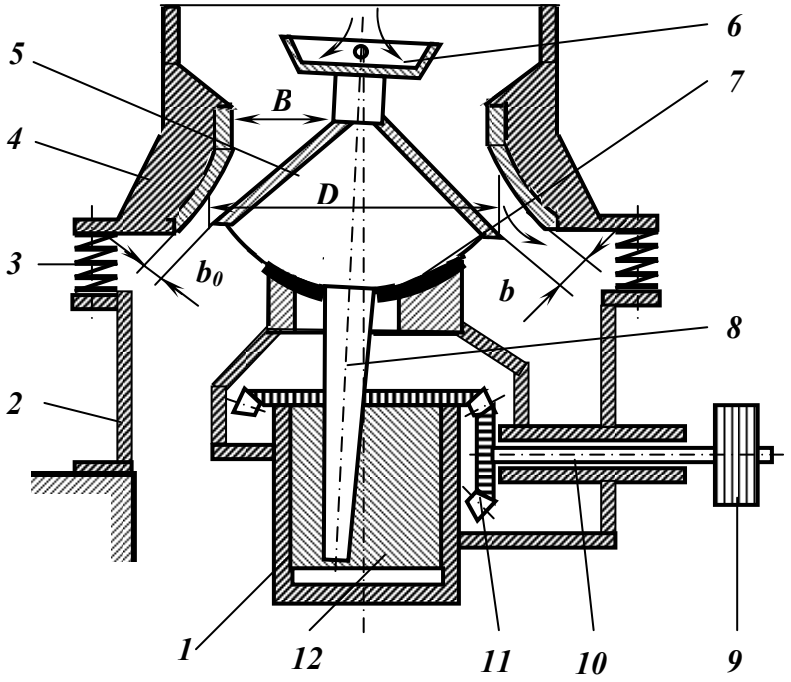


Рис. 4.27 – Схема конусної дробарки середнього і дрібного дроблення.
1 – циліндричний стакан; 2 – станина; 3 – пружини; 5 – дробильний конус; 6 – розподільна тарілка; 7 – сферичний підшипник; 8 – головний вал; 9 – муфта; 10 – привідний вал; 12 – ексцентриковий стакан.

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

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

Конструкції дробарок КСД і КМД подібні, тому нижче розглянуто тільки дробарки КМД-2200Т (рис. 4.28).

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

В масивну циліндричну втулку ***13*** запресована тонкостінна конусна бронзова втулка ***12***. Усередині втулки ***12*** обертається ексцентриковий стакан ***14***, який спирається на диски ***15*** плоского підп'ятника. Нижня частина головного вала входить у виїмку стакана ***14***, який отримує обертальний момент від електродвигуна через зубчату пару ***22*** і ***23***, приводний вал ***25*** і еластичну муфту ***24***. Нерухомий конус ***6*** (з футеровкою) кріпиться до регулювального кільця ***4***, яке, у свою чергу, з'єднується з трапецевидною різьбою з опорним кільцем ***5***, що лежить на верхньому фланці станини ***11***. Ширина розвантажувального отвору регулюється переміщенням кільця ***4*** (за допомогою пристроїв ***2*** і ***3***) по висоті.

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

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

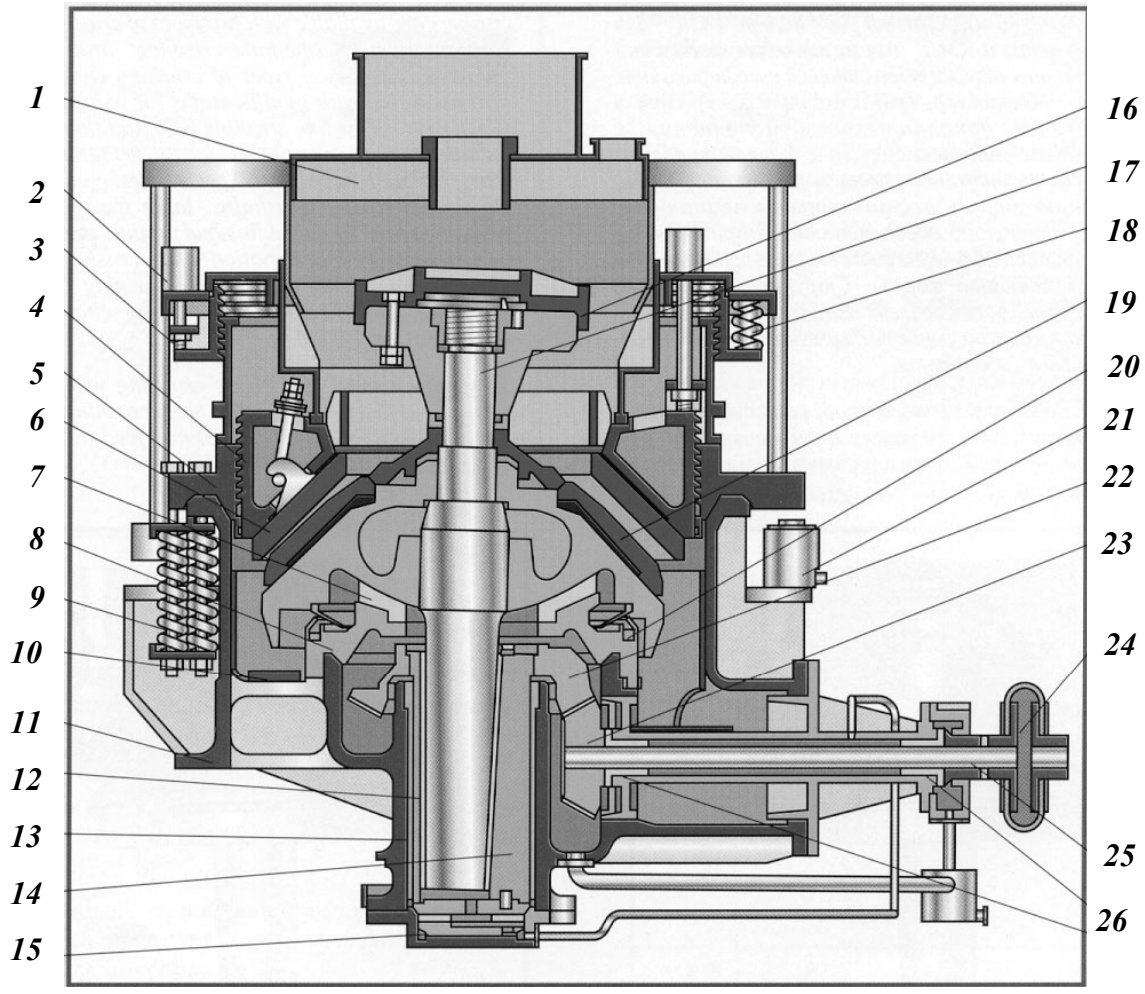


Рис. 4.28 – Конусна дробарка типу КМД-2200Т.
1 – завантажувальний пристрій; 2, 3 – пристрої фіксації і розфіксації регулювального кільця; 4 – регулювальне кільце; 5 – опорне кільце; 6 – нерухомий конус (з футеровкою); 7 – сферичний підп'ятник (опирач); 8 – опорна чаша; 9 – пружинна система; 10 – броня ребра жорсткості; 11 – станина; 12 – конусна втулка ексцентрика; 13 – циліндрична втулка; 14 – ексцентриковий стакан; 15 – диски підп'ятника; 16 – розподільна тарілка; 17 – дробильний конус; 18 – пружини фіксації; 19 – футеровка конуса; 20 – гідрозатвор; 21 – гідросистема розвантаження тіл, що не дробляться; 22, 23 – конічні зубчаті шестерні приводу; 24 – еластична муфта; 25 – привідний вал; 26 – втулки приводного вала.

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

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

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

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

Головна відміна дробарки «Жиродиск» від конусних дробарок полягає у конфігурації камери дроблення: пологий конус-диск і камера, в якій дроблення відбувається в самій масі матеріалу (рис. 4.29). Конус-диск має високу частоту коливань, тому у дробарці руйнування матеріалу відбувається швидким натисканням – ударом і стиранням у багатошаровій масі зерен.

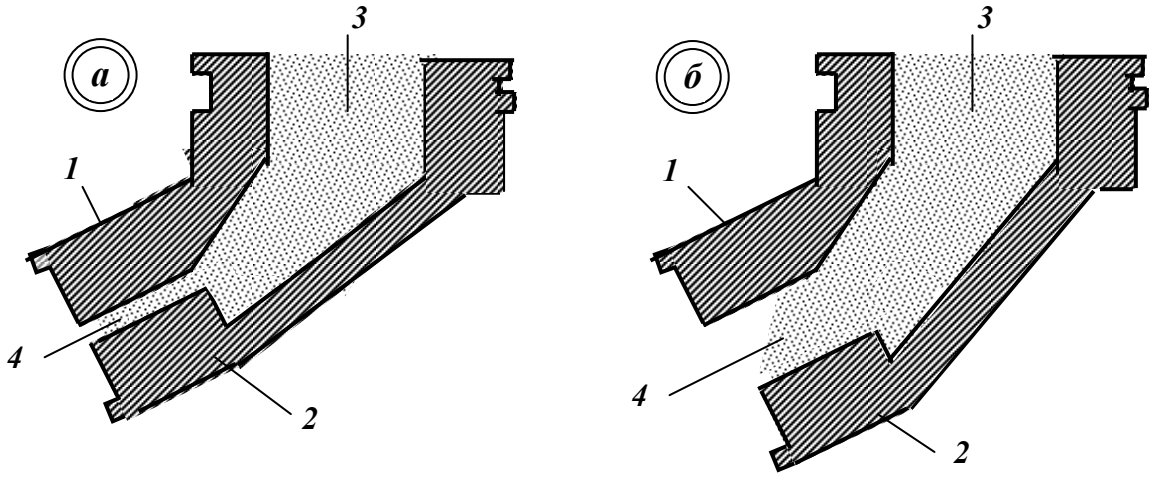


Рис. 4.29 – Схема процесу в камері дроблення дробарки «Жиродиск».
а – чаша і конус-диск зближені – матеріал дробиться;
б – вихідна щілина розкрита – матеріал розвантажується;
1 – футеровка чаші; 2 – футеровка конуса-диска; 3 – камера дроблення**;**
4 – паралельна зона дробарки.

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

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

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

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

– у два рази підвищити число коливань конуса;

– суттєво збільшити дробильне зусилля;

– забезпечити високу ступінь дроблення;

– застосувати ефективну систему віброізоляції;

– виключити перевантаження привода і поломки деталей при потраплянні металу.

Конусна інерційна дробарка (рис. 4.30) складається зі станини ***1***, у середині якої розташований дробильний конус ***2***, що спирається на сферичний підп'ятник ***4***. Інерційний круговий рух конус ***2*** отримує від двох віброзбуджувачів ***3***, що розташовані на кінцях горизонтального коромисла ***5***, вісь якого зв'язана з валом ***11*** конуса ***2*** за допомогою сферичного шарніру ***6***. Віброзбуджувачі працюють синхронно. Обертання дебалансам передається через карданні вали ***8*** від двох електродвигунів ***10***, які встановлені на опорній рамі ***9***. Станина спирається на фундамент через пружинні амортизатори *7*.

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

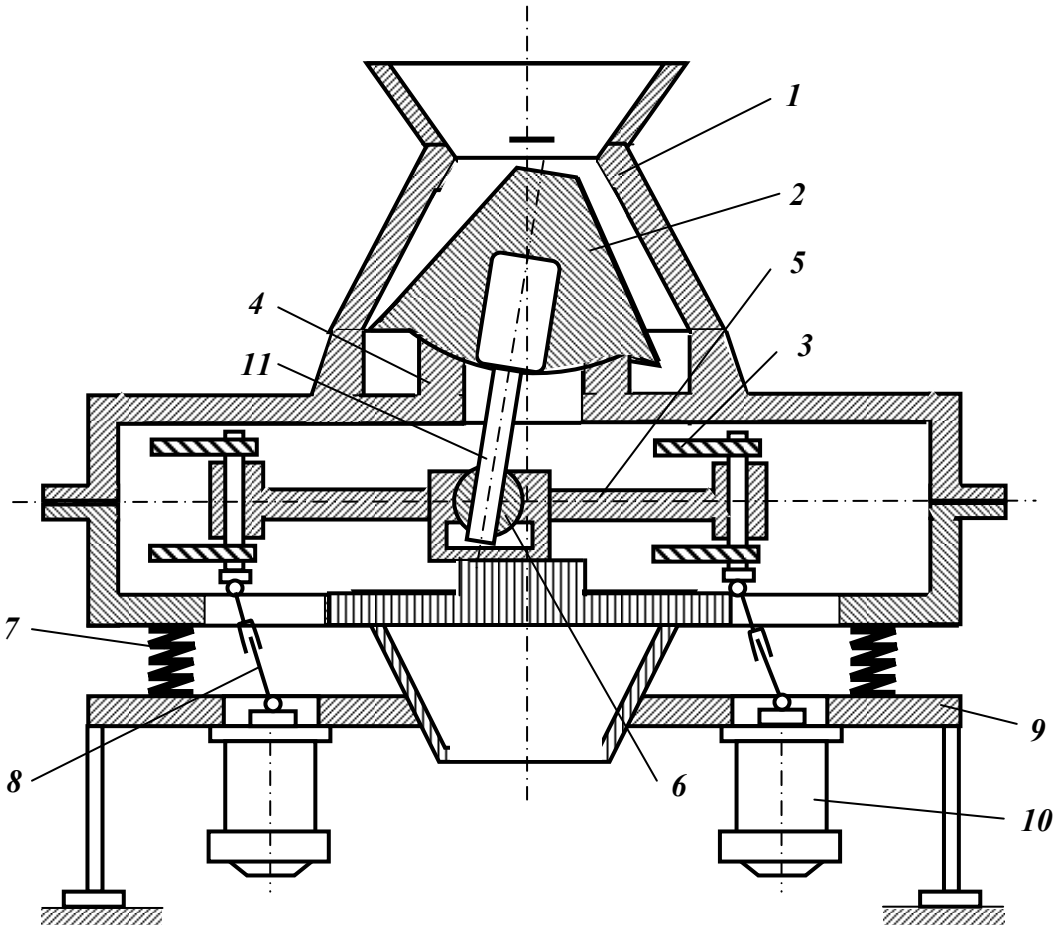


Рис. 4.30 – Схема конусної інерційної дробарки типу КІД.
1 – станина; 2 – дробильний конус; 3 – дебалансні віброзбуджувачі; 4 – сферичний підп'ятник; 5 – коромисло; 6 – сферичний шарнір; 7 – пружинні амортизатори; 8 – карданні вали; 9 – опорна рама; 10 – електродвигуни; 11 – вал конуса.

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

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

Технологічні характеристики конусних дробарок.

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

Кутом захоплення конусних дробарок називається кут між твірними внутрішньої поверхні нерухомої конічної чаші і зовнішньою поверхнею дробильного конуса у верхній частині робочого простору в момент їхнього найбільшого зближення.

Умови рівноваги грудки матеріалу у камері дроблення конусної дробарки аналогічні умовам рівноваги грудки матеріалу в щоковій дробарці, що дозволяє поширити висновки, які були зроблені для щокових дробарок, також і на конусні дробарки. Таким чином, кут захоплення конусних дробарок крупного дроблення не повинен перевищувати подвійний кут тертя. Практично кут захоплення конусних дробарок крупного дроблення α складає від 24 до 28°, конусних дробарок середнього і дрібного дроблення складає у середньому 18°.

Оптимальна частота обертання ексцентрикового стакана n (хв$^{-1}$), при якій досягається максимальна продуктивність дробарки, може бути визначена, за формулою:

$$n = 240/\sqrt{2B+1}\text{, хв}^{-1}. \qquad (4.32)$$

де B – ширина завантажувального отвору дробарки.

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

Продуктивність конусних дробарок так, як і щокових, визначають з використанням емпіричних формул, даних каталогів та експериментально.

Продуктивність щокових дробарок звичайно визначають за даними каталогів з урахуванням поправок на дробильність ($k_{др}$), насипну густину (k_{δ}) і крупність матеріалу, що дробиться, *(*k_d*)* (див. формулу (4.30)).

Якщо дробарка працює в замкненому циклі, то її продуктивність на 30 – 40 % вища, ніж у відкритому.

Потужність електродвигуна конусних дробарок визначається за емпіричними формулами:

– для конусних дробарок крупного дроблення:

$$N = 36D^2rn, \text{ кВт;} \qquad (4.33)$$

– для конусних дробарок середнього і дрібного дроблення:

$$N = 0{,}2D^2n, \text{ кВт,} \qquad (4.34)$$

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

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

Кут відхилення осі конуса від осі дробарки (кут прецесії) у дробарок КСД і КМД складає 1,5 ÷ 2,5°. Великий хід конуса обумовлює велике за-

крупнення дробленого продукту (відношення розміру максимальної грудки у дробленому продукті до розміру розвантажувальної щілини у фазі зближення конусів). Закрупнення дробарок типу КСД складає 2,3 ÷ 3,0, для дробарок типу КМД – 3,0 ÷ 4,0.

Ступінь дроблення конусних дробарок крупного дроблення може досягати 8, але звичайно вони працюють при ступенях дроблення від 3 до 4.

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

Конусні дробарки крупного дроблення великих розмірів можуть працювати «під завалом». Дроблений продукт конусних дробарок крупного дроблення містить значну кількість надлишкових зерен, що залежить від фізичних властивостей руди, стану футерувальних плит дробарки та ін.

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

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

Дробарки вибирають по ширині завантажувального отвору при заданій ширині вихідної щілини.

Валкові дробарки

Валкові дробарки виготовляються з гладкими – ДГ, рифленими ДР і ДГР і зубчатими валками – ДДЗ (рис. 4.31).

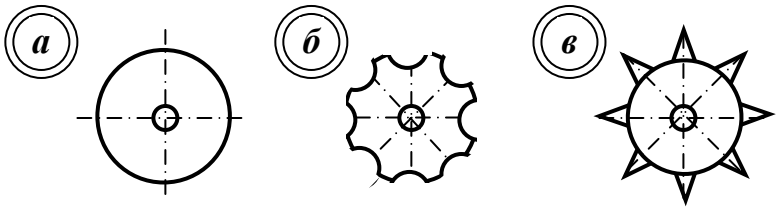


Рис. 4.31 – Форма валків.
а – гладка; *б* – рифлена;
в – зубчаста.

Схема валкової дробарки наведена на рис. 4.32.

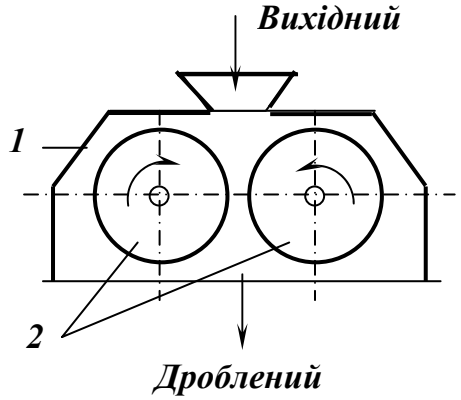


Рис. 4.32 – Схема валкової дробарки.
1 – корпус; 2 – валки.

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

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

Валкові дробарки з зубчатими валками працюють за принципом розколювання вихідного матеріалу при затягуванні його між валками. При завантаженні матеріалу у дробарку необхідно забезпечити рівномірну його подачу по всій довжині валків (для того, щоб працювала уся поверхня валків). Ці дробарки призначені для крупного і середнього дроблення м'яких і крихких порід (вугілля, антрацитів і сланців) при необхідності одержати грудковий дроблений продукт із невеликим вмістом дріб'язку. Процес дроблення в дробарках із зубчатими валками здійснюється при меншому переподрібненні та витраті енергії, ніж у щокових і конусних дробарках.

Валкові дробарки з гладкими валками (ДГ) частіше за все випускаються двовалковими (рис. 4.33). Станина ***1*** дробарки являє собою чотирикутну рамну конструкцію зварну або литу. Дробильний валок ***2*** насаджений на вал ***3***, обертається у підшипниках ***4*** нерухомо закріплених на станині. Другий дробильний валок ***5*** насаджений на вал ***6***, обертається у підшипниках *7*, які можуть переміщатись вздовж станини по напрямним ***8***. Вали ***3*** і ***6*** з дробильними валками ***2*** і ***5*** обертаються назустріч один одному і отримують обертання від електродвигуна через редуктор і карданні вали (на рис. не показані). Дробильні валки виготовляють з чавуну і футерують по зовнішній поверхні бандажами з високомарганцевистої або вуглецевої сталі.

Положення рухомих підшипників фіксується за допомогою тяг ***11***, прокладок ***12***, пружин ***13*** і затяжних гайок ***9***. Прокладки ***12***, розташовані між нерухомими підшипниками ***4*** і упором на нижніх тягах ***11***, обмежують переміщення рухомих підшипників *7*, а також фіксують відстань між

дробильними валками. Затяжні гайки ***9*** деформують пружини ***13***, які при цьому притискають рухомі підшипники *7* до прокладок ***12***.

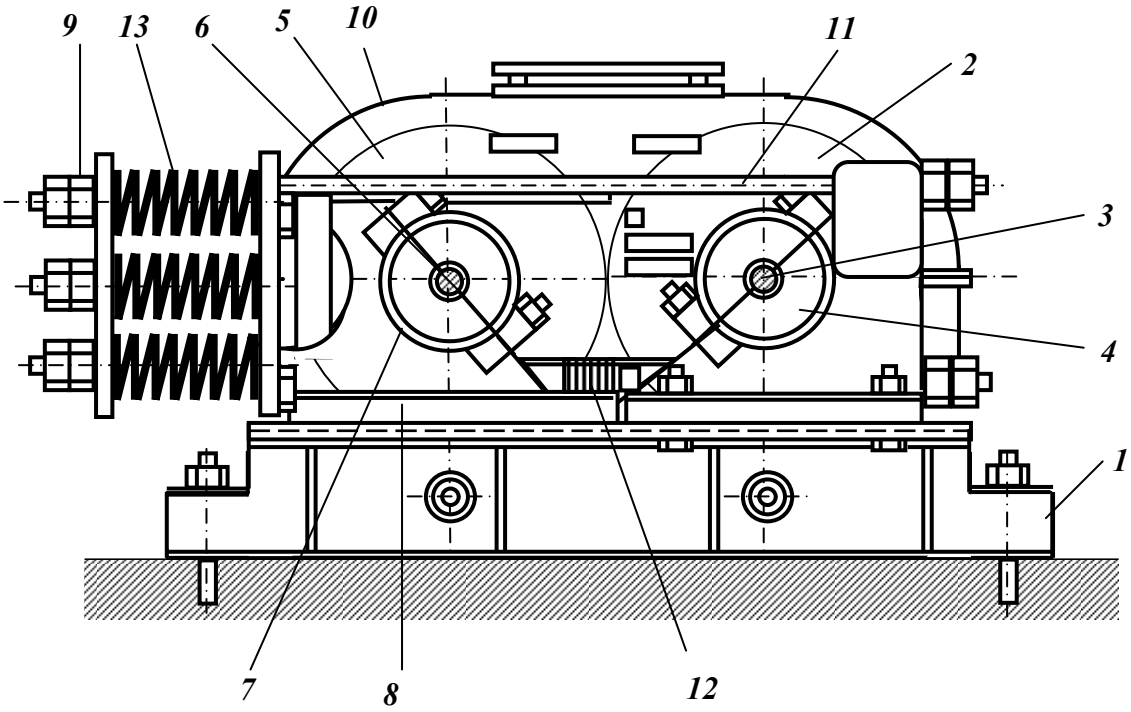


Рис. 4.33 – Валкова дробарка з гладкими валками.
1 – станина; 2, 5 – дробильні валки; 3, 6 – вали; 4, 7 – підшипники; 8 – напрямні; 9 – затяжні гайки; 10 – корпус; 11 – тяги; 12 – прокладки; 13 – пружини.

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

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

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

Двовалкові зубчасті дробарки типу ДДЗ (рис. 4.34) використовують для крупного і середнього дроблення гірничої маси з коефіцієнтом міцності по шкалі М.М. Протодьяконова $f \le 4 \div 6$. Принцип дії дробарок поля-

гає у тому, що два валки ***5*** з зубчастими бандажами обертаються назустріч один одному, захоплюють грудку вугілля і розколюють її зубцями. Валок має форму багатогранника, який жорстко насаджений на вал. До граней валка за допомогою болтів кріпляться зубчасті сегменти виготовлені з марганцевистої сталі. Набір сегментів створює зубчатий валок циліндричної форми. Ряди зубів одного валка розташовані між рядами зубів іншого валка, що забезпечує отримання однорідного по крупності продукту. При крупному дробленні форма зубів дзьобоподібна з висотою зубів від 70 до 110 мм, при дрібному дробленні – списоподібна з висотою зубів близько 30 мм.

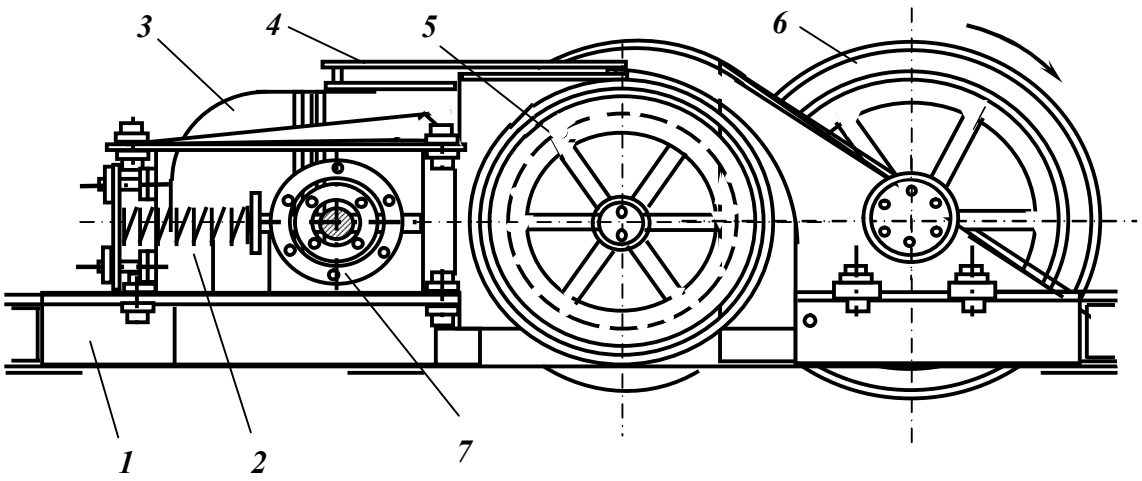


Рис. 4.34 – Двовалкова зубчаста дробарка типу ДДЗ.
1 – рама; 2 – пружинний амортизатор; 3 – корпус дробарки; 4 – завантажувальна лійка; 5 – зубчастий валок; 6 – шків; 7 – корпус підшипника рухомого валка.

У випадку потрапляння предмету, що не дробиться, один з валків (рухомий), зв'язаний з пристроєм амортизації ***2***, відхиляється назад, пропускає цей предмет, а потім повертається у вихідне положення. Пристрій амортизації дозволяє також регулювати відстань між валками (від 50 до 150 мм), для отримання потрібної крупності дробленого продукту. За умовами кута захоплення зубчасті валкові дробарки можуть приймати грудки в 2,5 рази менше діаметра валка. Утворення дрібних частинок (менше 1 мм) у дробарках ДДЗ не перевищує 7 – 9 %.

Ступінь дроблення зубчастих дробарок складає 4 – 6.

Найбільш досконалою з ряду дробарок типу ДДЗ є дробарка ДДЗ-16, яка має індивідуальний привод до кожного валка і здатна дробити гірничу масу з коефіцієнтом міцності $f \leq 6 \div 8$. Зубчаста передача з плаваючою шестернею забезпечує синхронність обертання валків при великому ході рухомого валка, а кулькова захисна муфта і електрична захисна система дозволяють згладити піки і обмежити навантаження при аварійних режимах.

Двовалкова зубчаста дробарка типу ДДЗЕ відрізняється від дробарок ДДЗ більшою окружною швидкістю валків і наявністю індивідуального привода кожного валка. Залежно від крупності вихідного вугілля для отримання дробленого продукту необхідної крупності передбачене застосування валків з зубцями різної форми: тупого клина, усіченої піраміди, плоскої піраміди.

Для очищення валків від налиплого матеріалу підвищеної вологості на рамі дробарки встановлені стаціонарні металічні гребінки.

В зубчаті дробарки не допускається потрапляння випадкових металічних преметів. Для захисту дробарок перед ними встановлюють електромагнітні залізовідділювачі.

Переваги дробарок ДДЗ: простота конструкції, зручність обслуговування і ремонту, порівняно невеликий вихід дріб'язку в дробленому продукті, низькі питомі витрати електроенергії. Недоліки: малий термін служби зубчастих сегментів, недостатній відхід валків при потраплянні предметів, що не дробляться.

Технологічні характеристики валкових дробарок

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

Кутом захоплення *валкових дробарок називається кут між твірними до поверхні валків у точках зіткнення з грудкою матеріалу, що дробиться.* Кут захоплення змінюється у залежності від діаметра валка, ширини вихідної щілини і розміру грудки матеріалу, що дробиться, звичайно він складає $\alpha = 33^o 20'$.

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

$$D : d_{\max} = 15 \div 20 . \qquad (4.35)$$

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

$$D : d_{\max} = 1{,}5 \div 3{,}5 . \qquad (4.36)$$

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

$$D : d_{\max} \geq 10 . \qquad (4.37)$$

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

У валках великих діаметрів умови захоплення грудки кращі ніж у дробарках малого розміру, тому у дробарках великих розмірів допускаються більші швидкості.

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

Об'ємна продуктивність валкової дробарки розраховується за формулою:

$$Q_o = 60\pi nslD \text{, м}^3\text{/год,} \qquad (4.38)$$

де s –ширина щілини між валками, м; D і l – діаметр і довжина валків, м; n – частота обертання валків, хв$^{-1}$.

Масова продуктивність валкової дробарки:

$$Q = 60\pi nslDk\delta \text{, т/год,} \qquad (4.39)$$

де k – коефіцієнт розпушення дробленого продукту при виході з дробарки (k = 0,1 – 0,3); δ – густина вихідного матеріалу, т/м^3.

Потужність електродвигуна валкових дробарок визначається за емпіричною формулою:

$$N = 10nlD, \text{ кВт,} \qquad (4.40)$$

Валкові дробарки з гладкими валками звичайно працюють при *ступенях дроблення* від 3 до 4, дробарки з зубчатими валками – при *ступенях дроблення* від 4 до 6.

Валкові дробарки з гладкими валками використовують для дрібного дроблення крихких порід середньої твердості. Валкові дробарки з зубчатими валками використовують для крупного дроблення м'яких і крихких порід. При виборі дробарок необхідно враховувати, що тихохідні дробарки дають менше переподрібнення матеріалу ніж швидкохідні.

Дробарки ударної дії

В дробарках ударної дії матеріал руйнується за рахунок кінетичної енергії рухомих тіл. За будовою основного дробильного органу дробарки ударної дії підрозділяються на молоткові і роторні. Основна відмінність молоткових і роторних дробарок полягає в кріпленні бил – у молоткових дробарок вони закріплені шарнірно, у роторних – жорстко.

Дробарки ударної дії використовуються для крупного, середнього і дрібного дроблення матеріалів не тільки низької і середньої, але й підвищеної міцності. До переваг дробарок ударної дії слід віднести простоту конструкції, надійність, компактність, велику продуктивність, високий ступінь дроблення (20 і більше) та порівняно невеликі питомі витрати електроенергії. Тому вони широко застосовуються для дроблення кам'яного вугілля, коксової шихти, вапняку, руд чорних, кольорових, рідкісних і благородних металів, калійних солей, баритових, флюоритових і азбестових руд, будівельних матеріалів.

Молоткові дробарки

В молоткових дробарках матеріал дробиться в основному ударом молотків, які підвішені до ротора, що обертається у робочому просторі дробарки, обмеженому корпусом футерованим броньовими плитами. На рис. 4.35 наведені схеми основних типів молоткових дробарок.

Вихідний матеріал через завантажувальний отвір ***8*** надходить у робочий простір дробарки, де на горизонтальному валу ***1*** обертається ротор ***2*** з молотками ***4***, закріпленими шарнірно. Молотки ударяють по грудках і з силою відкидають їх до стінок корпуса ***5*** на броньові плити ***6***, де грудки додроблюються. Таким чином, руйнування грудок матеріалу здійснюється ударом молотків і ударом об футерувальні плити, а також роздавлюванням і стиранням грудок молотками на колосниковій решітці *7*. Дроблений продукт розвантажується униз під дробарку.

Молоткові дробарки виготовляються з колосниковими решітками і без них. Дробарки з колосниковими решітками застосовуються в основному для дрібного дроблення, вони призначені для отримання дробленого продукту визначеної крупності. Молоткові дробарки без колосникових решіток видають дроблений продукт заданої крупності внаслідок підвищеної швидкості обертання ротора. Дробарки для дроблення вологих глинистих матеріалів обладнані рухомою відбійною плитою, яка являє собою вбудований у дробарку пластинчатий конвеєр важкого типу. Таким чином, завдяки конвеєрній подачі в'язкого матеріалу до ротора виключається забивання дробарки.

Молоткові дробарки виготовляють з обертанням ротора у одну сторону і реверсивні. Можливість зміни напрямку обертання ротора у реверсивних дробарках дозволяє двобічне використання молотків без розбирання дробарки для їхнього повороту.

За числом робочих валів молоткові дробарки розділяються на одно- і двороторні.

Двороторні дробарки мають більші в порівнянні з однороторними розміри завантажувального отвору, що дозволяє дробити у них матеріал крупністю до 1200 мм.

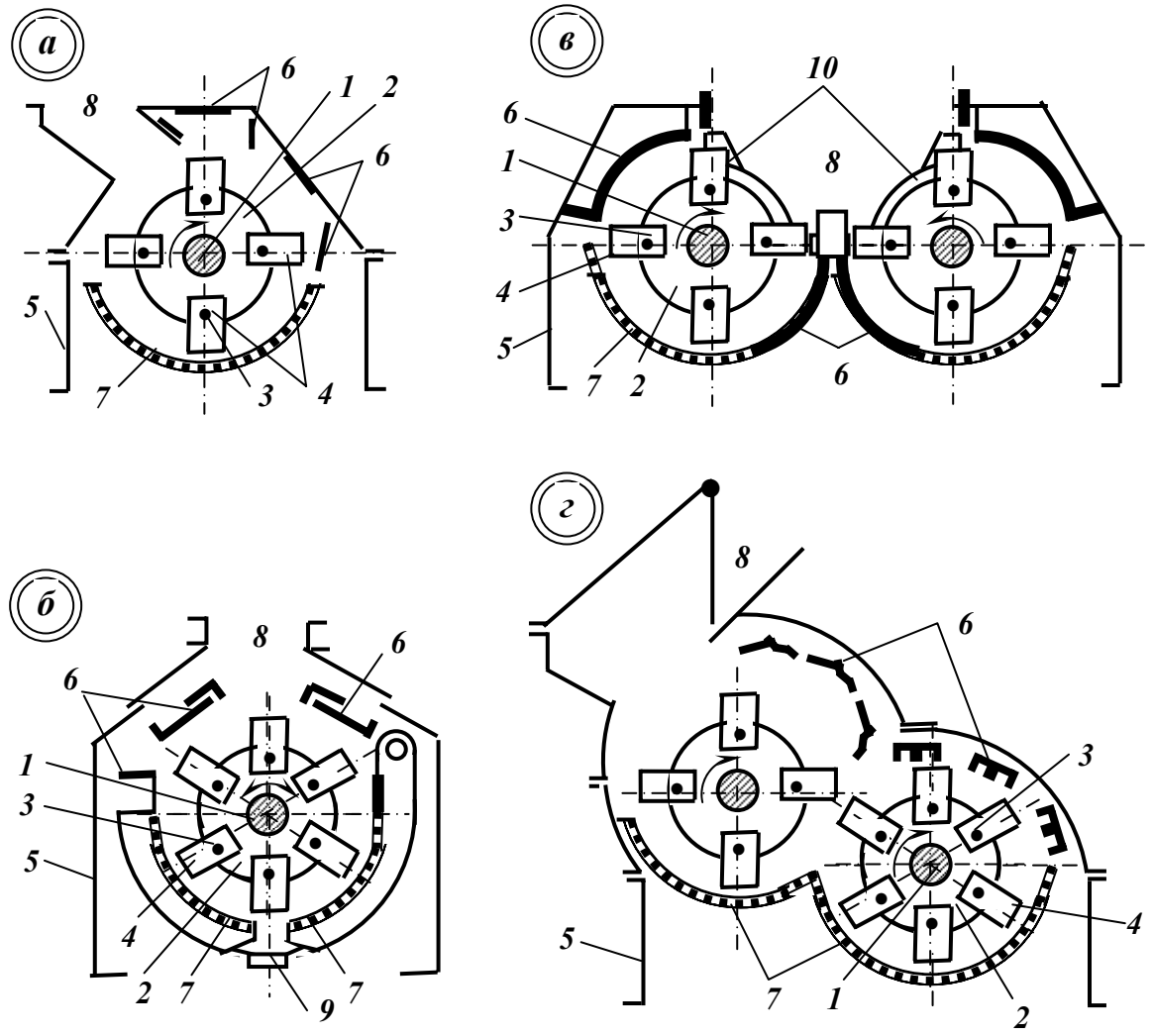


Рис. 4.35 – Схеми основних типів молоткових дробарок.
Одноторні: *а* – нереверсивна; *б* – реверсивна.
Двороторні: *в* – паралельного дроблення; *г* – послідовного дроблення.
1 – горизонтальний вал; 2 – ротор; 3 – осі молотків; 4 – молотки; 5 – корпус дробарки; 6 – футерувальні плити; 7 – колосникова решітка; 8 – завантажувальна лійка; 9 – уловлююча камера; 10 – фігурні колосники.

Молоткові дробарки призначені для крупного, середнього і дрібного дроблення матеріалів низької і середньої твердості, але частіше їх застосовують для середнього і дрібного дроблення. В молоткових дробарках досягається ступінь дроблення до 30 – 40. Вони характеризуються високою продуктивністю і малою питомою витратою електроенергії.

Одноторна нереверсивна молоткова дробарка (рис. 4.36) типу М складається з таких основних вузлів: корпуса, ротора, відбійних плит і колосникової решітки.

Верхня ***1*** і нижня ***2*** частини корпуса роблять литими або зварними з прокатної чи листової сталі. Біля бокових стінок корпуса розташовані підшипники, в яких обертається вал ***6*** ротора ***3***. Ротор являє собою збірну конструкцію: на валу ***6*** жорстко закріплені диски, в кожному з них є шість

отворів, крізь які пропущені стержні ***5***, що служать осями для шарнірно підвішених молотків ***4***.

Верхня частина корпусу футерується відбійними плитами *7*. У нижній частині корпусу закріплена колосникова решітка ***8***, яка займає 135 – 180° кола, що описується молотками. Вихідний матеріал руйнується ударами молотків, ударами об футерувальні плити, роздавлюванням і стиранням на колосниковій решітці. Дроблений продукт розвантажується під дробарку крізь колосникову решітку. Колосники решітки виготовлюються зі сталі марки 60С2 або 45Х і можуть мати різну форму, але частіше за все – трапецієподібну з розширенням щілини у бік розвантаження під кутом 10 – 20°. Вони нахилені до радіусу ротора під кутом 40 – 50° у бік руху матеріалу, що зменшує залипання решітки при дробленні матеріалів з підвищеною вологістю.

Залежно від властивостей матеріалу, що дробиться, і необхідної крупності дробленого продукту застосовують молотки різної форми і маси (від 1 до 135 кг), які виготовлюються із зносостійких сталей. Шарнірне кріплення молотків дозволяє уникати поломок при потраплянні предметів, що не дробляться, тому що у цьому випадку молотки відхиляються на деяких кут.

В *однороторній реверсивній молотковій дробарці* (рис. 4.35 ***б***) типу ДМРЕ передбачена можливість регулювання положення колосникової решітки за допомогою спеціального механізму.

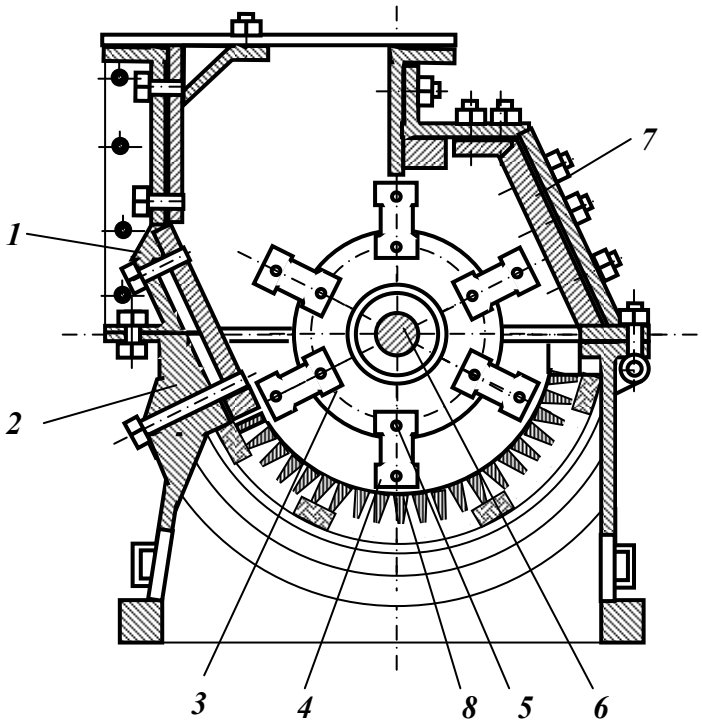


Рис. 4.36 – Одноротorна нереверсивна молоткова дробарка.
1 – верхня частина корпуса; 2 – нижня частина корпуса; 3 – ротор; 4 – молотки; 5 – осьові стержні; 6 – вал; 7 – футерувальні плити; 8 – колосникова решітка.

Вихідний матеріал через завантажувальний отвір ***8*** надходить у робочий простір дробарки, де у результаті багаторазових ударів молотків ***4*** і ударів об футерувальні броньовані плити ***6*** відбувається дроблення матеріалу. Остаточне дроблення матеріалу роздавлюванням і стиранням здійснюється у кільцевому зазорі між колосниковою решіткою ***8*** і кінцями молотків ***4***.

Колосникова решітка складається з двох однакових секцій, які зверху підвішені на осях, а знизу опираються на ексцентрики регулювального механізму. Поворот ексцентриків змінює положення колосникової решітки залежно від напрямку обертання ротора.

Дробарка призначена для дроблення матеріалів середньої міцності і вологості до крупності 3 – 5 мм.

Молоткова двороторна дробарка з паралельним розташуванням роторів (рис. 4.35 ***в***) та обертанням їх назустріч один одному. Вихідний матеріал подається у завантажувальну лійку ***8***, яка створена торцевими стінками корпуса ***5*** дробарки і фігурними колосниками ***10***. При обертанні роторів ***2*** вільно підвішені молотки ***4*** проходять у зазори між фігурними колосниками ***10*** і дроблять грудки матеріалу. Дроблений продукт падає на решітки під роторами, де він дробиться остаточно і розвантажується під дробарку.

Найбільша з дробарок цього типу може приймати грудки довжиною до 2000 мм і масою до 4 т при дробленні до 30 – 35 мм при продуктивності 1000 т/год.

Молоткова двороторна дробарка з послідовним розташуванням роторів (рис. 4.35 ***г***) складається із зварного корпуса ***5***, роторів ***2*** і колосникових решіток *7*, що розташовані під роторами. Верхній і нижній ротори з молотками ***4*** обертаються в одному напрямку. Над кожним ротором розміщені відбійні плити ***6***, які переміщують при регулюванні дробарки. При роботі дробарки матеріал надходить рівномірно і безперервно із завантажувальної лійки ***8***. Молотки верхнього ротора б’ють по грудках, які частково розколюються, відкидаються на відбійні плити, відбиваються від них і знов потрапляють під удари молотків верхнього або нижнього ротора. Нижній ротор ударяє по грудках, відкидає їх на свої відбійні плити і проштовхує матеріал на нижню колосникову решітку. Зона між двома роторами є місцем найбільш інтенсивного дроблення. Дроблений продукт розвантажується крізь щілини колосникових решіток. Крупність дробленого продукту регулюється зміною зазорів між молотками і відбійними плитами, а також між молотками і колосниковими решітками.

Двороторні дробарки в порівнянні з однороторними менше забиваються і звичайно застосовуються для дроблення більш вологих матеріалів і липких матеріалів. Крім того, 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.

Роторні дробарки

В роторних дробарках матеріал дробиться ударами бил, які жорстко закріплені на роторі, що обертається у робочому просторі дробарки, обмеженому футерованим броньовими плитами корпусом. На рис. 4.37 наведені схеми основних типів роторних дробарок.

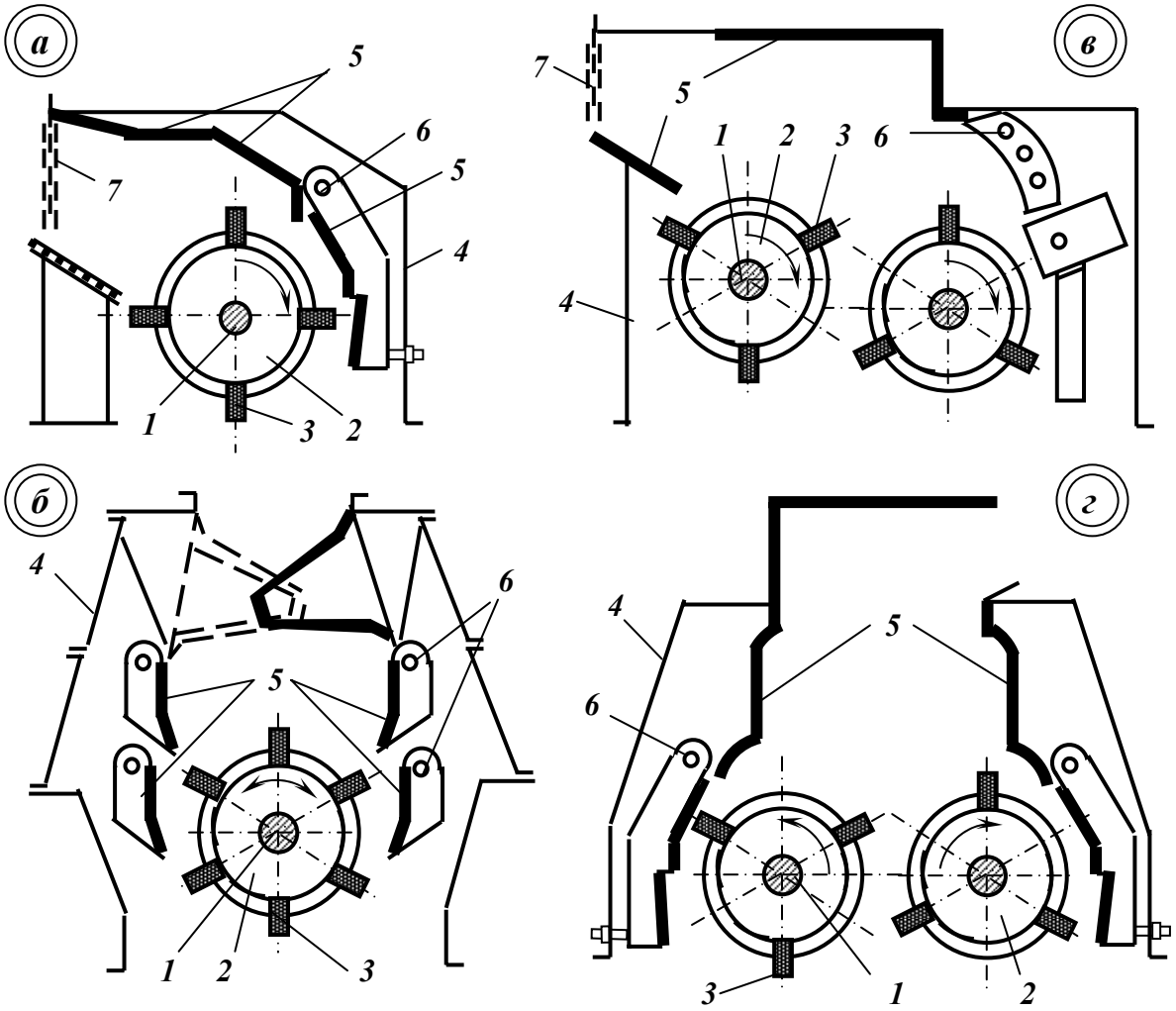


Рис. 4.37 – Схеми основних типів роторних дробарок.
Одноротрні: *а* – нереверсивна; *б* – реверсивна.
Двороторні: *в* – послідовного дроблення; *г* – паралельного дроблення.
1 – горизонтальний вал; 2 – масивний ротор; 3 – била; 4 – корпус дробарки;
5 – відбійні плити 6 – осі підвісу відбійних плит; 7 – ланцюгові штори;
8 – решітка.

Принцип дії роторних дробарок аналогічний принципу дії молоткових дробарок. В роторних дробарках дроблення здійснюється жорстко закріпленими на роторі ***2*** билами ***3***. Матеріал завантажується в зону ротора, який обертається з великою швидкістю. Ударами бил грудки руйнуються, і їх частини відкидаються на відбійні броньові плити ***5*** або колосники, що утворюють камеру дроблення. Ударяючись об футеровку, грудки руйнуються і знову потрапляють на ротор. Це повторюється доти, поки грудки, досягши визначеної крупності, не вийдуть із дробарки через вихідну щілину або отвори колосникових решіток.

Роторні дробарки бувають одно- і двороторні з послідовним дробленням матеріалу кожним ротором або з одночасним дробленням двома роторами, з колосниковою решіткою і без неї. Однороторні дробарки бувають реверсивні і нереверсивні. Особливістю роторних дробарок є те, що в ударі по грудках вихідного матеріалу бере участь масивний ротор, тому удари значно потужніші ніж у молоткових дробарках. Це дозволяє застосовувати роторні дробарки у першій стадії дроблення (дробарки типу ДРК) для руйнування порівняно твердих гірських порід. Роторні дробарки застосовують також для середнього та дрібного дроблення (дробарки типу ДРС). Конструкції дробарок ДРК і ДРС аналогічні.

Однороторна нереверсивна дробарка типу ДРК (рис. 4.37 ***а***, 4.38).

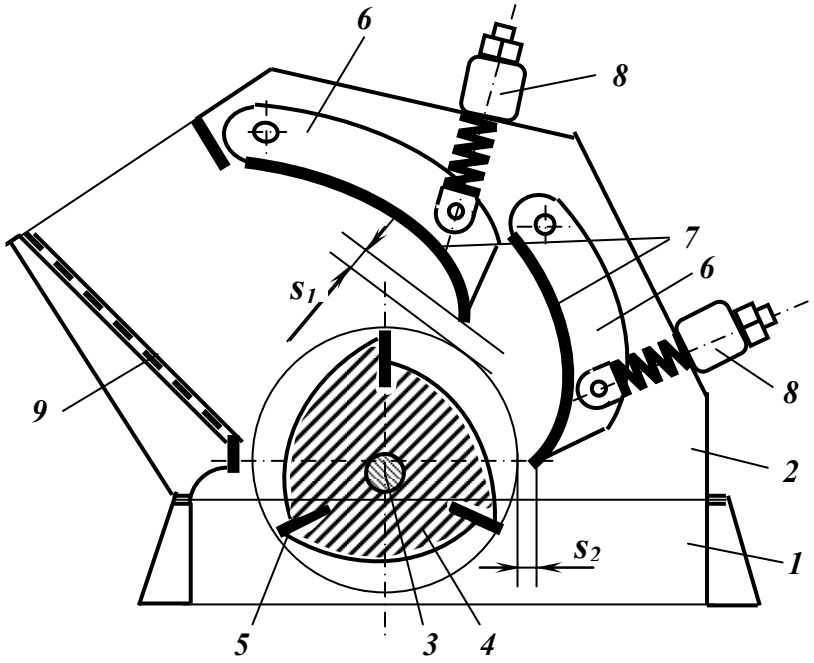


Рис. 4.38 – Однороторна дробарка крупного дроблення.
1 – основа корпуса; 2 – верхня частина корпуса; 3 – вал; 4 – ротор;
5 – била; 6 – відбійні плити; 7 – футерувальні плити; 8 – регулювальний пристрій; 9 – решітка.

Вихідний матеріал подається на обертовий масивний ротор ***4*** і дробиться ударами бил ***5*** і об відбійні плити *7*. Відбійні плити *7* на верхній частині корпуса ***2*** закріплені нежорстко, тому при потраплянні предметів, що не дробляться, вони відхиляються на осях і пропускають їх. У попереднє положення відбійні плити повертаються під дією пружин регулювального пристрою ***8***. Дробарки типу ДРК мають дві відбійні плити, а дробарки типу ДРС – три відбійні плити, які ділять робочу зону дробарки відповідно на дві або три камери дроблення. Відбійні плити мають криволінійний профіль і повністю або тільки у нижній частині закриті футерувальними плитами 7. Зазори між обертальним ротором і нижньою кромкою відбійних плит є розвантажувальним отвором камери дроблення. Положення відбійних плит фіксується тягами і пружинами регулювального пристрою ***8,*** який застосовується також для регулювання ширини розвантажувальної щілини камери дроблення.

Вихідний матеріал надходить на нахилену решітку ***9***, де видаляється дріб'язок, що не потребує дроблення. В завантажувальній лійці встановлені ланцюгові штори, які запобігають викиданню матеріалу з робочого простору дробарки. Розвантаження дробленого продукту здійснюється через розвантажувальний пристрій дробарки.

Однороторна реверсивна дробарка (рис. 4.37 ***б***) завдяки центральному розташуванню завантажувального отвору дозволяє змінювати напрямок обертання ротора, що є перевагою дробарок цього типу, тому що в них можливе двобічне використання бил, - це забезпечує їх рівномірний знос.

Всередині корпусу ***4*** *двороторної дробарки з послідовним розташуванням роторів* (рис. 4.37 ***в***) поміщені два ротора ***2,*** що обертаються в одному напрямку. Привод роторів здійснюється від двох електродвигунів. При роботі дробарки по грудках матеріалу, що надходить рівномірно і безперервно, наносяться удари билами верхнього ротора. Грудки частково розколюються, відкидаються на відбійні плити, відбиваються від них і знов потрапляють під удари бил верхнього або нижнього ротора. Зона між двома роторами є місцем найбільш інтенсивного дроблення. Дроблений продукт розвантажується крізь вихідні щілини дробарки. Крупність дробленого продукту регулюється зміною зазорів між билами і відбійними плитами.

Всередині корпусу ***4*** *двороторної дробарки з паралельним розташуванням роторів* (рис. 4.37 ***г***) поміщені два ротора ***2,*** що обертаються у протилежних напрямках. Над кожним ротором розміщені відбійні плити ***5***, які переміщують при регулюванні дробарки. Привод обох роторів здійснюється від двох електродвигунів. При роботі дробарки по грудках матеріалу, що надходить рівномірно і безперервно наносяться удари билами роторів. Грудки частково розколюються, відкидаються кожним ротором на

свої на відбійні плити, відбиваються від них і знов потрапляють під удари бил. Дроблений продукт розвантажується крізь вихідні щілини дробарки. Крупність дробленого продукту регулюється зміною зазорів між билами і відбійними плитами.

Двороторні дробарки в порівнянні з однороторними менш піддані забиванню і звичайно застосовуються для дроблення більш вологих матеріалів і матеріалів, що злипаються, вони також дозволяють завантажувати матеріал більшої крупності. Ширину щілини колосникових решіток і відстань між ними та кінцем бил (молотків) вибирають залежно від необхідної крупності дробленого продукту і вологості матеріалу, що дробиться. При дробленні глинистих вологих руд, щоб уникнути забивання колосникових решіток, відстань між колосниками збільшують. У важких випадках дробарки працюють без колосникових решіток. Продуктивність дробарки без колосникових решіток підвищується, але при цьому в дробленому продукті з'являються зерна крупніші допустимих розмірів.

Технологічні характеристики дробарок ударної дії

До основних технологічних характеристик молоткових і роторних дробарок відносяться: глибина проникнення грудки матеріалу, що дробиться, у зону обертання ротора h, розміри ротора (довжина L і діаметр D), продуктивність Q і потужність електродвигуна N.

Глибина проникнення грудки матеріалу, що дробиться, у зону обертання ротора h впливає на гранулометричний склад дробленого продукту, продуктивність дробарки, витрати електроенергії при дробленні і знос молотків або бил.

Залежно від глибини проникнення грудка піддається ковзному або центральному удару.

При ковзних ударах відбувається обколювання і стирання грудок у місці удару. У цьому випадку дроблений продукт містить велику кількість дріб'язку, ударні деталі (молотки або била) піддаються швидкому зносу, продуктивність дробарки знижується. Проникнення грудки у зону обертового ротора на глибину не менше 0,6 максимального розміру грудки при дробленні у молоткових дробарках або на глибину рівну висоті била при дробленні у роторних дробарках забезпечує руйнування грудки центральним ударом. Дроблення здійснюється в усьому об'ємі грудки при мінімальному стиранні матеріалу, що дробиться, а також зносі ударних деталей. Вміст тонких класів у дробленому продукті менше, а продуктивність дробарки вище ніж при дробленні ковзними ударами.

В роторних дробарках висота била звичайно менше $0{,}6D_{max}$, тому усі грудки, що досягли тіла ротора потрапляють під центральний удар. Однак, особливості форми тіла ротора приводять до того, що не усі грудки можуть попасти під ефективні центральні удари. Щоб ці грудки не вийшли з

дробарки недодробленими, встановлюють відбивні плити або решітки, які втримують ці грудки у дробарці до тих пір, поки вони не потраплять під центральний удар.

Розміри ротора (*діаметр* D_p, *довжина* L) визначаються розміром максимальної грудки вихідного матеріалу і продуктивністю дробарки.

Діаметр ротора відповідно до прийнятих стандартів визначається у залежності від максимального розміру гудки вихідного матеріалу:

– для молоткових дробарок:

$$D_p = (3{,}2 \div 4) D_{\max}. \tag{4.41}$$

Найбільша величина ($D_p = 4D_{\max}$) відноситься до малих дробарок з діаметром ротора до 600 мм;

– для роторних дробарок крупного дроблення:

$$D_p = (1{,}7 \div 2) D_{\max}. \tag{4.42}$$

Менша величина ($D_p = 1{,}7D_{\max}$) відноситься до дробарок найбільших розмірів;

– для роторних дробарок середнього і дрібного дроблення:

$$D_p = 3{,}3D_{\max}. \tag{4.43}$$

Довжина ротора відповідно до прийнятих стандартів визначається пропорційною його діаметру:

– для молоткових дробарок:

$$L = (0{,}7 \div 1{,}5) D_p; \tag{4.44}$$

– для роторних дробарок крупного дроблення:

$$L = 0{,}8D_p; \tag{4.45}$$

– для роторних дробарок середнього і дрібного дроблення:

$$L = D_p. \tag{4.46}$$

Продуктивність молоткових і роторних дробарок залежить від їхніх конструктивних і механічних параметрів (діаметра, довжини і частоти обертання ротора; кількості, маси і числа молотків; розташування і форми відбійних плит; способу завантаження і глибини проникнення грудок у зону ротора). Продуктивність також залежить від фізичних властивостей матеріалу, що дробиться (міцності, вмісту глинистих речовин, вологи,

крупності вихідного і дробленого продуктів). Між продуктивністю дробарки, подрібнюваністю вихідного матеріалу, ступенем дроблення і потужністю електродвигуна існує взаємозв'язок. При постійних умовах дроблення з підвищенням продуктивності знижується ступінь дроблення і навпаки. Теоретична формула для розрахунку продуктивності молоткових і роторних дробарок відсутня. Для орієнтовного розрахунку продуктивності молоткових і роторних дробарок застосовують різні емпіричні формули.

Об'ємна продуктивність молоткових і роторних дробарок може бути розрахована з використанням таких формул:

– молоткових дробарок:

$$\text{при } D_p > L \qquad Q_o = 0{,}1 D_p^2 L n, \text{ м}^3/\text{год}; \tag{4.47}$$

$$\text{при } D_p < L \qquad Q_o = 0{,}1 D_p L^2 n, \text{ м}^3/\text{год}; \tag{4.48}$$

– роторних дробарок:

$$Q_o^{\max} = 47 k (D_p L)^{1,6}, \text{ м}^3/\text{год}; \tag{4.49}$$

$$Q_o^{\min} = 22 k (D_p L)^{1,3}, \text{ м}^3/\text{год}, \tag{4.50}$$

де n – частота обертання ротора, хв$^{-1}$; $Q_o^{\max}$ і $Q_o^{\min}$ – граничні значення продуктивності, м^3/год; k – коефіцієнт, що залежить від конструктивних особливостей дробарки ($k = 0{,}6 \div 1{,}4$); D_p і L – розміри ротора, м.

Продуктивність дробарок ударної дії за ефективністю дроблення визначають за емпіричною формулою:

$$Q = N \eta \, e_{em} \, k_{др} \, k_d \ , \tag{4.51}$$

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

При підвищенні міцності, в'язкості і вологості матеріалу, що дробиться, і зменшенні крупності дробленого продукту продуктивність молоткової дробарки знижується. При рівномірному живленні забезпечується більш висока продуктивність дробарки.

Потужність електродвигуна молоткових і роторних дробарок визначається за емпіричними формулами:

– молоткових дробарок:

$$N = 0{,}125 D_p L n, \text{ кВт}; \tag{4.52}$$

$$N = 0{,}15 D_p^2 L n, \text{ кВт}; \tag{4.53}$$

– роторних дробарок:

крупного дроблення $N = 80 D_p L$, кВт; (4.54)

середнього і дрібного дроблення $N = 120 D_p L$, кВт. (4.55)

Молоткові і роторні дробарки вимагають ретельного балансування ротора. Швидкість завантаження вихідного матеріалу повинна вибиратись у залежності від швидкості обертання ротора.

Ширину щілини між колосниками і відстань між решіткою і кінцями молотків вибирають у залежності від необхідної крупності дробленого продукту і вологості вихідного матеріалу. Ширина щілини між колосниками повинна бути у 5 – 6 разів більше розміру зерен дробленого продукту при дробленні до 6 мм і у 1,5 – 2 рази при дробленні до 50 мм. При дробленні вологих матеріалів з глинистими домішками відстань між колосниками збільшують або працюють без них.

До переваг дробарок ударної дії слід віднести високу продуктивність, меншу масу і менші питомі витрати електроенергії в порівнянні з дробарками інших типів. Недоліки цих дробарок полягають у великому зносі молотків і необхідності використання живильників для рівномірного завантаження.

4.2.5. Млини

Дроблення у рідкісних випадках буває достатнім для розділення корисної копалини на остаточні продукти. При тонкому вкрапленні корисних мінералів руду необхідно подрібнювати до розмірів найменших зерен корисного компонента, тобто часто до 0,074 мм. Мінералогічний склад руди і її фізичні властивості вирішально впливають на продуктивність і ефективність процесу подрібнення. Найбільш суттєвими з фізичних властивостей гірських порід у процесі подрібнення є подрібнюваність і абразивність.

Найбільш поширений показник розкриття вкрапленої сировини – *крупність подрібнення*. Крупність подрібнення характеризується вмістом заданого класу крупності або питомою поверхнею подрібненого матеріалу. Ступінь розкриття за цими параметрами для кожного способу визначають за допомогою експериментальних графічних залежностей. Властивості мінеральної сировини при подрібненні враховуються питомою продуктивністю дробильно-подрібнювального обладнання.

Подрібнюваність – параметр, що характеризує здатність мінеральної сировини до руйнування у стержневих, кульових та інших млинах. За цим параметром розраховують продуктивність млинів промислових типів. Подрібнюваність визначають для технологічної оцінки сировини, а також при розробці і проектуванні технології для нових промислових об’єктів.

Подрібнення руд і інших матеріалів здійснюється в барабанних млинах.

Конструктивні типи барабанних млинів розрізняються за родом подрібнюючих (молольних) тіл, формою барабана, способом подрібнення і способом розвантаження подрібненого продукту (рис. 4.39).

При *мокрому* подрібненні, матеріал захоплюється зливним потоком води, а при *сухому* – повітряним потоком, що виникає при відсмоктуванні повітря з барабана.

У залежності від форми барабана розрізнюють млини циліндроконічні і циліндричні. Останні, в свою чергу, бувають трьох типів: короткі, довгі і трубні (для коротких $l < D$; довгих $l = (2 \div 3)\,D$; трубних $l > 3D$).

У залежності від виду подрібнюючого середовища розрізнюють млини кульові, стержневі, галькові, рудногалькові і самоподрібнення. В кульових млинах подрібнююче середовище – сталеві або чавунні кулі діаметром d = 15 – 125 мм, в стержневих – сталеві стержні (d = 50 – 120 мм); в галькових – обкатана кремнієва галька або руда; в млинах самоподрібнення – крупні грудки руди, яка подрібнюється.

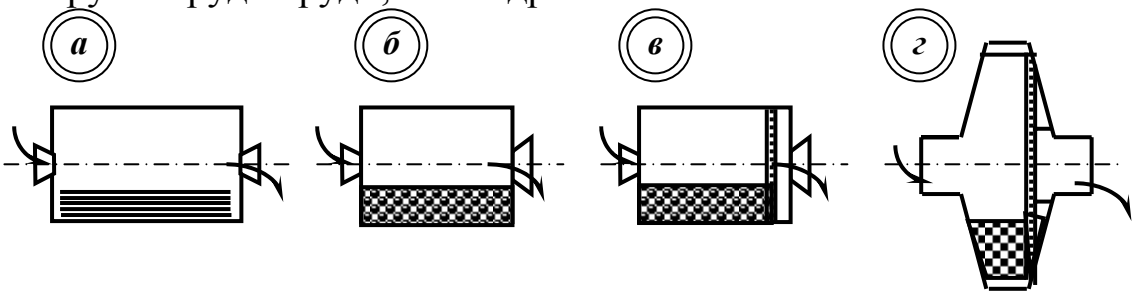


Рис. 4.39 – Схеми барабанних млинів:
а – стержневий млин МСЦ; *б* – кульовий млин МШЦ;
в – кульовий МШР або рудногальковий МРГ млини;
г – млин мокрого самоподрібнення.

У залежності від способу розвантаження подрібненого продукту розрізняють млини з центральним розвантаженням і розвантаженням через периферійні решітки. У перших млинів подрібнений продукт видаляється вільним зливом через порожнисту розвантажувальну цапфу, у інших – через периферійні решітки в розвантажувальному кінці млина.

На збагачувальних фабриках застосовуються стержневі млини з центральним розвантаженням – МСЦ (рис. 4.39 ***а***), кульові млини з центральним розвантаженням – МШЦ (рис. 4.39 ***б***), кульові і рудногалькові млини з розвантаженням через решітки – МШР і МРГ (рис. 4.39 ***в***), рудні млини мокрого самоподрібнення – ММС (рис. 4.39 ***г***).

Барабанний млин (рис. 4.40) являє собою циліндричний барабан ***1*** з торцевими кришками ***2*** і пустотілими цапфами ***3***, які спираються на підшипники ***4***. Вихідний матеріал завантажується через одну цапфу, а подрібнений продукт розвантажується через протилежну.

При обертанні барабана подрібнююче середовище (стержні, кулі, грудки руди або рудна галька) і матеріал, що подрібнюється, завдяки тертю піднімається на певну висоту, а потім сповзає, скочується або падає вниз. Подрібнення у млині відбувається за рахунок удару падаючого подрібнюючого середовища, роздавлювання і тертя між шарами.

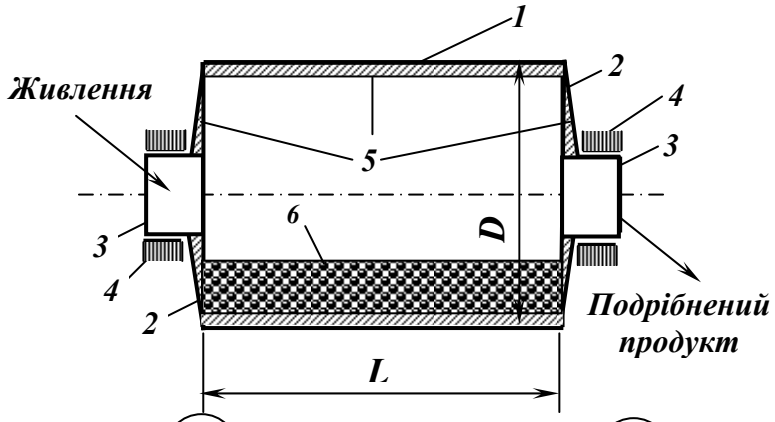


Рис. 4.40 – Схема барабанного млина.
1 – циліндричний барабан;
2 – торцеві кришки; 3 – цапфи;
4 – підшипники; 5 – футеровка; 6 – подрібнююче середовище.

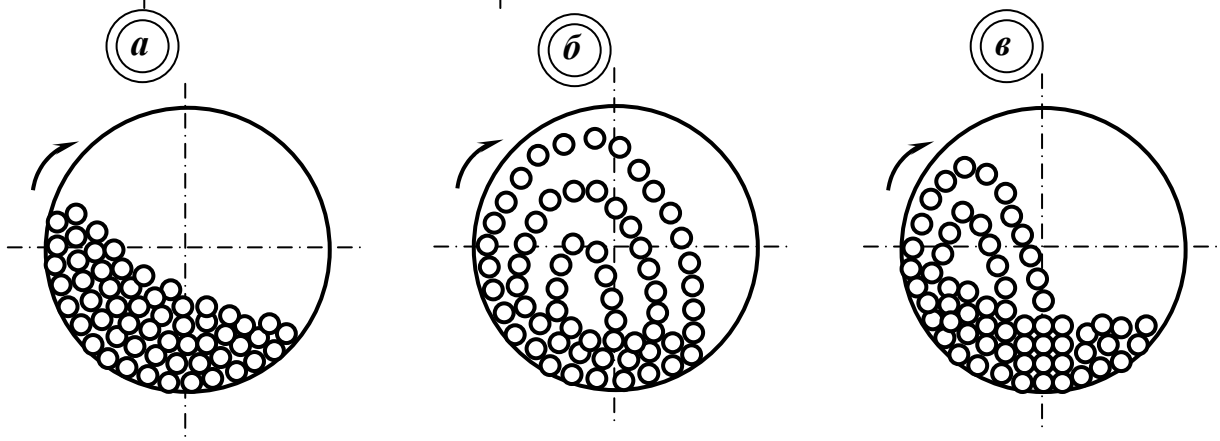


Рис. 4.41 – Режими роботи барабанних млинів.
а – каскадний; *б* – водоспадний; *в* – змішаний.

Залежно від частоти обертання барабана млина розрізняють такі швидкісні режими руху подрібнюючих тіл: каскадний, водоспадний і змішаний (рис. 4.41).

Частоту обертання барабана млина визначають у частках критичної частоти ($n_{кр}$), що пропорційна діаметру барабана (D):

$$n_{кр} = 42{,}3D^{-0{,}5}, \text{ хв}^{-1} \qquad (4.56)$$

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

Каскадний режим (рис. 4.41 ***а***) здійснюється при малій частоті обертання барабана (0,5 – 0,6 критичної) за допомогою перекочування подрібнюючих тіл без польоту. При сталому каскадному режимі подрібнююче середовище повертається на деякий кут убік обертання і залишається в такому положенні. Подрібнюючі тіла безупинно циркулюють усередині ба-

рабана, 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 пиловугільного палива і т.п.).

При водоспадному режимі (рис. 4.41 ***б)*** частота обертання барабана складає не менш 0,76 – 0,88 критичної. У цьому випадку основна маса подрібнюючих тіл піднімається по кругових траєкторіях на велику висоту і падає «водоспадом» по параболічних траєкторіях. Подрібнення руди відбувається головним чином у результаті ударів подрібнюючих тіл і частково стиранням і роздавлюванням. Водоспадний режим застосовується при подрібненні більш крупного матеріалу (у першій стадії).

Змішаний режим (рис. 4.41 ***в)*** подрібнення характеризується поступовим переходом від чисто каскадного до чисто водоспадного режиму. При цьому зовнішня частина подрібнюючих тіл бере участь у вільному польоті, внутрішня – перекочується усередині барабана по замкнутих 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 і змочуваністю поверхні зерен після подрібнення сталевим середовищем.

Стержневі млини з центральним розвантаженням (МСЦ) встановлюють у першій стадії подрібнення. Вони застосовуються для дрібного дроблення перед кульовими млинами, а також для підготовки дрібновкраплених руд перед гравітаційним або магнітним збагаченням (для подрібнення матеріалу до 0,5 – 3 мм).

Стержневий млин з центральним розвантаженням (рис. 4.42) складається з циліндричного барабана ***1*** із торцевими кришками ***2*** і ***14***. Барабан і кришки футерують з середини стальними плитами ***8*** і ***10***. Торцеві кришки мають пустотілі цапфи ***3*** і ***13***, за допомогою яких барабан спирається на корінні підшипники ***6*** і ***11***. Обертання барабану передається від електродвигуна через вінцеву шестерню ***9***, закріплену на барабані.

Живильник ***5*** равликового або комбінованого типу закріплений на завантажувальній цапфі. Пустотілі цапфи обладнані змінними завантажувальною і розвантажувальною лійками ***4*** і ***12***.

Розвантажувальна цапфа має більший діаметр ніж завантажувальна, що створює нахил дзеркала пульпи у бік розвантаження у млині і прискорює рух пульпи через млин.

У барабан завантажуються стержні з високовуглецевої сталі діаметром від 45 до 100 мм. Об'єм стержнів складає 35 – 45 % об'єму млина. При обертанні барабана стержні сповзають або скочуються і подрібнюють зерна корисної копалини. Руйнування матеріалу здійснюється роздавлюванням і стиранням.

Кульові млини з центральним розвантаженням (МШЦ) встановлюють у другій і третій стадіях подрібнення (рідше у першій стадії). Вони застосовуються для додаткового подрібнення промпродуктів, а також для подрібнення тонковкраплених руд, коли переподрібнення негативно впливає на показники збагачення.

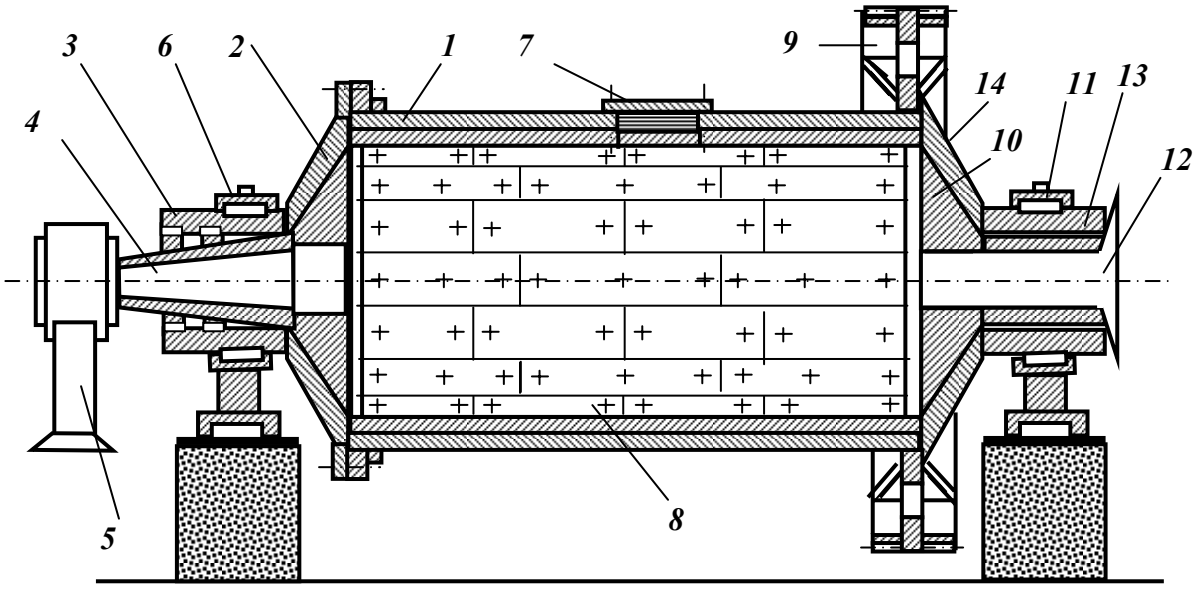


Рис. 4.42 – Стержневий млин з центральним розвантаженням.
1 – циліндричний барабан; 2, 14 – торцеві кришки; 3, 13 – пустотілі цапфи;
4 – завантажувальна лійка; 5 – живильник; 6, 11 – підшипники; 7 – люк;
8, 10 – футерувальні плити; 9 – вінцева шестерня; 12 – розвантажувальна лійка.

За конструкцією кульовий млин з центральним розвантаженням аналогічний стержневому млину з центральним розвантаженням**.**

У барабан завантажуються стальні або чавунні кулі різного діаметра (від 40 до 150 мм). Об'єм куль складає приблизно половину об'єму млина. При обертанні барабана кулі сповзають, скочуються або падають і подрібнюють зерна корисної копалини. Подрібнення руди відбувається головним чином у результаті ударів подрібнюючих тіл і частково стиранням і роздавлюванням.

Кульові млини з розвантаженням через решітку (МШР) звичайно встановлюють у першій стадії подрібнення. Вони видають подрібнений

продукт з меншим вмістом шламів і мають більшу питому продуктивність в порівнянні з кульовими млинами з центральним розвантаженням, але більш складні за конструкцією.

Кульовий млин з розвантаженням через решітку (рис. 4.43) складається з циліндричного барабана ***1*** із торцевими кришками ***2*** і ***6***. Барабан і кришки футерують з середини стальними плитами ***8***, які закріплені болтами ***9***. Торцеві кришки мають пустотілі цапфи: завантажувальну ***4*** і розвантажувальну ***14***, за допомогою яких барабан спирається на корінні підшипники ***3*** і ***15***. Усередині пустотілих цапф установлені змінні лійки.

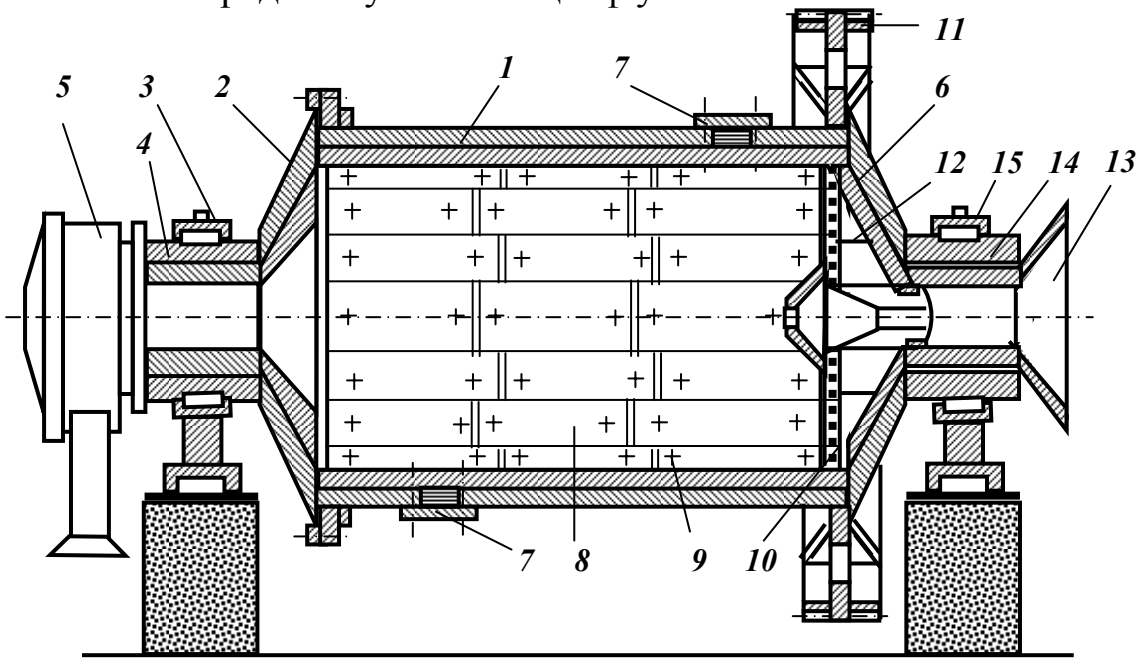


Рис. 4.43 – Кульовий млин з розвантаженням через решітку.
1 – барабан; 2, 6 – торцеві кришки; 3, 15 – підшипники; 4 – завантажувальна цапфа; 5 – живильник; 7 – люки; 8 – броньові плити; 9 – болти; 10 – решітка; 11 – вінцева шестерня; 12 – ліфтери; 13 – горловина; 14 – розвантажувальна цапфа.

Біля розвантажувального кінця млина установлена решітка ***10***. Решітка складається з секторів, які можуть бути литими з довгастими отворами або збірними з колосників трапецієподібної форми. Простір між решіткою і торцевою кришкою розділено перегородками – ліфтерами ***12*** на секторні камери, які відкриті у цапфу ***14***. Наявність решітки і секторних камер дозволяє здійснити примусове розвантаження подрібненого продукту з млина і підтримувати низький рівень пульпи, що у свою чергу приводить до зменшення об’єму матеріалу у млині і скороченню часу подрібнення. При обертанні млина ліфтери ***12*** діють, як елеваторне колесо: піднімають пульпу до рівня розвантажувальної цапфи ***14***, через яку вона видаляється з млина.

В барабан завантажуються стальні або чавунні кулі різного діаметра (від 40 до 150 мм). Об’єм куль складає приблизно половину об’єму млина.

При обертанні барабана кулі сповзають, скочуються або падають і подрібнюють зерна корисної копалини. Обертання барабана передається від електродвигуна через вінцеву шестерню ***11***, закріплену на барабані. Подрібнення руди відбувається головним чином у результаті ударів подрібнюючих тіл і частково стиранням і роздавлюванням.

Млини самоподрібнення

Сутність процесу самоподрібнення полягає у тому, що крупні грудки руди у млині, подрібнюючись самі, у той же час подрібнюють більш дрібні грудки. Крупні гудки при цьому виконують роль подрібнюючого середовища (куль або стержнів), а дрібні грудки – матеріалу, що подрібнюється. Розрізняють такі процеси самоподрібнення:

– *рудне самоподрібнення*, при якому дроблена руда крупністю до 300 – 500 мм після однієї стадії дроблення (або безпосередньо з рудника) надходить у млини самоподрібнення. Млини самоподрібнення характеризуються великим діаметром ($D \leq 12$ м) і невеликою довжиною ($D : L = 3 : 1$);

– *рудне напівсамоподрібнення*, яке відрізняється від рудного самоподрібнення тим, що у млин додають 5 – 10 % куль великого діаметра (100 – 125 мм). Кулі додають при недостачі крупних грудок у дробленій руді, а також для підвищення продуктивності млина;

– *рудногалькове подрібнення*, при якому руда крупністю 6 – 0 мм або дрібніше, що отримана в результаті рудного самоподрібнення, напівсамоподрібнення або подрібнення у стержневому млині подрібнюється в рудногалькових млинах. Рудна галька (крупністю 100 – 40 мм; 75 – 30 мм) відбирається після другої стадії дроблення або виділяється при рудному самоподрібненні і використовується як подрібнююче середовище.

У порівнянні з подрібненням у стержневих і кульових млинах самоподрібнення характеризується такими перевагами:

– виключаються стадії середнього і дрібного дроблення;

– економія подрібнюючих тіл (не застосовуються кулі і стержні);

– відсутнє забруднення подрібненого матеріалу металом;

– поліпшення технологічних показників подальшого збагачення внаслідок кращого розкриття і меншого шламоутворення;

– при переробці золотовмісних руд з наступним ціануванням виключаються втрати золота із залізним скрапом і крихтою, знижується витрата ціаніду;

– 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.

До недоліків самоподрібнення слід віднести: меншу питому продуктивність, вищі витрати енергії (у 1,3-1,4 рази), великі витрати на футеровку.

Млини мокрого самоподрібнення типу «Каскад» (ММС) застосовуються у схемах переробки залізних, золотовмісних, мідномолібденових, алмазовмісних та інших руд замість конусних дробарок середнього і дрібного дроблення, стержневих і кульових млинів.

Млин мокрого самоподрібнення (рис. 4.44) складається з барабана ***1*** із торцевими кришками ***3*** і ***8***. Торцеві кришки мають пустотілі цапфи: завантажувальну ***4*** і розвантажувальну ***12***, за допомогою яких барабан спирається на корінні підшипники ***5*** і ***11***. Обертання барабана передається від електродвигуна через вінцеву шестерню ***10***, закріплену на розвантажувальній цапфі.

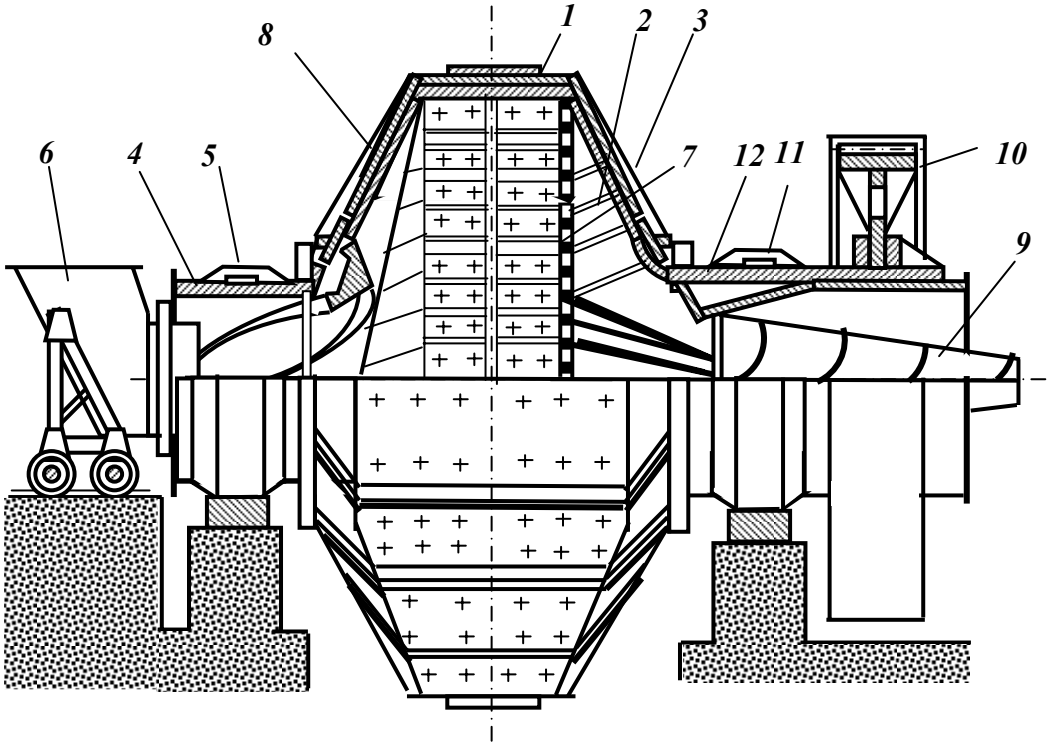


Рис. 4.44 – Млин мокрого самоподрібнення типу «Каскад».
1 – барабан; 2 – ліфтери; 3, 8 – торцеві кришки; 4 – завантажувальна цапфа; 5, 11 – підшипники; 6 – завантажувальний пристрій; 7 – решітка; 9 – бутара; 10 – вінцева шестерня; 12 – розвантажувальна цапфа.

Корпус барабана складається з двох половин з'єднаних фланцями. До корпусу приєднані порожні цапфи ***4*** і ***12***. У цапфах знаходяться завантажувальна і розвантажувальна втулки. Завантажувальна втулка має спіралі, призначені для прискорення подачі руди у млин, і спіральний пристрій для повернення у млин пульпи, що протікає крізь ущільнення.

Вихідна руда завантажується у млин за допомогою завантажувального пристрою ***6***, який являє собою патрубок, що переміщується механічним приводом по рейках.

Футеровка барабана складається з броньових плит і ліфтерів ***2***, футеровка торцевих стінок складається з двох рядів плит. Біля розвантажувального кінця млина установлена решітка *7*. Щілини решітки мають ширину 20 мм і виконані з розширенням у бік розвантаження. Як і у кульових млинів з решітками, в млинах типу ММС простір між решіткою *7* і торцевою кришкою ***3*** розділено радіальними перегородками – розвантажувальними ліфтерами на секторні камери відкриті у цапфу ***12***.

Наявність решітки і розвантажувальних ліфтерів дозволяє здійснити примусове розвантаження подрібненого продукту з млина і підтримувати у млині низький рівень пульпи. При обертанні млина ліфтери ***12*** діють, як елеваторне колесо: піднімають пульпу до рівня розвантажувальної цапфи ***14***, через яку вона видаляється з млина. Класифікація подрібненого матеріалу здійснюється на бутарі ***9***, яка закріплена на розвантажувальній цапфі. Рудна галька виділяється з млина через вікна у розвантажувальній решітці.

Млини мокрого самоподрібнення у залежності від типорозміру приводяться в рух одним або двома електродвигунами. Вінцева шестерня ***10*** змонтована на розвантажувальній цапфі.

Млини самоподрібнення добре працюють тільки при низькому рівні розвантаження. При високому рівні пульпи у млині сила удару подрібнюючих тіл суттєво зменшується. Продуктивність млина залежить не тільки від площі живого перетину решітки, але й від ємності камер, створених радіальними перегородками (ліфтерами) за решіткою. Якщо камери малі, пульпа буде повертатись у млин і її пропускна здатність буде низькою.

Млини сухого самоподрібнення типу «Аерофол» (МСС) застосовуються у схемах переробки залізних, золотовмісних, уранових, поліметалічних та інших руд, а також для виробництва цементу.

За конструкцією млин сухого самоподрібнення (рис. 4.45) аналогічний млину типу ММС.

Млин сухого самоподрібнення являє собою короткий барабан ***1*** великого діаметра (5,5 – 11 м). На внутрішній поверхні вздовж твірної барабана на деякій відстані один від одного закріплені балки-ребра ***2***, які при обертанні барабана піднімають грудки матеріалу. Після підйому на деяку висоту грудки матеріалу падають і розбиваються при ударі об ребра, одночасно вони дроблять матеріал, що знаходиться унизу. На торцевих кришках ***3*** барабана закріплені кільця ***4*** трикутного перетину. Призначення кілець – направляти грудки матеріалу у середину барабана для запобігання сегрегації матеріалу у робочому просторі млина. Кільця також сприяють подрібненню матеріалу у результаті тертя і підвищенню продуктивності млина.

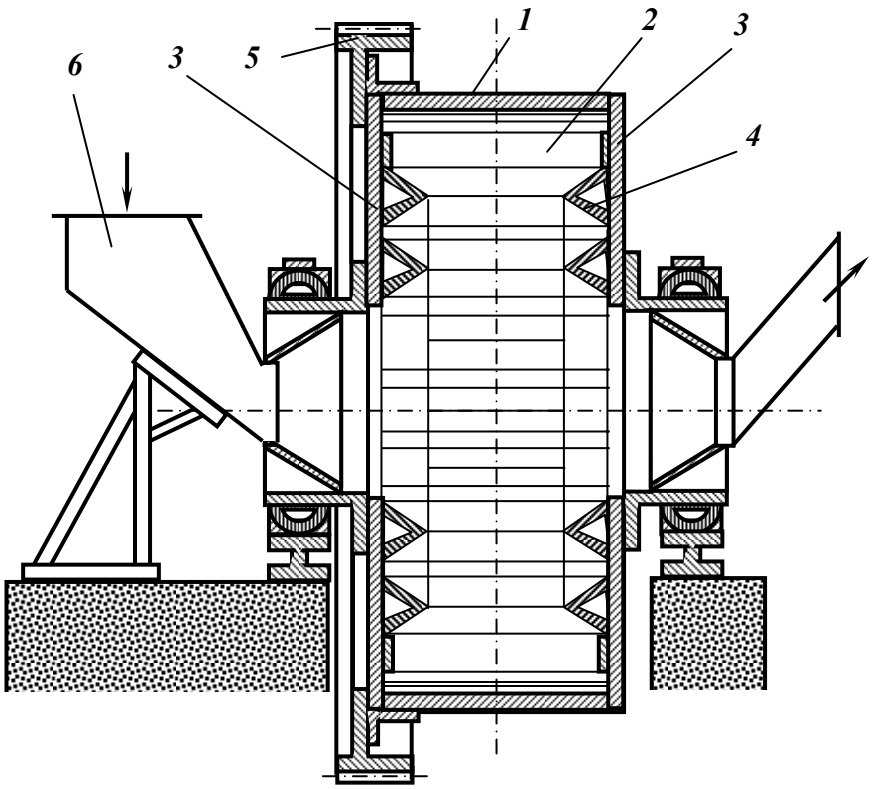


Рис. 4.45 – Млин сухого самоподрібнення типу «Аерофол».
1 – циліндричний барабан; 2 – ребра; 3 – торцеві кришки; 4 – кільця;
5 – вінцева шестерня; 6 – завантажувальний пристрій.

Млин сухого самоподрібнення типу «Аерофол» працює у замкненому циклі з класифікаційними апаратами. Повітряний потік, що створюється вентилятором, проходить через млин і класифікаційні апарати (сепаратор і циклони). Подрібнений матеріал виноситься повітряним потоком з барабана через розвантажувальну цапфу. Крупність продукту подрібнення регулюється зміною швидкості повітряного потоку через млин. Дрібні частинки матеріалу визначеної крупності виносяться повітряним потоком з робочого простору млина у класифікатор, де крупні зерна потрапляють у збірник. Дрібні частинки повітряний потік транспортує у циклони, де й відбувається їхнє осадження. Потім повітряний потік, що містить тонші зерна матеріалу засмоктується вентилятором і одна частина його нагнітається у млини, а друга після очищення у фільтрах викидається у атмосферу.

Осаджені у класифікаторі і циклонах продукти класифікуються у відцентровому сепараторі. Дрібний (готовий) продукт надходить з сепаратора на збагачення, а крупний (циркулюючий) повертається у млин на додаткове подрібнення.

Рудногалькові млини (МРГ) застосовуються на збагачувальних фабриках, які переробляють уранові, золотовмісні, поліметалічні, залізні та інші корисні копалини. Для рудногалькового подрібнення застосовують

млини будь-якого розміру і профілю, але перевагу віддають млинам із співвідношенням довжини барабана до його діаметра $D : L = 1{,}5 : 1$.

Рудногалькові млини за конструкцією аналогічні кульовим млинам з розвантаженням через решітку.

Розрізняють первинне і вторинне рудногалькове самоподрібнення.

При *первинному рудногальковому самоподрібненні* (перша стадія) подрібнюючим середовищем (галькою) служать грудки руди крупністю близько 150 мм, а матеріалом, що подрібнюється – дрібна руда крупністю 20 – 0 мм.

При *вторинному рудногальковому самоподрібненні* (друга стадія) подрібнюючим середовищем (галькою) служать грудки руди крупністю від 100 до 25 мм, а матеріалом, що подрібнюється – продукт першої стадії подрібнення крупністю 3 – 0 мм. Гальку необхідної крупності отримують або грохоченням руди в процесі її дроблення, або з рудних млинів. Подрібнений продукт млинів типу МРГ має крупність 0,5 – 0,1 мм і тоншу.

Первинне рудногалькове самоподрібнення може здійснюватись у відкритому і у замкненому циклах. При тонкому подрібненні рудногалькові млини, як правило, працюють у замкненому циклі з гідроциклонами і спіральними класифікаторами.

Первинне рудногалькове самоподрібнення не одержало такого широкого застосування, як вторинне (тонке). Основною перевагою вторинного рудногалькового самоподрібнення є те, що перехід з кульового на рудногалькове подрібнення простіше і дешевше, ніж у циклі первинного (грубого) подрібнення.

Основні переваги рудногалькового самоподрібнення: висока селективність, що підвищує кількісно-якісні показники збагачення; повне або значне скорочення витрат стальних куль; простота і надійність експлуатації млинів; зниження собівартості подрібнення.

Фактори, що впливають на продуктивність барабанних млинів

Продуктивність барабанних млинів вимірюється кількістю тонн подрібненого вихідного матеріалу (т/год, т/доб); величиною новоутвореної питомої поверхні м.кв./тонну за одиницю часу; кількістю тонн новоутвореного розрахункового класу крупності (звичайно – 0, 074 мм) в одиницю часу.

Продуктивність млинів визначається багатьма факторами, які розділяють на три групи:

– *технологічні фактори*, які залежать від властивостей матеріалу – крупності вихідного матеріалу і подрібненого продукту, подрібнюваності руди;

– *конструктивні фактори*, які залежать від конструкції млина, його розміру, форми футеровки;

– *експлуатаційні фактори*, які визначаються умовами роботи млина – відкритий або замкнений цикл, ефективність роботи класифікаційного апарата, ступінь заповнення млина подрібнюючим середовищем, характеристика крупності, форма, густина і твердість подрібнюючих тіл, розрідженість пульпи, число обертів млина.

Регулюванню при експлуатації піддаються тільки фактори третьої групи, а також крупність вихідної руди і продукту подрібнення.

Між продуктивністю млина і подрібнюваністю матеріалу, його крупністю і крупністю подрібненого продукту існує прямо пропорційна залежність. Практикою встановлено, що оптимальна крупність живлення стержневих млинів – 15 – 20 мм, а кульових – 10 – 15 мм (така крупність може бути отримана після тристадіального дроблення). Для млинів самоподрібнення крупність живлення – 300 – 500 мм (така крупність може бути отримана після одностадіального дроблення). Чим менше крупність вихідного матеріалу і чим крупніше подрібнений продукт, тим вище продуктивність млина.

Продуктивність млина пропорційна витратам енергії на подрібнення, а витрати енергії пов'язані зі ступенем заповнення млина подрібнюючим середовищем. З ростом ступеня заповнення φ млина подрібнюючим середовищем зростає витрата енергії на подрібнення і досягає максимуму при ступені заповнення φ = 50 %. Відповідно зростає й продуктивність млина.

З підвищенням відносної частоти обертання спостерігається підвищення споживаної питомої потужності. Одночасно продуктивність і вихід класу – 0,074 мм в розрахунку на 1 кВт·год зростають пропорційно частоті обертання. Однак це справедливо лише до деякої межі (для млинів типу «Аерофол» до ψ = 0,95; для млинів типу «Каскад» до ψ = 0,85). Якщо у живленні млина самоподрібнення багато дріб'язку, його продуктивність знижується, тому що немає достатньої кількості крупних грудок, які могли би роздрібнити грудки середньої величини, руда подрібнюється дуже повільно і, головним чином, стиранням.

Оптимальні ступені заповнення млина подрібнюючим середовищем φ і відносні частоти обертання барабану ψ, при яких досягаються найбільш високі показники подрібнення, наведені у табл. 4.4.

Таблиця 4.4 – Оптимальні значення ступеня заповнення млина подрібнюючим середовищем φ і відносної частоти обертання барабану ψ

Значення φ і ψ	Млини				
	Кульові	Стержневі	«Каскад»	«Аерофол»	Рудногалькові
φ, %	40 – 50	35 – 40	38 – 42	35 – 42	45 – 50
ψ, %	75 – 80	65 – 70	70 – 75	85 – 95	75 – 85

Концентрація пульпи у млині визначає масу або об'єм твердого матеріалу, який знаходиться у ньому у кожний даний момент, а також ефективність дії подрібнюючих тіл. Загальний об'єм пульпи у млині приблизно постійний, тому зі збільшенням вмісту у пульпі води вміст твердого зменшується, і навпаки. При меншому вмісті води густина пульпи збільшується і, отже, подрібнюючі тіла при русі у більш густому середовищі будуть мати меншу силу удару.

Вміст води у пульпі визначає її текучість і здатність проходження через млин. При вмісті води близько 20 % матеріал достатньо вільно проходить через млин. Чим більше густина пульпи, тим більше крупних частинок досягає розвантажувального кінця млина. У млинах з центральним розвантаженням цей крупний матеріал надходить на розвантаження і вміст крупного класу у продукті подрібнення збільшується. У млинах з решіткою густа пульпа, яка містить крупні частинки затримується решіткою і збільшення вмісту крупного класу у розвантаженні млина не спостерігається. При великих розрідженнях пульпи матеріал швидше проходить млин з решіткою, що приводить до укрупнення продукту подрібнення. У млинах з центральним розвантаженням великі розрідження, навпаки, приводять до збільшення вмісту дрібних класів у подрібненому продукті.

Продуктивність млина тим вища, чим вище ефективність класифікації. Низька ефективність класифікації особливо негативно впливає на роботу млина при малих циркуляційних навантаженнях. Підвищення ефективності класифікації визначає зменшення кількості переподрібненого матеріалу. Збільшення швидкості проходження матеріалу через млин, що спостерігається при зростанні циркуляційного навантаження, сприяє підвищенню ефективності роботи подрібнюючого середовища, зменшенню ступені переподрібнення і підвищенню продуктивності млина.

Продуктивність барабанних млинів розраховують за методом подібності, виходячи з практичних даних роботи млинів на подібній сировині при режимах, близьких до оптимального. Розрахунок виконують по питомій продуктивності або по ефективності подрібнення. При цьому враховують розходження в подрібнюваності, крупності вихідного і подрібненого продуктів, розмірах і способі розвантаження млина.

Продуктивність млинів по вихідній руді:

$$Q = qV/(\beta - \alpha) \ , \text{ т/год}, \qquad (4.57)$$

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

Методика розрахунку по питомому навантаженню використовується для визначення продуктивності барабанних млинів зі сталевими подрібнюючими тілами.

Розрахунок продуктивності млинів по ефективності подрібнення використовується для млинів самоподрібнення.

Продуктивність млина по вихідній руді визначається по формулі:

$$Q = N\eta e/(\beta - \alpha), \text{ т/год,} \qquad (4.58)$$

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

Вплив конструкції млинів і форми футеровки на їхню продуктивність встановлений на основі практичних даних. Млини, які працюють з низьким рівнем пульпи, мають продуктивність дещо більшу, ніж млини з високим рівнем пульпи. Так, продуктивність млинів з решіткою приблизно на 15 % вище продуктивності млинів з центральним розвантаженням. Цей факт пояснюється тим, що при низькому рівні пульпи елементи подрібнюючого середовища діють більш ефективно. Продуктивність млинів з гладкою футеровкою менша, ніж млинів з ребристою футеровкою.

4.3. ГІДРАВЛІЧНА КЛАСИФІКАЦІЯ

4.3.1. Закономірності руху тіл у середовищах

При русі в рідинах, мінеральних суспензіях, газах тверде тіло обтікається середовищем. На частинки, що рухаються в середовищі, діють сили, величина яких залежить від фізичних властивостей середовища (його густини і в'язкості), а також від швидкості руху частинок, їхнього розміру і густини. Під дією цього комплексу сил частинки, що відрізняються розділовими властивостями, переміщаються за різними траєкторіями доти поки не відбудеться їхнє розділення, після чого кожна група частинок виділяється з процесу окремо.

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, має місце безвідривне обтікання; опір руху тіла обумовлено в основному силами тертя. Зі збільшенням швидкості руху обтікання тіла відбувається з вихроутворенням, що тим інтенсивніше, чим більше 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 виконується з урахуванням вільних і стиснених умов. 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 окремих ізольованих одна від одної часток у необмеженому об'ємі середовища.

Швидкість вільного падіння тіл у середовищах визначається взаємодією сил гравітаційної (F_1) і гідродинамічного опору (F_2):

$$F_1 = \pi d^3 (\delta - \Delta)\, g / 6, \text{ Н}, \tag{4.59}$$

$$F_2 = \psi V^2 d^2 \Delta\ , \tag{4.60}$$

де d – еквівалентний діаметр кулі рівновеликої за об'ємом реальному тілу, м; δ – густина тіла, кг/м^3; Δ – густина середовища, кг/м^3; g – приско-

рення вільного падіння, м/с^2; де ψ – коефіцієнт гідродинамічного опору середовища рухомому тілу; V – швидкість тіла в середовищі, м/с.

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

$$Re = Vd\Delta / \mu , \tag{4.61}$$

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

Ламінарний режим обтікання спостерігається при невеликих швидкостях руху ($Re < 1$) часток малої крупності ($d < 0,1$ мм). При ламінарному обтіканні елементарні шари середовища плавно сходять з тіла і не утворюють вихорів. У цьому випадку сила в'язкісного опору середовища обумовлюється силами тертя, що виникають у ньому внаслідок різниці швидкостей руху окремих елементарних шарів, і описується законом Стокса:

$$F_2^{\bullet} = 3\pi\mu Vd. \tag{4.62}$$

Якщо динамічний коефіцієнт в'язкості μ представити з використанням формули (4.61) як:

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

то вираз (4.62) можна перетворити в такий спосіб:

$$F_2^{\bullet} = 3\pi V^2 d^2 \Delta / Re . \tag{4.63}$$

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

$$F_2^{\bullet\bullet} = \pi V^2 d^2 \Delta / 16. \tag{4.64}$$

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

Для проміжної області значень числа Рейнольдса $1 \le Re \le 1000$, що відповідають швидкостям руху часток крупністю $0{,}1 \le d \le 2$ мм, Аллен запропонував визначати опір тілу за формулою:

$$F_2''' = 5\pi V^2 d^2 \Delta / (8\sqrt{Re}) \,. \qquad (4.65)$$

Формули (4.63) – (4.65) показують, що опір, який чинить середовище рухомому тілу, залежить від густини середовища, швидкості руху і крупності тіла. При цьому коефіцієнт гідродинамічного опору середовища залежно від режиму руху приймає значення:

$\psi = \pi / 16$ – рух у турбулентній області;

$\psi = 5\pi / (8\sqrt{Re})$ – рух у проміжній області;

$\psi = 3\pi / Re$ – рух у ламінарній області.

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. 4.46). Плавний вид кривої вказує на поступовий перехід від ламінарного режиму до турбулентного при зміні параметра Рейнольдса.

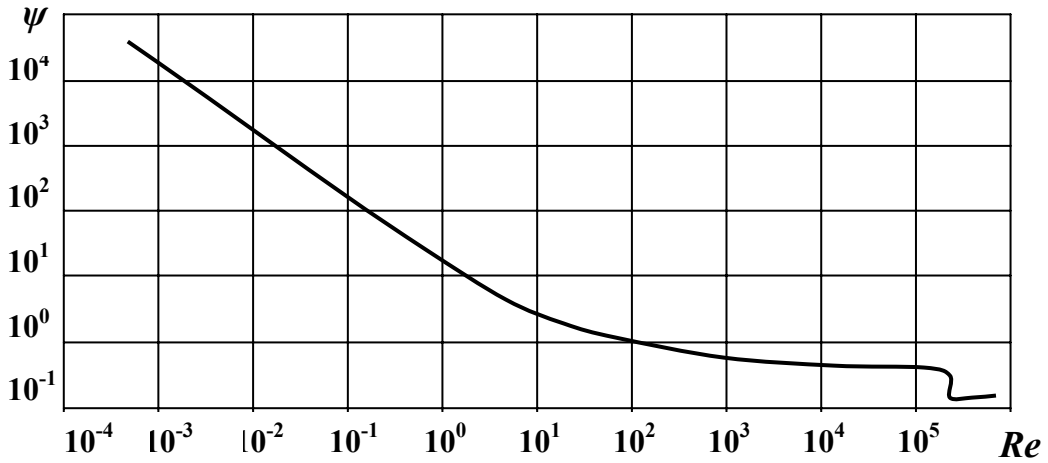


Рис. 4.46 – Залежність коефіцієнта ψ від параметра Re.

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.

Аналітичний вираз для визначення швидкості руху тіла в середовищі з урахуванням основних сил – гравітаційної (4.59) і опору (4.60) може бути отримано з рівняння:

$$F = F_{гр} - F_{оп}$$

При $F = ma$ в диференціальній формі це рівняння має вигляд:

$$m\frac{\partial V}{\partial t} = \frac{\pi d^3}{6}(\delta - \Delta)g - \psi V^2 d^2 \Delta. \qquad (4.66)$$

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

$$\frac{\partial V}{\partial t} = \frac{\delta - \Delta}{\delta} g - \frac{6\psi V^2 \Delta}{\pi d \delta}, \text{ м/с}^2. \qquad (4.67)$$

У перший момент тіло рухається в середовищі прискорено, тому що його сила ваги перевищує силу опору середовища. Тривалість цього моменту часу мала і виміряється частками секунди, потім настає рівновага сил і тіло рухається рівномірно зі швидкістю $V_0 = const$, яка називається *кінцевою швидкістю* вільного падіння. Прискорення тіла при $V_0 = const$ дорівнює нулю. З рівняння (4.66) кінцева швидкість падіння тіла в середовищі становить:

$$V_0 = \sqrt{\frac{\pi d(\delta - \Delta)g}{6\psi\Delta}}, \text{ м/с}. \qquad (4.68)$$

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

Закономірності стисненого 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 перемішуванням частинок у подовжньому і поперечному напрямках, тертям частинок одна об одну і стінки апарата, виникненням висхідних потоків середовища в проміжках між частинками. У результаті цього виникають додаткові силу опору, що різко змінюють характер руху кожної окремої частинки в порівнянні з умовами вільного падіння, унаслідок чого швидкість руху частинки значно зменшується.

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

Вивчення закономірностей стислого падіння частинок базується на двох концепціях:

- *перша концепція* розглядає стиснене падіння як груповий рух частинок, що являють собою фільтраційне середовище, крізь яке рідина протікає у вертикальному напрямку знизу вгору;

- *друга концепція* розглядає стиснене падіння як падіння окремої частинки, що знаходиться в масі інших, при цьому за основу приймається швидкість вільного падіння, а умови стиснення враховуються поправковими 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 стисненого падіння на основі різних гіпотез. Найбільш розповсюдженою формулою, що базується на другій концепції, є формула виду:

$$V_{cm} = V_0 \Theta^m, \tag{4.69}$$

де V_{cm} і V_0 – швидкості стисненого 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 частинок і апарата, у якому відбувається розділення, він приймає значення: $m = 1$ – у формулі Фінкея, $m = 2$ у формулі Ханкока, $m = 3$ – у формулі Лященка.

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.

Явище рівнопадання тіл у середовищах

При груповому русі мінеральних частинок різної густини і крупності завжди існує деяка кількість частинок, що мають однакові швидкості руху в середовищі. Наприклад, частинка вугілля з параметрами: δ_B= 1500 кг/м^3, d_B = 8 мм і частинка породи з параметрами $\delta_П$ = 1800 кг/м^3, $d_П$ = 5 мм мають однакові швидкості руху.

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

$$e = d_1 / d_2 = Re_1 / Re_2 . \tag{4.70}$$

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

Використання співвідношення $e = Re_1 / Re_2$ рівнозначно співвідношенню $e = d_1 / d_2$.

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

$$e = [(\delta_2 - \Delta) / (\delta_1 - \Delta)]^n \ . \qquad (4.71)$$

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

Коефіцієнт рівнопадання в умовах стисненого падіння визначається з урахуванням додаткових опорів тілу при його русі. Додатковий опір враховується заміною у формулі (4.71) густини рідини Δ на густину середовища $\Delta_{ср}$:

$$e = [(\delta_2 - \Delta_{ср}) / (\delta_1 - \Delta_{ср})]^n \ . \qquad (4.72)$$

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

4.3.2. Закономірності процесу гідравлічної класифікації

Гідравлічна класифікація – процес розділення суміші мінеральних зерен на класи крупності за швидкістю їхнього падіння у воді.

При гідравлічній класифікації розділення суміші на класи відбувається у відповідності з закономірностями 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 матеріалу, який розділяють, 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.

Гідравлічна класифікація є підготовчим, допоміжним і рідше збагачувальним процесом.

Як *підготовчу* операцію гідравлічну класифікацію застосовують на гравітаційних збагачувальних фабриках перед концентрацією корисних копалин 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.

Гідравлічна класифікація застосовується для розділення зерен за граничною крупністю більше 40 мкм, а для знешламлювання – по зерну розміром – 10 – 70 мкм. Верхня межа крупності матеріалу, що направляється на класифікацію, складає для руд не більше 6 мм, для вугілля – 13 мм.

Коефіцієнтом шкали гідравлічної класифікації ***S*** називається відношення послідовних швидкостей висхідних струменів води в класифікаторі. Коефіцієнт шкали гідравлічної класифікації пропорційний коефіцієнту рівнопадання:

– для вільних умов:

$$S = \sqrt{e}\,, \tag{4.73}$$

– для стиснених умов:

$$S_{cm} = \sqrt{e_{cm}}\,. \tag{4.74}$$

Теоретичні уявлення щодо процесу гідравлічної класифікації базуються на двох основних положеннях:

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

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

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 *піски*, а частинки з гідравлічною крупністю меншою швидкості висхідного потоку $V_{cm} < u$, повинні бути винесені в *злив*. Однак це справедливо лише для руху одиничних 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:

– постійне надходження потоку матеріалу в зону класифікації, а також стиснене розвантаження піскового продукту і пов'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 вирівню-

вання 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 неоднозначно характеризується різницею між кінцевою швидкістю її осадження і швидкістю потоку.

Детальні дослідження процесу гідравлічної класифікації проводилися багатьма вченими: Ханкоком, П.В. Лященко, Б.В. Кізевальтером, М.Д. Барським, Л.Г. Подкосовим, В.А. Олевським та ін.

Л.Г. Подкосов розглядав гідравлічну класифікацію як масовий процес розділення завислого матеріалу залежно від крупності, густини і форми частинок, а також від режиму потоку. Кінетика розділення частинок у вертикальному потоці може бути описана такою залежністю:

$$x = 1 - e^{-tf_1(d)f_2(\Theta)}, \qquad (4.75)$$

де x – повнота розділення суспензії, частки од.; t – тривалість розділення, с; $f_1(d)$ – функція, що враховує вплив гранулометричного складу; $f_2(\Theta)$ – функція, що враховує вплив розпушення матеріалу.

З рівняння (4.75) випливає, що залежність повноти розділення суспензії від часу носить експонентний характер. Повне розділення ($x = 1$) досягається лише при $t = \infty$.

М.Д. Барський запропонував рівняння для розрахунку відносної швидкості руху частинок вузького класу крупності з урахуванням сил взаємодії між частинками і зі стінками апарата:

$$\varepsilon_d = Be^{-kFr}, \qquad (4.76)$$

де ε_d – вилучення у злив ***i-тої*** фракції із середньою крупністю d; B, k – постійні коефіцієнти; Fr – число Фруда:

$$Fr = V_i^2 /(gd), \qquad (4.77)$$

де V_i – швидкість витання частинки крупністю $\boldsymbol{d}$.

При розрахунках за рівнянням (4.76) не враховуються вплив продуктивності по вихідному живленню і вміст твердого в пульпі, що є недоліком цього методу.

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. В міру опускання частинок вміст твердого в пульпі збільшується і розділення відбувається в стиснених умовах, при цьому швидкість осадження зменшується до мінімального значення близького до нуля.

В.А. Олевським запропоновано розрахунок розділення частинок у механічному класифікаторі з горизонтальним транспортним потоком, оснований на такій схемі процесу: тверді частинки, надійшовши з живленням у механічний класифікатор, переміщаються потоком води від місця завантаження до зливного порога зі швидкістю V_x, рівною

$$V_x = Q_c /(Bh), \text{ м/с}, \tag{4.78}$$

де Q_c – об'ємна продуктивність класифікатора по зливу, м^3/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 відстань L від місця завантаження до зливного порога, опустяться на дно і будуть транспортуватися в піски, частинки меншої гідравлічної крупності будуть винесені в злив. Гідравлічна крупність (кінцева швидкість) граничного зерна визначається зі співвідношення:

$$V_y = Q_c/(BL), \text{ м/с}. \tag{4.79}$$

Недоліком цього методу розрахунку є припущення про рух частинок з постійною швидкістю і відсутність урахування 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:

$$Ar = \pi d^3(\delta - \Delta)\Delta r\omega^2 /(8\mu^2), \tag{4.80}$$

де r – радіус обертання частинки навколо осі апарата, м/с; ω – частота обертання рідини, с$^{-1}$; d – розмір частинки, м; δ, Δ – густина частинки і рідини, кг/м^3; μ – динамічний коефіцієнт в'язкості рідини, Па·с.

З використанням обчисленого параметра Архімеда визначають коефіцієнт гідродинамічного опору:

$$\psi = exp(7{,}171 Ar^{-0{,}087}) \tag{4.81}$$

і з використанням визначеного коефіцієнта гідродинамічного опору розраховують швидкість руху частинки за формулою

$$V = \sqrt{\frac{4d(\delta - \Delta)}{3\psi\Delta}}, \text{ м/с}. \tag{4.82}$$

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

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 за формулою:

$$E = 0{,}01\varepsilon_{зл} \cdot \varepsilon_{п}, \% , \qquad (4.83)$$

де $\varepsilon_{зл}$ - вилучення зерен крупністю менш d мм у злив, % ; $\varepsilon_{п}$ - вилучення зерен крупністю більше 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. 4.47), 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 поділу однакова (по 50 %).

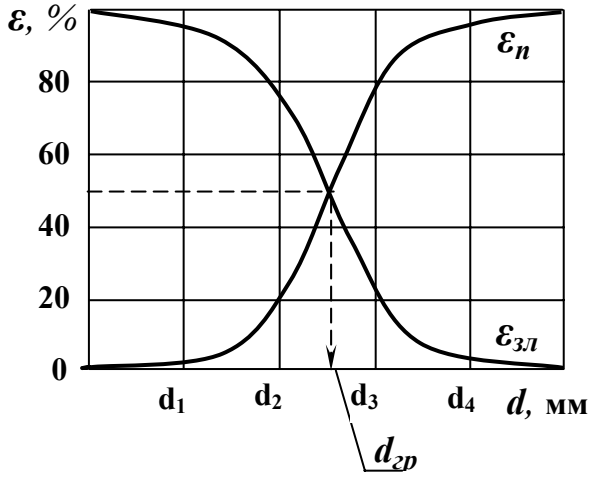


Рис. 4.47 – Визначення граничної крупності класифікації.

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 граничного крупності). Ефективність класифікації сучасних апаратів коливається від 70 до 90 % .

4.3.3. Класифікатори

Апарати, у яких здійснюється процес гідравлічної класифікації, називають класифікаторами. Апарати гідравлічної класифікації підрозділяють за двома основними ознаками: за силовим полем, під дією якого здійснюється розділення суспензії, і за способом розвантаження пісків.

За силовим полем розрізняють класифікатори гравітаційні і відцентрові, за способом розвантаження пісків – із примусовим і самопливним розвантаженням (табл. 4.5).

Таблиця 4.5 – Класифікатори

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

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

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 найчастіше використовують у замкнених циклах подрібнення для одержання готового за крупністю продукту, що направляється на збагачення, рідше їх використовують для відмивання глинистих матеріалів, а також для зневоднення зернистих продуктів.

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

Спіральний класифікатор (рис. 4.48) складається з нахиленої під кутом 14 – 20° ванни ***1***, у якій поміщені один або два вали ***2*** із закріпленими на них спіралями ***3***.

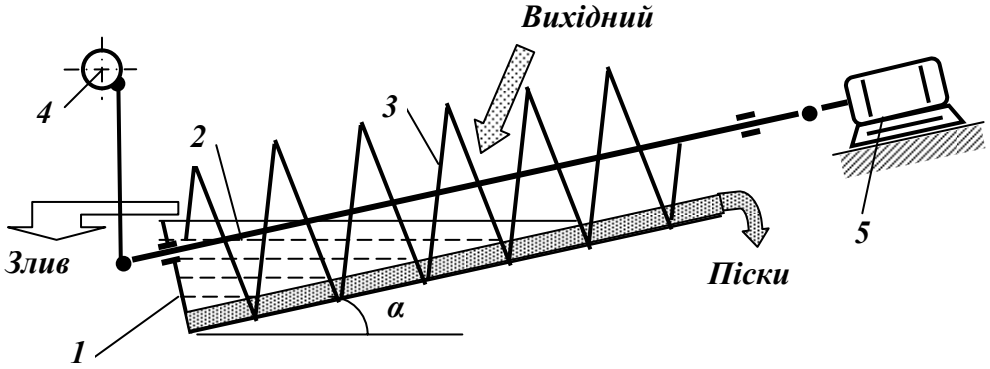


Рис. 4.48 – Спіральний класифікатор.
1 – ванна; 2 – вал; 3 – спіраль; 4 – підіймальний механізм спіралі; 5 – привод.

Спіралі виготовляють зі сталевих смуг, що утворюють двозахідну гвинтову стрічку. Для запобігання зносу спіраль футерують 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.

Верхня цапфа вала шарнірно закріплена в опорних підшипниках, що дозволяє піднімати нижню частину спіралі без порушення зчеплення кінчних зубчастих коліс. Це дає можливість запускати апарат (після його аварійної зупинки) під навантаженням без очищення ванни від пісків.

Класифікатори виготовляють у двох виконаннях – односпіральні і двоспіральні залежно від необхідної продуктивності.

Розрізняють два технологічних типи спіральних класифікаторів: з незануреними і з зануреними спіралями. У першому випадку уся верхня половина витка спіралі виступає над дзеркалом пульпи, у другому – частина спіралі, що знаходиться поблизу зливного порога, цілком занурена в пульпу. Однак з 1980 р. класифікатори з зануреною спіраллю з виробництва були зняті, тому далі розглядаються лише класифікатори з незануреною спіраллю.

Процес розділення за крупністю в спіральному класифікаторі відбувається в такий спосіб. Вихідний продукт подається в середню частину ванни спірального класифікатора під рівень пульпи. У процесі класифікації в апараті залежно від стану і режиму руху пульпи розрізняють чотири шари по висоті ванни і три зони по довжині (рис. 4.49).

Чотири шари по висоті ванни класифікатора характеризуються різними густиною і крупністю:

– шар 1 – нерухомий і густий (постіль класифікатора), охороняє днище ванни від механічного зносу; у ньому накопичуються металевий скрап і вільні зерна важких мінералів;

– шар 2 – осілі піски, що безупинно переміщуються до верхнього розвантажувального кінця ванни класифікатора;

– шар 3 – густа суспензія мінеральних зерен, що безупинно перемішується і розділяється на шари 2 і 4;

– шар 4 характеризується висхідними і горизонтальними потоками, спрямованими до зливного порога.

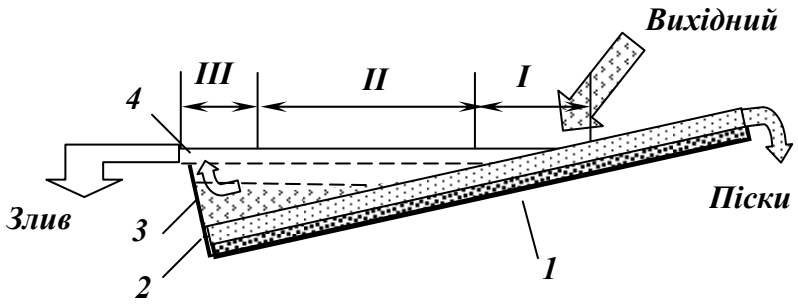


Рис 4.49 – Схема роботи спірального класифікатора.
I – зона інтенсивного перемішування; II – зона класифікації;
III – зона висхідних потоків; 1 – постіль класифікатора; 2 – піски;
3 – зависла речовина; 4 – шар з дрібними фракціями.

Внаслідок неоднакової висоти пульпи в трьох зонах класифікатора (по довжині ванни) перемішування в них відбувається з різною інтенсивністю:

– зона I розташована поблизу місця введення вихідного матеріалу і характеризується малою глибиною й інтенсивним перемішуванням пульпи; розділення зерен у зоні дуже рівномірне;

– зона II займає основну частину ванни, яка заповнена пульпою, у цій зоні відбувається процес класифікації зерен при незначній інтенсивності перемішування;

– зона III розташована поблизу зливного порога і характеризується висхідними потоками, що виносять зерна в злив.

Таким чином, при переміщенні матеріалу до зливного порога в ньому змінюються гранулометричний склад і об'ємний вміст твердої фази завдяки осадженню крупних зерен на дно. Це приводить до поступового збільшення кінцевих швидкостей падіння зерен і створення кращих умов для очищення зливу.

Наявність у живленні класифікатора значної кількості первинних шламів збільшує в'язкість пульпи, що зменшує швидкість осадження частинок і в злив надходить матеріал із крупністю, що перевищує розрахункову. Збільшення в'язкості пульпи, викликане наявністю шламів можна дещо знизити додаванням реагентів-пептизаторів у цикл подрібнення.

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 ча-

стинок 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:

$$Q_{зл} = 4{,}56\ m\ k_\beta\ k_\delta\ k_c\ k_\alpha\ D^{1{,}768},\ \text{т/год;} \qquad (4.84)$$

по пісках:

$$Q_п = 5{,}45\ m\ k_\delta\ k_\alpha\ D^{\,3} n\ ,\ \text{т/год} \qquad (4.85)$$

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.

Багер-зумпфи (елеваторні класифікатори) в практиці вуглезбагачення застосовуються 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 близько 0,5 мм.

Багер-зумпф являє собою залізобетонну ємність, з якої осілий матеріал вивантажується елеватором з перфорованими ковшами (рис. 4.50).

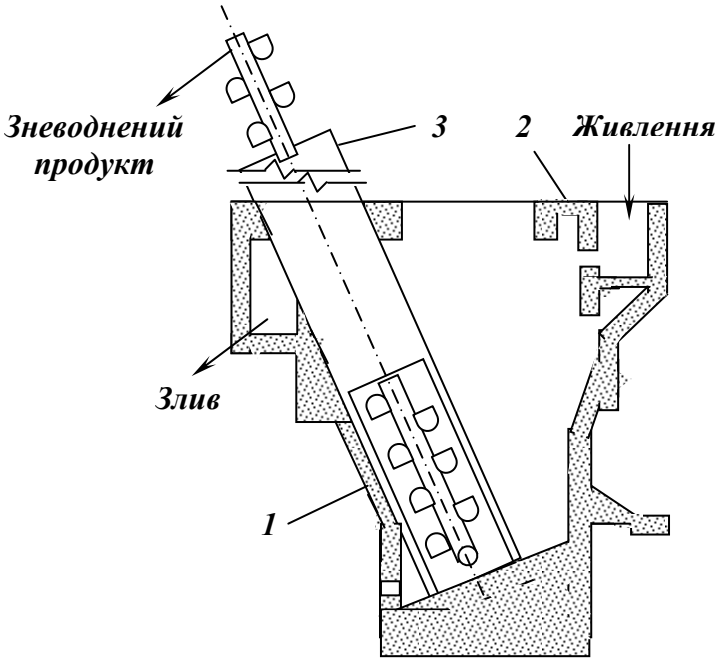


Рис. 4.50 – Багер-зумпф.
1 – багер-зумпф;
2 – перегородка;
3 – елеватор.

Принцип роботи багер-зумпфа заснований на осадженні частинок під дією сили ваги. Однак в багер-зумпфі 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 апарата ковшами елеватора. Ефективність класифікації залежить від продуктивності пристрою і вмісту твердого у вихідній пульпі.

Площа дзеркала багер-зумпфа найчастіше визначається відстанню між колонами будови фабрики (звичайно 6000 х 6000 мм).

Одержання осаду з вологістю 18 – 22 % забезпечується довжиною зони зневоднення (довжиною надводної частини елеватора), яка повинна бути не меншою 4 м по вертикалі.

Об'ємна продуктивність багер-зумпфа розраховується за формулою:

$$Q_0 = q_0 F, \text{ м}^3/\text{год}, \qquad (4.86)$$

де q_0 – питома об'ємна продуктивність (q_0=15 – 20 м^3/год·м^2); F – площа дзеркала багер-зумпфа (звичайно F = 36 м^2).

Переваги багер-зумпфів – порівняно висока ефективність (E = 70 – 90 %) і можливість підйому матеріалу на необхідну висоту, недолік – громіздкість.

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

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

Скребковий класифікатор являє собою металеву ванну ***1*** прямокутної форми з горизонтальною і похилою частинами (рис. 4.51).

Пульпа завантажується в торцеву частину ванни класифікатора. Розділення на грубозернисту 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 осад споліскується водою з бризкал ***4***. Злив, що містить шлам, видаляють 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.

Об'ємна продуктивність скребкового класифікатора розраховується за формулою (4.72). При питомому навантаженні 15 – 25 м^3/год•м^2 скребкові класифікатори працюють ефективно, якщо вміст твердого в оборотній воді не перевищує 120 кг/м^3.

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.

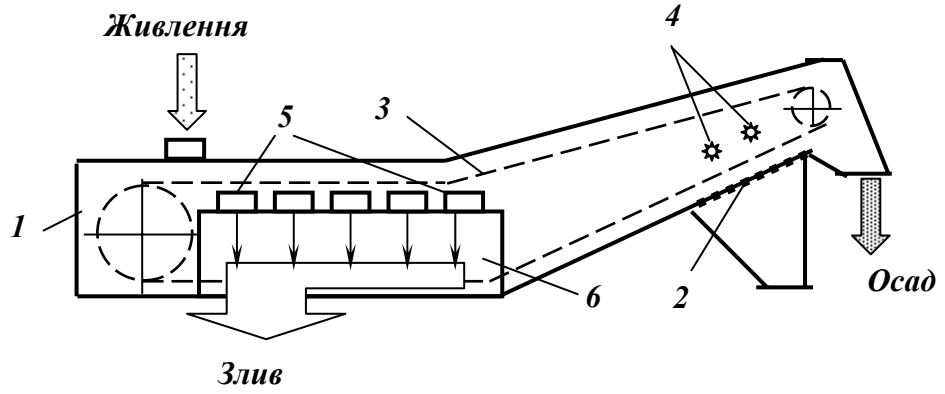


Рис. 4.51 - Скребковий класифікатор.
1 – ванна; 2 – щілинне сито; 3 – скребковий конвеєр;
4 – бризкала; 5 – шиберні пристрої; 6 – збірний жолоб.

Гідравлічні класифікатори

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

Конусний класифікатор – 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. Конусний класифікатор являє собою конус ***1*** з кутом 60 – 65º, установлений на рамі вершиною вниз (рис. 4.52). Живлення крупністю до 3 мм подається через центральну трубу ***2***, у якій установлена сітка ***5*** для уловлювання сторонніх предметів і заспокоювання потоку.

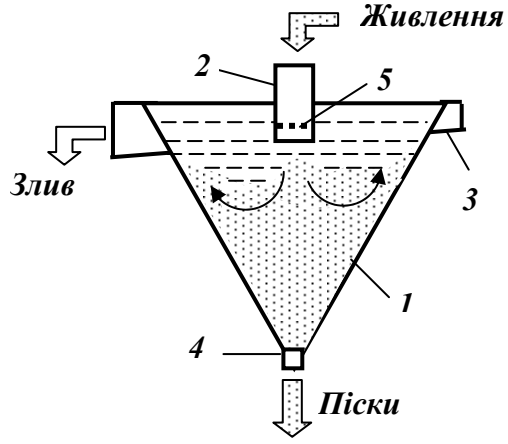


Рис.4.52 – Схема конусного класифікатора.
1 – конічний корпус; 2 – центральна труба;
3 – зливний жолоб; 4 – піскова насадка;
5 – сітка.

Розвантаження зливу в жолоб ***3*** здійснюється самопливом через зливний поріг, розвантаження пісків здійснюється безупинно через піскову насадку ***4*** або із застосуванням різних затворів періодичної дії. Крупність розділення в конусних класифікаторах складає 0,15 мм. Характерним для цих класифікаторів є високе розрідження згущеного продукту (пісків) (30 – 40 % твердого) і невисока ефективність (50 – 60 %).

Гідравлічні класифікатори з вертикальним потоком пульпи в практиці роботи збагачувальних фабрик використовуються рідко. Вони поширені в будівельній техніці при одержанні пісків для виробництва бетону.

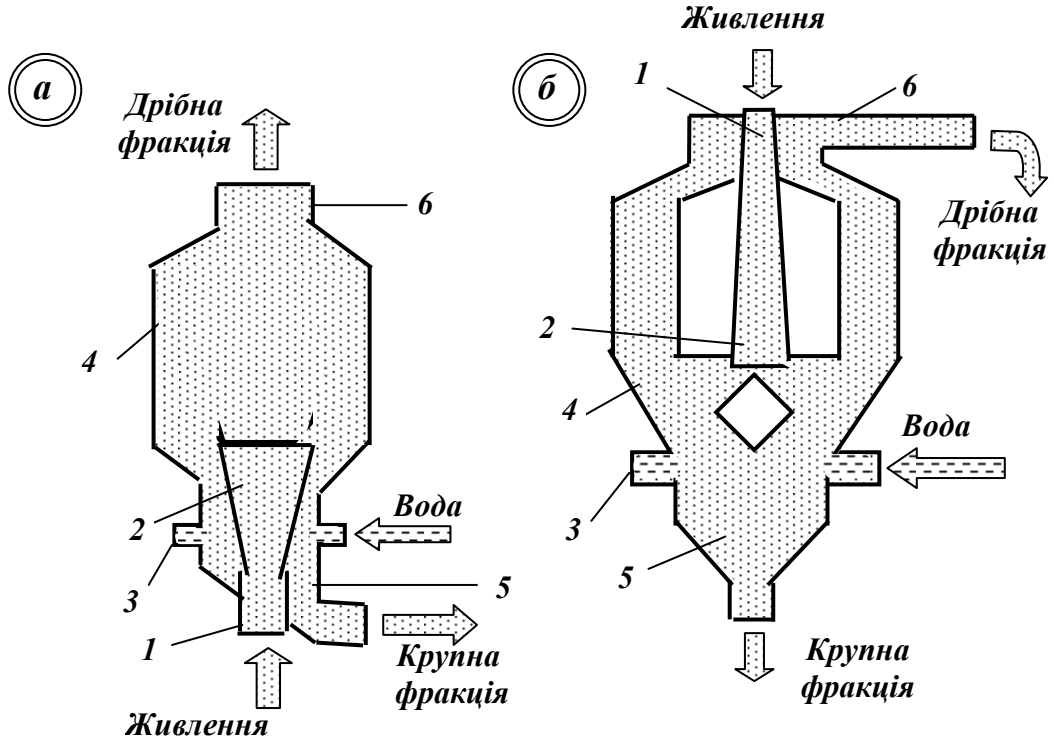


Рис. 4.53 – Гідравлічні класифікатори з вертикальним потоком пульпи.
а – прямотечійний вертикальний класифікатор;
б – протитечійний вертикальний класифікатор.
1 – живильна труба; 2 – дифузор; 3 – водяний колектор; 4 – камера розділення;
5 – розвантажувальний конус; 6 – зливна труба.

Прямотечійний вертикальний класифікатор (рис. 4.53*а*) призначений для розділення піску і гравію на дві фракції по граничному зерну крупністю 0,3 – 0,5 мм. Пульпа надходить у класифікатор знизу по живильній трубі ***1*** у дифузор ***2***. Із дифузора пульпа підхоплюється потужним потоком води, що надходить у зону розділення через отвори кільцевого колектора ***3***, і виноситься в циліндричну камеру ***4***, де відбувається розділення. Крупна фракція (піски) видаляється через конус ***5***, а дрібна – через зливну трубу ***6***.

Для одержання декількох продуктів класифікації апарати встановлюють послідовно.

Протитечійний вертикальний класифікатор (рис. 4.53*б*) призначений для розділення піску за граничним зерном крупністю 0,3–1,2 мм. Жи-

влення (пульпу) подають в класифікатор зверху, назустріч висхідному потоку води. Процес розділення відбувається так само, як і в прямотечійному класифікаторі.

Гідравлічні багатокамерні 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 багатокамерні класифікатори (рис. 4.54) являють собою відкритий жолоб ***1***, що розширюється до зливного порога і по якому протікає горизонтальний потік вихідного матеріалу. У дно жолоба вмонтовані пірамідальні класифікаційні камери ***2***, розміри яких збільшуються в напрямку розвантажувального кінця корпуса 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, що подається знизу: мішалки ***3*** для розпушення осідаючих пісків, камери ***4*** тангенціального підведення води (вортекси) і конуси ***5*** для розвантаження крупних фракцій. Тангенціальне підведення води знизу забезпечує стійкість висхідного потоку і більш рівномірне розділення вертикальних швидкостей по поперечному 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 стисненого падіння зерен граничної крупності. Найдрібніший продукт видаляється через зливний поріг.

Об’ємна продуктивність гідравлічних багатокамерних класифікаторів розраховується за формулою:

$$Q_o = 3600LBV\text{,}\ \text{м/год,} \qquad (4.87)$$

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

Гідроциклони застосовуються для класифікації за крупністю і знешламлювання дрібних і тонких продуктів. Вони використовуються також для згущення пульпи і збагачення.

В промисловості використовуються гідроциклони діаметром від 250 до 1400 мм. На збагачувальних фабриках використовують головним чином циліндроконічні гідроциклони малих типорозмірів з кутом конусності 10^o і великих типорозмірів з кутом конусності 20^o. Гідроциклони малих діаметрів працюють з відносно високим тиском, великих діаметрів – з низьким тиском. Залежно від призначення гідроциклони мають різний кут при вершині конічної частини корпуса (кут конусності): згущувальні – 10^o;

класифікаційні – 20º; важкосередовищні – 40-60º; збагачувальні (коротко-конусні) – понад 90º.

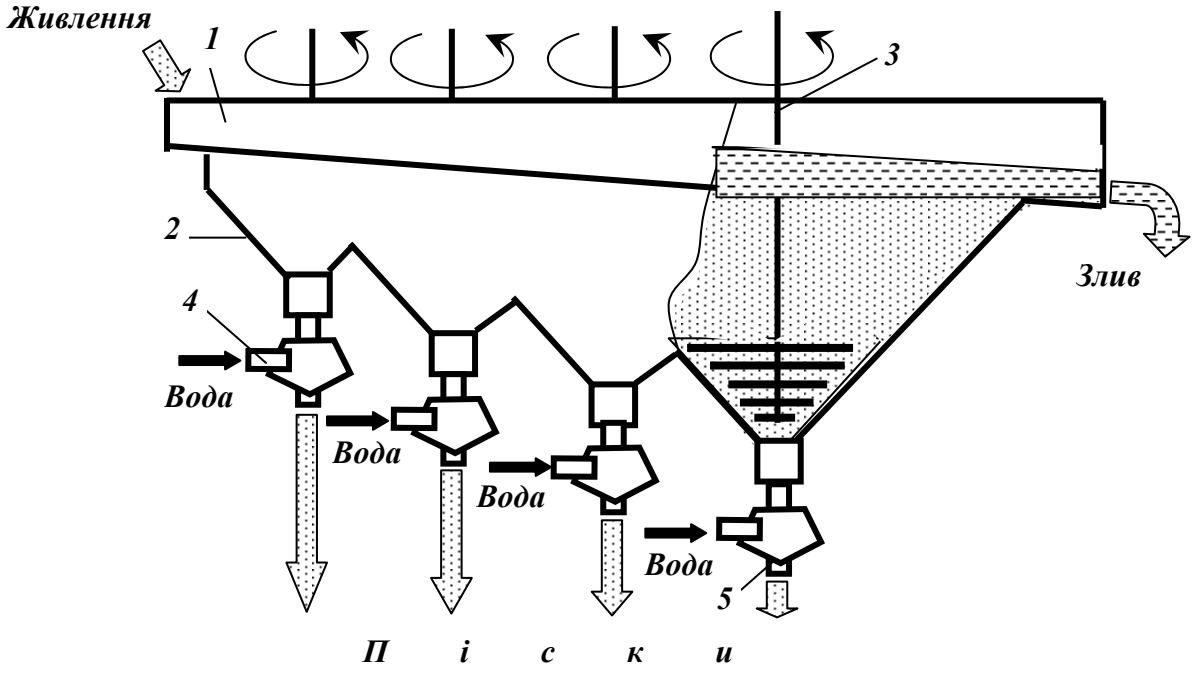


Рис. 4.54 – Гідравлічний багатокамерний класифікатор.
1 – жолоб; 2 – класифікаційні камери; 3 – мішалки;
4 – вортекси; 5 – розвантажувальні конуси.

Класифікаційний гідроциклон являє собою циліндроконічний апарат (рис. 4.55).

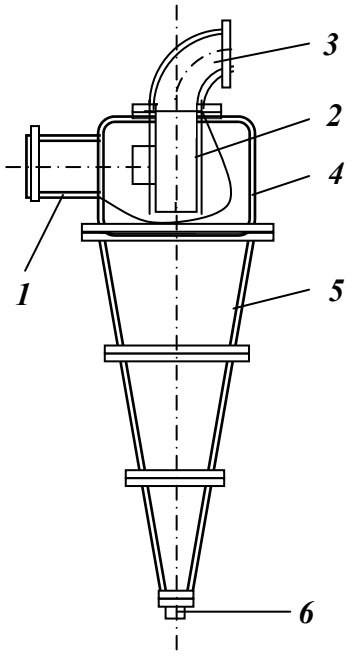


Рис. 4.55 – Гідроциклон.
1 – живильний патрубок;
2 – зливна насадка;
3 – зливний патрубок;
4 – циліндрична частина;
5 – конічна частина;
6 – піскова насадка.

Пульпа у гідроциклон подається тангенціально, завдяки чому в середині циклону вона отримує обертальний рух. Під дією відцентрових сил найбільш крупні частинки шламу притискаються до стінок гідроциклону і

видаляються у вигляді згущеного продукту через нижню – піскову насадку. Тонкий шлам видаляється у злив через верхній – зливний патрубок.

Пульпа під тиском подається у верхню частину циліндрічної частини за допомогою тангенціально розташованої живильної насадки ***1***. Злив вивантажується через зливний патрубок ***3*** у циліндричній частині ***4*** гідроциклона, а піски – через піскову насадку ***6***, розташовану в конічній частині ***5***.

У результаті тангенціального введення вихідної пульпи в гідроциклон вона набуває інтенсивного обертального руху з частотою, що досягає декількох тисяч обертів на хвилину. У таких умовах всередині гідроциклона виникає відцентрова сила, що значно переважає силу ваги. При вихровому русі пульпи в гідроциклоні утворюються два обертових потоки – зовнішній, що переміщається уздовж стінок конуса вниз до піскової насадки ***6***, і внутрішній циліндричний, спрямований угору уздовж осі до зливного патрубка ***2***. 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 патрубка.

Швидкість руху частинки в гідроциклоні можна описати 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 осі. Осьова швидкість частинки в зовнішньому потоці спрямована вниз, а у внутрішньому – вгору. Положення частинки по радіусу гідроциклона визначає, куди вона буде винесена вертикальним потоком – у злив чи у піски. Тверді частинки рухаються одночасно в осьовому і радіальному напрямках відповідно до діючих на них сил, головними з яких є відцентрова і сила опору середовища. Незважаючи на те, що рух пульпи в гідроциклоні носить турбулентний характер, обтікання більшості частинок має ламінарний характер, тому що відносні швидкості обтікання невеликі. Диференціальне рівняння руху частинки в радіальному напрямку має вигляд:

$$m\frac{dV_r}{dt} = \frac{\pi d^3(\delta - \Delta)}{6} \cdot \frac{V_t^2}{r} - 3\pi\mu V_r d\,, \qquad (4.88)$$

звідки радіальна швидкість переміщення частинки в рівноважному стані:

$$V_r = \frac{V_t^2(\delta - \Delta)}{18\mu r} \cdot d^2\,. \qquad (4.89)$$

де V_r і V_t – радіальна і тангенціальна швидкості, м/с; d – діаметр частинки, м; δ і Δ – густини частинки і середовища, кг/м^3; μ – в'язкість середовища, Па·с; r – радіус обертання частинки, м.

Таким чином, з рівняння (4.75) видно, що крупність є основним розділовим параметром (інші параметри практично однакові).

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 – тиск на вході і властивості оброблюваної пульпи (вміст твердого, його гранулометричний і речовинний склади).

Основним чинником, що визначає показники роботи гідроциклона, є *розвантажувальне відношення* $d_{П} / d_{ЗЛ}$, тобто відношення діаметра піскової насадки до діаметра зливного патрубка. Зі збільшенням розвантажувального відношення збільшується вихід пісків, знижується їх крупність і вміст твердого, відповідно до цього змінюється характеристика зливу. Ефективність класифікації досягає максимуму при оптимальному розвантажувальному відношенні, що складає 0,3 – 0,5. Якщо зміна розвантажувального відношення відбувається за рахунок зміни діаметра піскової насадки, то при постійному тиску на вході продуктивність гідроциклона змінюється мало, якщо ж за рахунок діаметра зливного патрубка, то продуктивність змінюється прямо пропорційно цьому діаметру.

Продуктивність гідроциклона по твердому визначається в залежності від його діаметра D (м):

$$Q = 200D^2, \text{ т/год}. \qquad (4.90)$$

При виборі гідроциклона, варто прагнути до установки мінімального числа апаратів, що забезпечують необхідну крупність частинок зливу. Зі збільшенням діаметра гідроциклона збільшується крупність зливу, тому тонкі зливи одержують в апаратах малих розмірів.

Гідроциклони в порівнянні з механічними класифікаторами більше витрачають електроенергії, не можуть класифікувати більш крупний матеріал, мають менш тривалі міжремонтні періоди. Основні їхні переваги – низька вартість, більші питома продуктивність і ефективність, малі габаритні розміри. З цієї причини перевагу при виборі класифікаційного апарата віддають гідроциклонам.

4.4. ПРОМИВКА

4.4.1. Характеристика процесу

Промивка – процес розділення корисних копалин шляхом розпушення (дезінтеграції) і видалення глинистого матеріалу за допомогою води і механічних впливів.

Мінеральні зерна в рудах розсипних родовищ і рудах осадового походження не зв'язані взаємним проростанням, але зцементовані в компактну масу м'якою і в'язкою глинистою речовиною. У гірничій масі глинисті домішки можуть знаходитися у виді примазок і плівок на рудних частинках, конгломератів з грудками руди, окремих грудок. Процес дезинтеграції (розпушення, диспергування) глинистого матеріалу відбувається у воді. Глина у воді розбухає, що полегшує її руйнування. В результаті промивки одержують *митий матеріал* і *шлами*, що містять дисперговані у воді тонкі частинки.

Необхідною умовою підготовки цих руд до збагачення є звільнення їх від глини. У процесі промивки відбувається часткове збагачення корисної копалини за рахунок видалення глини і шламів, що не містять корисного компонента.

Промивка може використовуватися як самостійний процес при переробці багатих руд, якщо в результаті її використання одержують товарний продукт. Але частіше промивання використовується як підготовчий процес перед наступним збагаченням.

Наявність глинистих частинок і шламів погіршує подальші процеси збагачення, тому відділення глинистих частинок і шламів є необхідною умовою досягнення оптимальних технологічних показників.

Так, в процесі відсаджування шлами не тільки самі погано збагачуються, але й підвищують в'язкість пульпи, в результаті чого погіршується розділення крупного матеріалу. Дрібні частинки (глинисті і шламові), як правило, в незбагаченому вигляді рівномірно розподіляються між концентратом і відходами. При цьому концентрат забруднюється мінералами пустої породи, а з відходами втрачаються дрібні частинки цінного мінералу.

При збагаченні важкосередовищною сепарацією шлами і глина підвищують в'язкість суспензії і знижують її густину, в результаті чого розділення матеріалу погіршується.

При магнітній сепарації тонкі частинки глини і шламів коагулюють з магнітними частинками, потрапляють у концентрат і таким чином знижу-

ють його якість. Крім того, наявність шламів обумовлює втрати цінного мінералу з відходами.

Процес промивки широко застосовують для збагачення найрізноманітнішої сировини, в якій мінеральні зерна не пов'язані взаємним проростанням, а зцементовані відносно м'яким глинистим матеріалом (залізні і марганцеві руди, розсипи кольорових, рідкісних і благородних металів, каолінова сировина, вапняки, фосфорити та ін.).

Поширення знаходить промивка золотовмісних пісків розсипних родовищ, а також в будівельній індустрії для підготовки високоякісних будівельних матеріалів при розробці родовищ гравію, піску тощо.

4.4.2. Властивості глин

Глини – це тонкоуламкові полідисперсні та полімінеральні осадові гірські породи, здатні утворювати з водою пластичне тісто, що після висихання зберігає надану йому форму, а після випалу набирає твердості каменю. Містять понад 50% часточок розміру менше 0,01 мм. (у т.ч. 25% – менше 0,001 мм). Комплекс глинистих мінералів: каолініт, монтморилоніт та гідрослюда. При збільшенні кількості грубоуламкового матеріалу глини переходять в *алеврити* та *піски*. Головні хімічні компоненти глин: SiO_2 (30 – 70%), Al_2O_3 (10 – 40%), H_2O (5 – 10%), крім того присутні Fe_2O_3 (FeO), TiO_2, CaO, MgO, K_2O, Na_2O, CO_2 та ін. Глини становлять бл. 50% всіх осадових гірських порід земної кори.

Глинисті породи підрозділяються на зцементовані і незцементовані. Цементування породи здійснюється в результаті дії на неї вапнякового, кременистого, залізистого, гіпсового та інших цементів.

Найбільш затверділими і міцними глинистими породами є *алеврити*. Вони відносяться до древніших і залягають на значній глибині. Зцементовані алеврити називають *алевролітами*. Для алевролітів характерно слабке розмокання у воді. Але особливо важко розмиваються *аргіліти* – глинисті породи, що зцементовані кремнеземом.

Незцементовані пухкі глинисті породи, як правило, швидко розмокають у воді. Залежно від вмісту в цих породах частинок крупністю менше 5 мкм вони підрозділяються на супіски (3 – 10 %), суглинки (10 – 30 %) і глини (30 % і більше).

Крім глинистих мінералів, що представлені дрібнішими кристалами розміром до декількох мікронів, до складу глинистих ґрунтів входять уламки кварцу, польових шпатів та інших мінералів.

Гранулометричний склад глин залежить від літологічного складу порід і ступеня їх руйнування. Більш м’які породи (вапняки, пісковики, сланці) містять більше тонкого глинистого матеріалу, ніж тверді. Найбільш важкі для збагачення стародавні розсипи, що характеризуються значним

вмістом тонких глинистих мінералів. Глинисті мінерали утворилися в процесі вивітрювання корінних порід. Вони мають складний хімічний склад, відповідно з яким класифікуються на групи: каолініту, галуазиту, гідрослюди і монтморилоніту. Мінерали цих груп відрізняються за пластичними властивостями, а також за здатністю зв'язуватись з водою з утворенням агрегатів. Більшою мірою «глинисті» властивості (пластичність, липкість та ін.) проявляються у порід групи монтморилоніту, в меншій – у порід групи каолініту, що пояснюється будовою кристалічної ґратки мінералів. Однак пластичні властивості глин визначаються не тільки ступенем дисперсності частинок, але й їх пластинчастою формою.

До фізико-механічних властивостей глин відносять: густину, пластичність, пористість, розмокання, набухання, водопроникність, природну вологість, структурну в'язкість, опір зсуву.

Основною характерною ознакою глини є її пластичність.

Пластичністю називають властивість матеріалу при постійному об'ємі змінювати форму і зберігати її без розриву суцільності. Пластичність характеризується числом пластичності, що визначається як різниця між вологовмістом глини при верхній і нижній межі пластичності:

$$P = W_в - W_н, \qquad (4.91)$$

де $W_в$ – верхня межа пластичності – вологість (%), при якій глина переходе з пластичного стану в рідкий; $W_н$– нижня межа пластичності – вологість (%), при якій глина втрачає пластичність.

Міцність глинистого матеріалу залежить від його вологості: при збільшенні вологості міцність спочатку збільшується до максимуму, а потім зменшується.

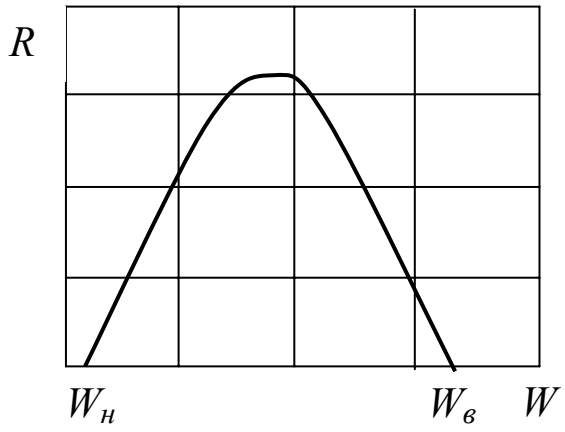


Рис. 4.56 – Залежність міцності (*R*) глинистого матеріалу від його вологості (*W*).
$W_в$ – верхня межа пластичності;
$W_н$– нижня межа пластичності.

За числом пластичності глинисті породи характеризуються таким чином: супіски – до 7, суглинки – 7–17, глини – понад 17. Чим більше число пластичності, тим важче матеріал дезінтегрується.

Граничне насичення глини водою визначається як *максимальна молекулярна вологоємність*. Вона знаходиться у тісній кореляційній залежності від інших властивостей глин і тому може бути прийнята одним з показників властивостей глин. Для супісків максимальна молекулярна вологоємність складає 9–13 %, для суглинків і глин – 25–35 %.

Розмокання – здатність глин при всмоктуванні води втрачати зв'язність частинок і руйнуватися. Основний показник, що характеризує цю властивість – швидкість розмокання глини, яка залежить від вмісту в ній глинистих частинок і їх мінерального складу.

Порівняння *природної вологості* глини з вологістю, що відповідає межам її пластичності, дозволяє з деякою точністю оцінювати стан глини і її можливості руйнування при промивці.

Липкість – одна з властивостей глин, що тісно пов'язана з пластичністю. Під липкістю розуміють здатність достатньо в'язкої рідини прилипати до твердої поверхні. Прилипання обумовлюється різними причинами: в одних випадках – в'язкістю проміжного прошарку між твердими тілами; в інших – дією молекулярних і електростатичних сил; в третіх – явищами зростання або зварювання. Липкість проявляється тільки при достатній вологості глини, вона обумовлюється наявністю колоїдного прошарку між твердою поверхнею і поверхнями глинистих матеріалів.

Прилипання рідини до твердого тіла описується рівнянням Дюпре-Юнга:

$$A = \sigma(1 - \cos\Theta), \tag{4.92}$$

де σ – поверхневий натяг, Н/м; Θ – крайовий кут змочуваності.

До найбільш характерних властивостей глин належить їх здатність до *набухання* у водному середовищі. Набухання пояснюється наявністю подвійного електричного шару (ПЕШ) на поверхні частинок, що занурені у воду. При достатньо близькій відстані поверхонь, що мають однаковий за знаком і будовою подвійний шар йонів, периферійні частинки обох йонних шарів взаємно перекриваються. Внаслідок того, що вони мають один знак, виникають сили взаємного електричного відштовхування, які розсовують частинки. Таким чином, чим більша поверхнева енергія частинок, тим більше набухання глин.

4.4.3. Промивність корисних копалин

При виборі схеми і обладнання для промивки за конкретних умов необхідно оцінити промивність матеріалу. Під *промивністю* руди розуміють здатність матеріалу очищуватись від глинистих домішок у процесі промивки. Промивність корисних копалин визначається фізико-

механічними властивостями глинистих домішок і рудного компоненту. Промивність оцінюють за такими ознаками:

– за фізико-механічними властивостями глинистих домішок, що характеризують їх пластичний стан, і вмістом частинок крупністю менше 5 мкм;

– за питомими витратами електроенергії;

– за часом, що необхідний для повного видалення глинистих домішок;

– за характерним часом і максимальною швидкістю промивки (під характерним часом промивки розуміють відрізок часу, необхідний для досягнення максимальної швидкості вилучення глинистих домішок у злив).

Фізико-механічні властивості глинистих домішок не завжди точно характеризують промивність матеріалу, але дозволяють виконати попередню її оцінку без експериментальних досліджень. Останні три способи дають більш точну оцінку промивності, але потребують проведення експериментів.

Класифікація руд за промивністю залежно від фізико-механічних властивостей і параметрів промивки наведена в табл. 4.6.

Таблиця 4.6 – Класифікація руд за промивністю

Ступінь промивності руд	Фізико-механічні властивості глинистих домішок			Параметри процесу промивки		Характеристики промивки	
	Число пластичності	Пластична міцність, Н/см	Вміст частинок - 5мкм, %	Питомі витрати ел.енергії, кВт·год/т	Необхідний час промивки, хв.	Характерний час промивки, с	Коефіцієнт промивності К
Легкопромивні	< 5	< 15	< 25	< 0,25	< 1	< 50	> 1
Середньопромивні	5 - 15	15 – 35	25 – 50	0,25-0,75	1 – 2	50 – 150	1 – 0,5
Важкопромивні	15 - 35	35 - 80	> 50	0,75 - 2	2 - 6	150 - 300	< 0,5

Коефіцієнт промивності ***K*** визначається за формулою:

$$K = 0{,}5 t_0 V_{max} + 6(t_0 V_{max})^2, \qquad (4.93)$$

де t_0 – характерний час промивки, с; V_{max} – максимальна швидкість вилучення глинистих домішок у злив, м/с.

Як видно з приведеної класифікації, промивність руд залежить від властивостей вихідних продуктів (кількості глинистого матеріалу і його характеристики, вологості вихідного матеріалу), розмивної здатності води (витрати, тиску, температури), механічної (руйнівної) дії робочих органів промивної машини, а також різних добавок, що прискорюють процес дезінтеграції (рідке скло, сода, їдкий натр та ін.).

Однак на сьогодні точних і надійних критеріїв оцінки промивності немає.

4.4.4. Промивні машини і пристрої

Промивні машини і пристрої розрізняють за конструкцією і способами дезінтеграції глинистого матеріалу та видалення шламів. Класифікація промивних машин і пристроїв наведена у табл. 4.7.

Гідравлічний жолоб – найпростішій пристрій для промивки легко- і середньопромивних руд. Найчастіше вони застосовуються на підприємствах малої продуктивності при збагаченні золото- і олововмісних розсипів.

Промивка в жолобі здійснюється в потоці води і струменем води, що витікає з великою швидкістю з насадки. При русі матеріалу в потоці води великі грудки ковзають і перекочуються, що сприяє кращій відмивці шламів.

Ефективність промивки на жолобі залежить від питомої витрати води, довжини жолоба і його нахилу. Витрати води для промивки залежно від властивостей руди складають від 10 до 30 $м^3$ на 1 $м^3$ матеріалу.

Відділення крупного грудкового матеріалу здійснюється на решітці, що установлена на плінтусах по всій довжині жолоба, а також на нерухомому грохоті розташованому у кінці жолоба.

Таблиця 4.7 – Класифікація промивних машин і пристроїв

Тип машини, пристрою	Спосіб дезінтеграції	Видалення шламів
Жолоби, струминні машини	Динамічна дія потоків води	Злив і через нерухомі решета
Бутари, скрубери, скрубер-бутари, плоскі і барабанні грохоти, вібромийки	Тертя грудок руди одна об одну, а також об рухомі поверхні машин і дія потоків води	Грохоченням або в стані зливу через поріг
Коритні і бичеві мийки, спіральні класифікатори	Механічна дія робочих органів машини	Злив через поріг
Промивні башти	Розмочування глини в умовах тривалого перебування руди у воді	Злив через поріг
Акустичні апарати	Дія ультразвукових і акустичних коливань	Злив через поріг

Гідравлічний вашгерд (рис. 4.57) використовується в схемах переробки розсипних руд. Він являє собою похилий жолоб з решетом (розмір отворів 10 – 15 мм). Перед вашгердом установлюють гідромонітор, який одночасно спрямованим струменем води дезінтегрує глинисті включення і піднімає матеріал на просіюючу поверхню. Продукт, що пройшов через решето жолоба, подається на подальше збагачення на шлюзах. Крупні

класи (галька, валуни), які не містять цінного компоненту, видаляються у відвал. Витрати води при промивці на вашгерді складають 8 – 12 м^3 на 1 м^3 матеріалу.

Гідравлічні жолоби і вашгерди застосовують при переробці легко- і середньопромивних матеріалів, ефективність промивки в них складає 70-80%.

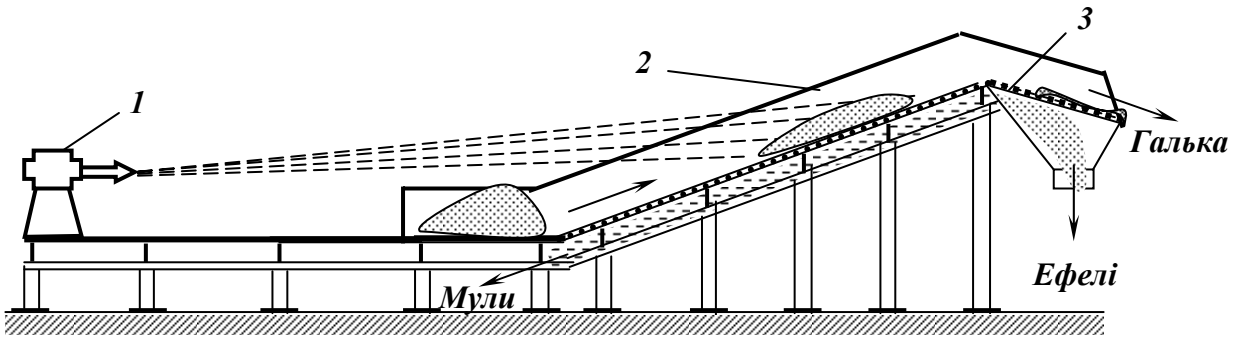


Рис. 4.57 – Схема гідравлічного вашгерда.
1 – гідромонітор; 2 – жолоб; 3 – решето.

Струминні промивні машини (рис. 4.58) застосовуються при промивці легко-, середньо- і важкопромивних матеріалів крупністю до 150 мм. Струминна машина складається з прямокутної камери *2*, що з'єднана з циліндричною промивною ванною *5* перехідним патрубком *4*. У верхній частині камери установлено два ряди сопел 3, такі ж сопла в шаховому порядку установлені в промивній ванні.

Вихідний матеріал через завантажувальну лійку *1* надходить в камеру *2*, де глинисті грудки руйнуються струменями води, що подається через сопла під тиском 2,2 – 2,5 МПа. Підготовлений таким чином матеріал перехідним патрубком 4 направляється в промивну ванну, де під дією струменів води з тиском 1,4 – 1,6 МПа процес промивки закінчується. Дезінтегрований матеріал по жолобу 6 виводиться з машини і направляється в пристрій для відділення шламів.

Ефективність промивки в струминних промивних машинах складає 80 – 90 % при витратах води 2 – 4 м^3 на 1 м^3 матеріалу. Підвищити ефективність диспергування глинистих включень можна застосуванням пульсацій струменів води.

Бутари і барабанні промивні грохоти (рис. 4.59) застосовують при переробці легко- і середньопромивних руд крупністю до 300 мм. Вони мають велику продуктивність, при цьому митий продукт виходить у вигляді класів визначеної крупності. Барабанні грохоти і бутари практично не відрізняються від аналогічних апаратів, що застосовуються для класифікації. Але для інтенсифікації механічної дії на матеріал, що промивається, усередині барабана змонтовані подовжні ребра і, крім того, необхідною умовою процесу промивки є підведення води всередину грохота (ви-

трата води від 2 до 10 $м^3/м^3$ матеріалу). В поперечному напрямку грохоти порогами розділені на секції, що дозволяє довше утримувати матеріал на просіюючій поверхні.

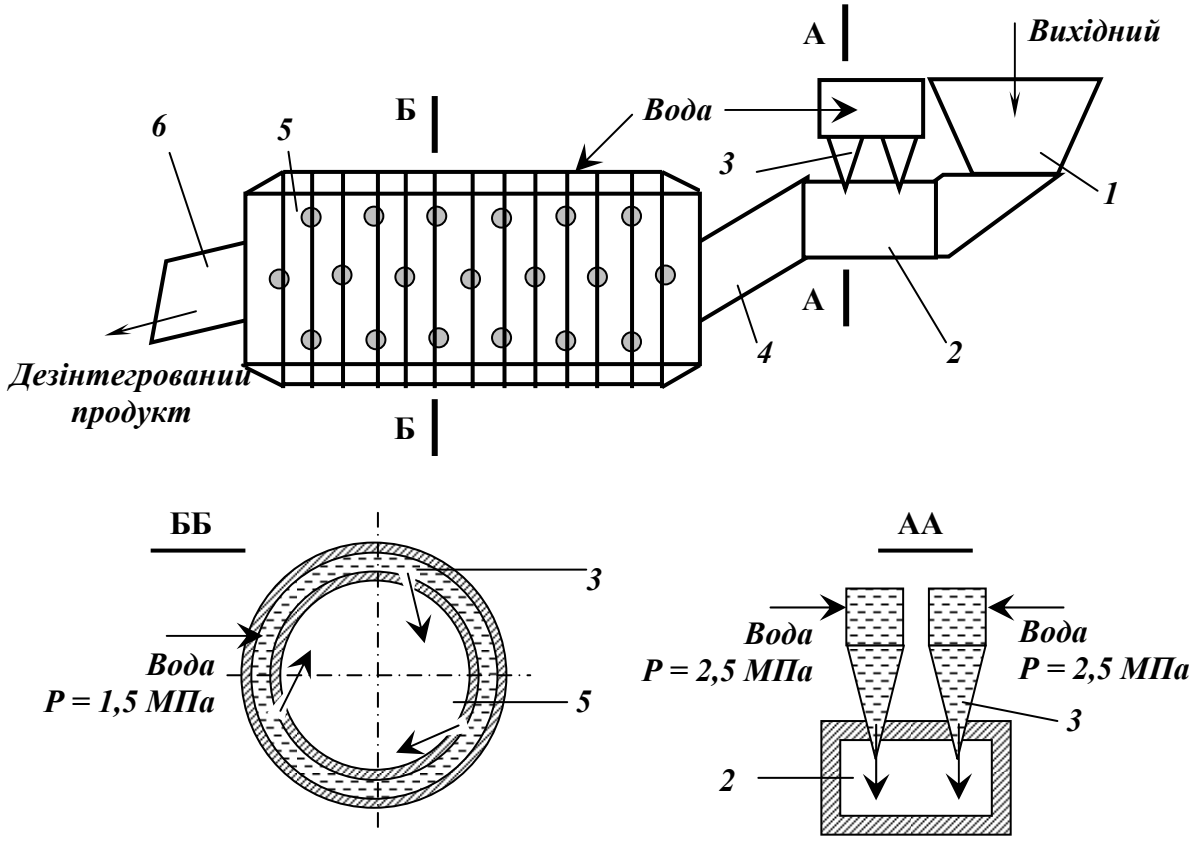


Рис. 4.58 – Схема струминної промивної машини.
1 – завантажувальна лійка; 2 – камера; 3 – сопла; 4 - перехідний патрубок; 5 – промивна ванна; 6 – зливний жолоб.

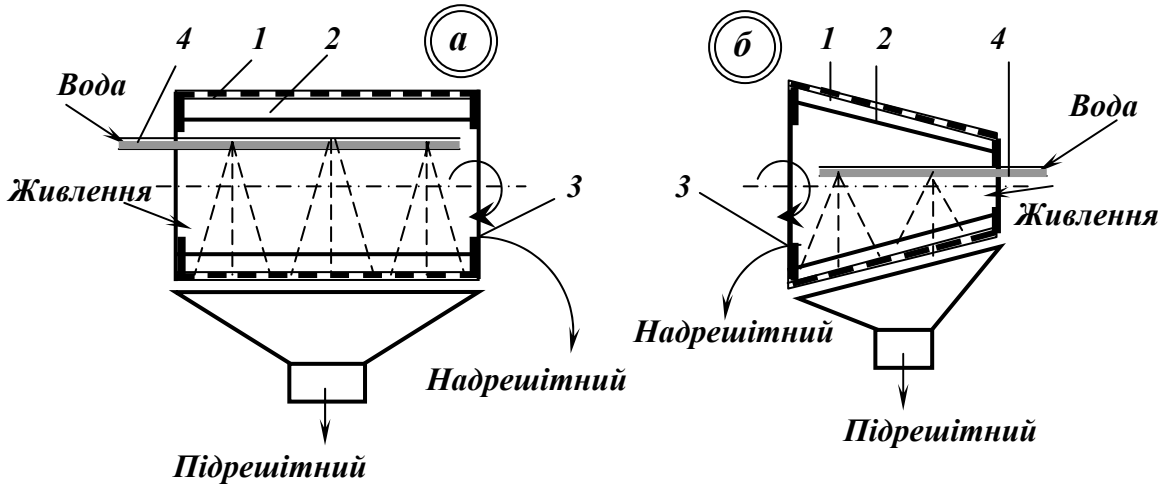


Рис. 4.59 – Схеми барабанного грохота (*а*) і бутари (*б*).
1- сито; 2 – ребра; 3 – зливний поріг; 4 – водовід.

Зигзагоподібний рух матеріалу по просіюючій поверхні сприяє його розділенню за крупністю, а підйом і падіння – дезінтеграції.

Ефективне грохочення забезпечується при частоті обертання барабана $n \leq (0,3 – 0,4)\ n_{кр}$, а ефективна дезінтеграція – при частоті обертання $n = (0,7 – 0,8)\ n_{кр}$, тому при промивці важкопромивних руд ці операції розділяють. Ефективність промивки в барабанних грохотах і бутарах складає 75 – 85 %.

Скрубери застосовують при переробці важкопромивних корисних копалин крупністю до 300 мм або як апарат для попередньої дезінтеграції матеріалу з грудковою глиною перед промиванням у коритній мийці.

Скрубери (рис. 4.60) на відміну від барабанних грохотів мають глухий барабан *1* з торцевими кришками *2* і *4*, які обладнані горловиною *3* для завантаження вихідного матеріалу і горловиною *6* для розвантаження дезінтегрованого матеріалу.

Барабан обертається з частотою до 90 % від критичної. В нього безперервно подаються матеріал і вода. Воду подають по стаціонарному водоводу *9* під тиском 0,15–0,30 МПа. Ступінь заповнення скрубера складає до 25 % його об’єму, тому матеріал постійно перебуває у воді, що прискорює процес дезінтеграції, яка здійснюється унаслідок стирання і ударів грудок по виступах поверхні скрубера. Для інтенсифікації процесу дезінтеграції, перетирання і перемішування матеріалу барабан усередині армується спеціальними пристроями (виступами, ножами) *5*, у нього завантажують обрізки балок, рейок і т.п. В горизонтально встановлених скруберах для транспортування матеріалу до розвантажувальної горловини виступи розташовані по гвинтовій лінії. У нахилених скруберах транспортування матеріалу забезпечується кутом нахилу вісі скрубера, що складає 3–6º. В процесі роботи скрубера руда переміщується у каскадному режимі і піддається дії як механічних, так і гідродинамічних сил.

Розрізняють скрубери прямотечійні (рис. 4.60 ***а***) і протитечійні (рис. 4.60 ***б***).

У прямотечійних скруберах (рис. 4.60 ***а***) напрям руху води і матеріалу збігаються. Шлам видаляється через вузьку перфоровану зону в задній торцевої кришці. Мита руда розвантажується зі скрубера через лопатевий ліфтер *7* і жолоб 8.

У протитечійних скруберах (рис. 4.60 ***б***) напрями руху води і матеріалу зустрічні, таким чином при переміщенні вздовж барабану матеріал постійно промивається свіжою водою. Шлам видаляється через перфоровану торцеву кришку в зоні завантаження, а мита руда – через лопатевий ліфтер *7* і жолоб 8. Така конструкція скрубера забезпечує більш тривале перебування матеріалу в скрубері і кращу його дезінтеграцію.

Скрубер-бутара (рис. 4.60 ***в***) являє собою скрубер з’єднаний з бутарою за допомогою фланця. Скрубер-бутари призначені для промивки тих

же матеріалів, що і скрубери, але крупність їх не повинна перевищувати 150 мм. Застосування скрубер-бутари дозволяє здійснити додаткове сортування і зневоднення промитого матеріалу.

Скрубери громіздкі, характеризуються підвищеною витратою електроенергії, але забезпечують високу ефективність промивання (80–90 %) при порівняно невеликій витраті води (до 4 $м^3$/т).

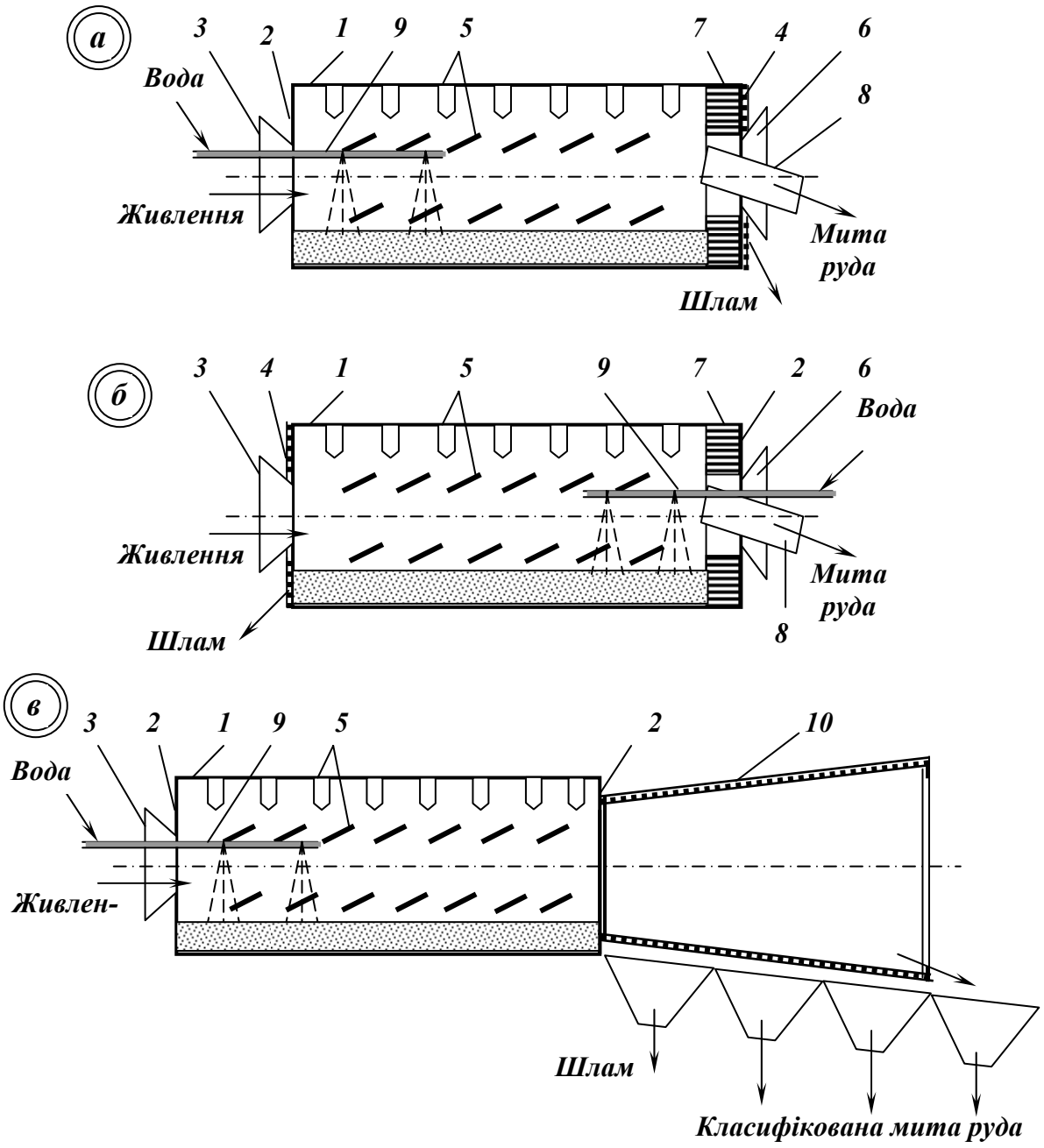


Рис. 4.60 – Схеми скруберів і скрубер-бутари.

а – прямотечійний скрубер; *б* – протитечійний скрубер; *в* – скрубер-бутара.
1 – барабан; 2 – глуха торцева кришка; 3 – завантажувальна горловина;
4 – перфорована торцева кришка; 5 – пристрої для дезінтеграції матеріалу;
6 – розвантажувальна горловина; 7 – лопатевий ліфтер; 8 – жолоб для розвантаження митої руди; 9 – водовід; 10 - бутара.

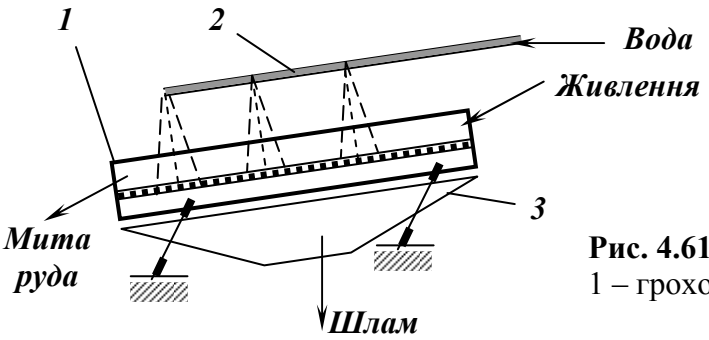


Рис. 4.61 – Схема промивного віброгрохота.
1 – грохот; 2 – водовід; 3 – піддон.

Плоский вібраційний грохот важкого типу (рис. 4.61) зі зрошенням є найпростішою вібраційною промивною машиною.

Віброгрохоти застосовують при промивці легкопромивних матеріалів, в основному для відділення пилуватих і мулистих частинок і супісків. Диспергування і відділення шламів відбувається під дією вібрацій і води, що подається на бризкала під тиском 0,15 – 0,20 МПа.

Ефективність промивки на віброгрохотах складає 75 – 85 % при витратах води 2 – 4 м^3 на 1 м^3 матеріалу.

Вібромийки (рис. 4.62) застосовують для промивання середньо- і важкопромивних матеріалів крупністю до 150 мм із домішками середніх і важких суглинків. Використання вібрацій сприяє підвищенню ефективності процесу дезінтеграції і відділення глини.

Вібромийки з двома промивними ваннами трубчатої форми (рис. 4.62 ***а***) застосовують для промивки середньопромивних матеріалів, вібромийки з чотирма ваннами (рис. 4.62 ***б***) – для промивки важкопромивних матеріалів.

Вібромийки для промивки середньопромивних матеріалів (рис. 4.62 ***а***) складаються з двох перфорованих в нижній частині промивних ванн *1*, з'єднаних між собою траверсами *2*. Ванни установлені на рамі *7* на пружинних амортизаторах *5*. В центрі системи між ваннами установлений віброзбуджувач *3* дебалансного типу, що придає ваннам поперечні кругові коливання. У верхній частині кожної ванни розміщені бризкальні пристрої *4* для зрошення матеріалу водою. На розвантажувальному кінці ванни є поріг 6 для створення шару матеріалу у ванні, що сприяє кращому його промиванню.

Вихідний матеріал рівномірно завантажується в обидві ванни. Диспергована глина разом з водою видаляється через перфорацію в нижній частині трубчастих ван. Товщина шару матеріалу в мийці регулюється висотою зливних порогів 6 на розвантажувальному кінці ванни. Митий продукт перед виходом з машини споліскується чистою водою під тиском.

Вібромийка для промивки важкопромивних матеріалів (рис. 4.62 ***б***) являє собою агрегат із двох рядів ван трубчастого перетину *1,* що установлені на амортизаторах *5*. Матеріал для промивання разом з водою подається в дезінтеграційні труби верхнього ряду з глухими стінками. Тут під

дією кругових коливань, що створюються дебалансним віброзбуджувачем *3*, глинисті домішки відділяються і матеріал по перехідному патрубку *11* переміщається в промивні труби нижнього ряду з перфорованими стінками. У нижніх трубах завершується процес відділення глини, промивки і зневоднення матеріалу.

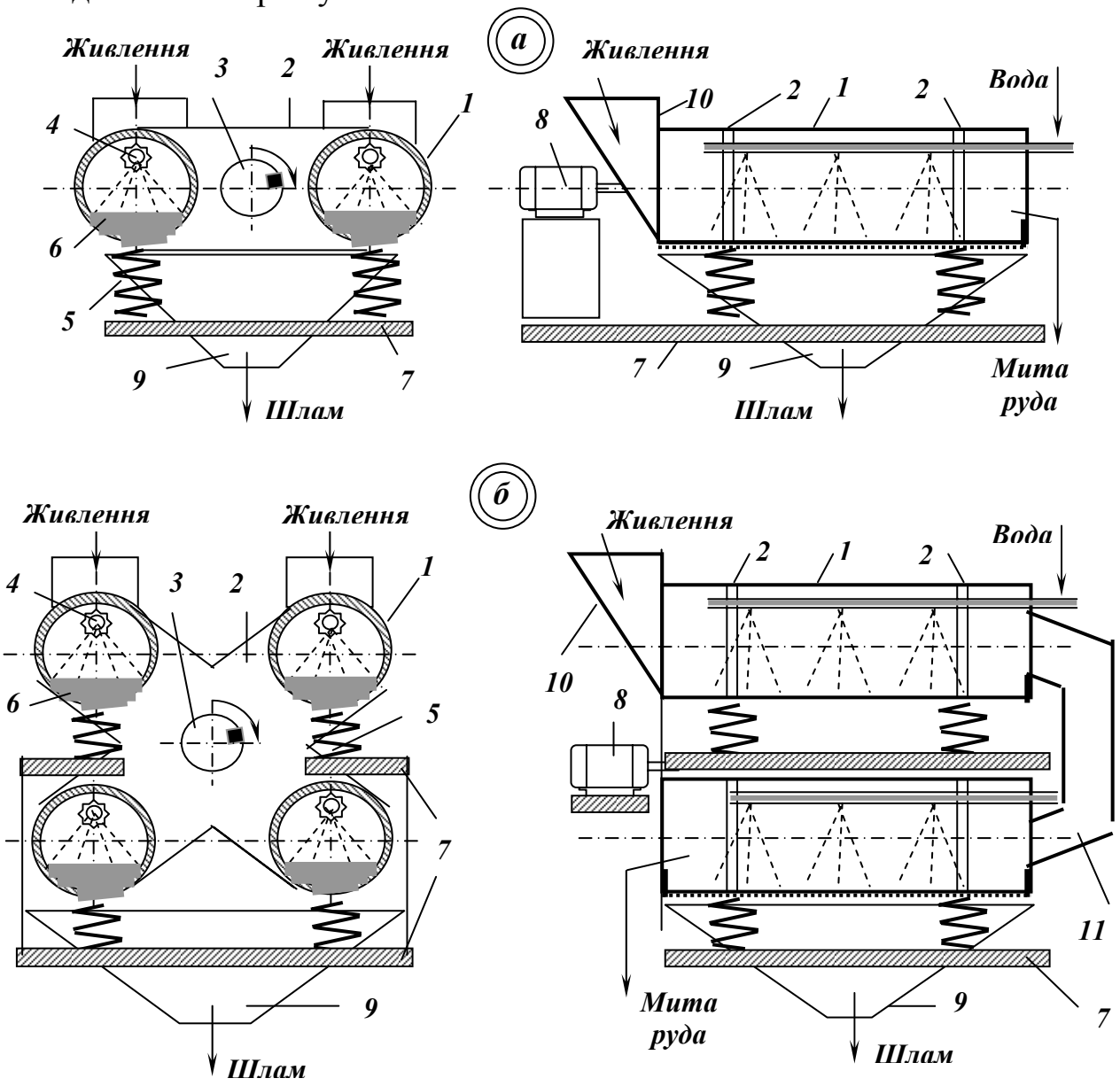


Рис. 4.62 – Схеми вібромийок.

а – для середньопромивних руд; *б* – для важкопромивних руд.
1 – ванна трубчатої форми; 2 – траверса; 3 – віброзбуджувач; 4 – бризкала; 5 – амортизатори; 6 – зливний поріг; 7 – рама; 8 – електродвигун; 9 – піддон; 10 – завантажувальна лійка; 11 – перехідний патрубок.

Вібромийки характеризуються високою продуктивністю, малими габаритами, невеликими питомими витратами електроенергії (0,25–1 кВт·год/т) і води (2–3 $м^3/м^3$.

Похилі і горизонтальні коритні мийки можуть бути застосовані при переробці корисних копалин усіх категорій промивності, але головним

чином вони використовуються для важкопромивних матеріалів. Крупність живлення для апаратів цього типу за паспортними даними звичайно не перевищує 100 мм. Але фактично їх можна використовувати тільки для промивки дрібних класів, тому що ці машини не здатні забезпечити розмив грудок важкопромивної глини крупністю більше 20 мм і середньопромивної глини крупністю більше 40 мм.

Похилі коритні мийки (рис. 4.63) складаються із ванни *1* прямокутної або овальної форми. Кут нахилу ванни складає до 17º. Усередині ванни розташовані два вала *2* з лопатями, що обертаються назустріч один одному.

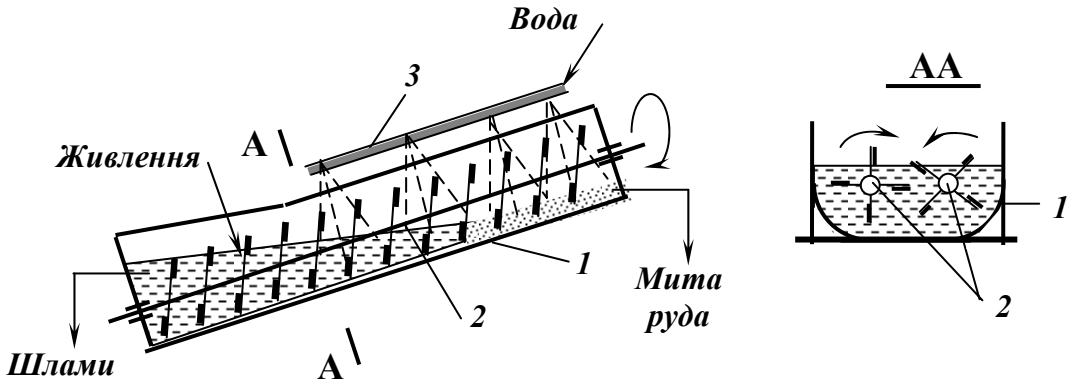


Рис. 4.63 – Схема похилої коритної мийки.
1 – ванна; 2 – вал з лопатями; 3 – водовід з соплами.

Завантаження вихідного матеріалу здійснюється поблизу від нижнього кінця ванни, що заповнена на дві третини водою, яка подається через сопла водоводу *3*. Під дією лопатей, що закріплені під кутом 30-45º по відношенню до вала, руда перемішується, дезінтегрується і транспортується по дну ванни угору до розвантажувального кінця. В коритній мийці вода і матеріал рухаються назустріч одне одному. Вище дзеркала пульпи в середній частині ванни для відмивки шламів передбачено зрошення водою, що подається під тиском 0,1–0,2 МПа через сопла водоводу *3*. Відмиті шлами з водою видаляються в нижній частині ванни через зливний поріг, висота якого регулюється. Мита руда розвантажується через отвір у верхній торцевій стінці ванни.

Горизонтальна бичова промивна машина (рис. 4.64) застосовується для промивки важкопромивних марганцевих руд крупністю до 70 мм. Вона складається з трьох паралельно розміщених відділень *А*, *Б*, *В*. Перші два відділення призначені для дезінтеграції руди, а третє – для промивки.

Відділення дезінтеграції являє собою ванну, вздовж якої встановлено горизонтальний вал *1*. На валу *1* по гвинтовій лінії закріплені бичі *2*. У відділенні дезінтеграції *А* руда з допомогою спірально розташованих бичів рухається до протилежного кінця ванни, звідки через вікно *3* у перегородці переходить у друге відділення дезінтеграції *Б*. Тут процес здійсню-

ється аналогічно, але руда рухається в зворотному напрямку. Глинисті включення в основному руйнуються у відділеннях *А* і *Б*.

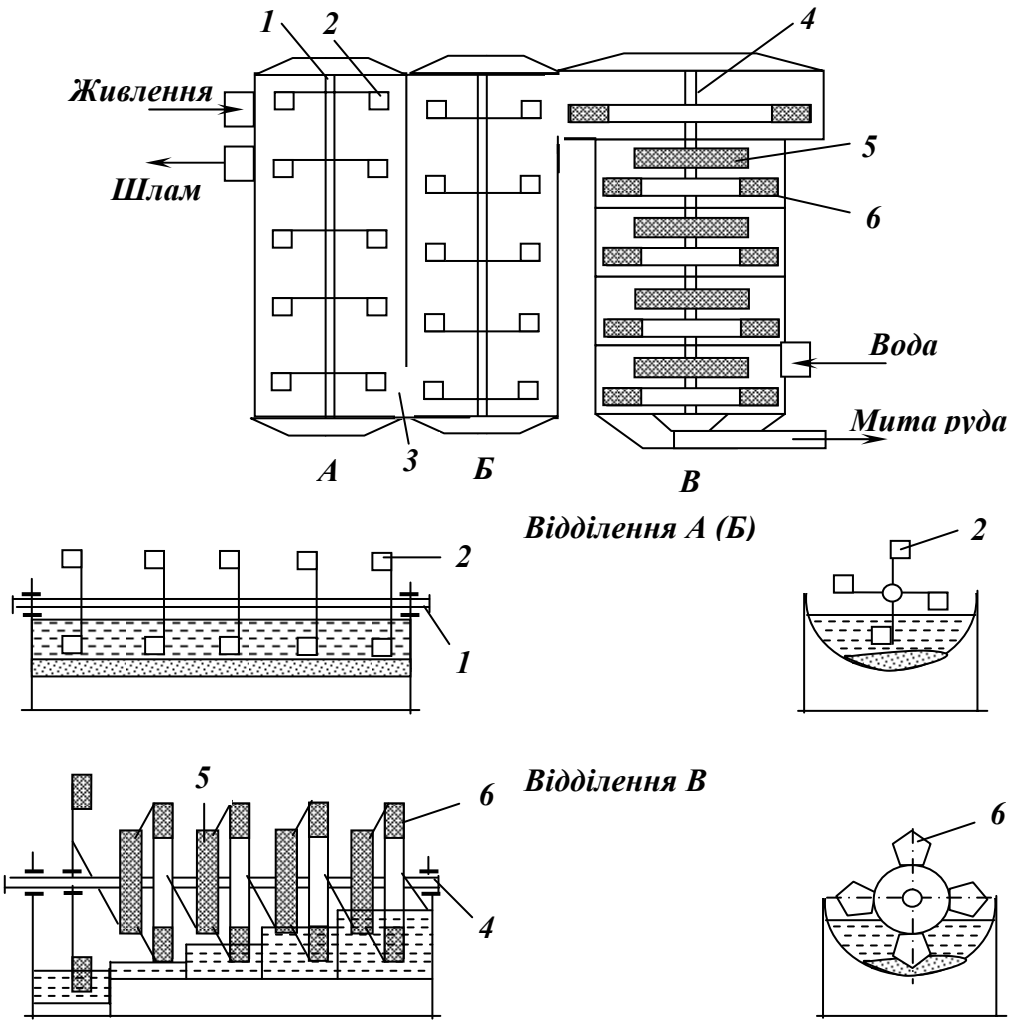


Рис. 4.64 – Схема горизонтальної бичової промивальної машини.
1 , 4 – вали; 2 – бичі; 3 – перехідне вікно; 5 – барабанні грохоти;
6 – черпакові елеватори.

Промивне відділення *В* являє собою ванну, розділену перегородками на п’ять окремих камер. Вздовж ванни встановлено вал *4*, на якому закріплені невеликі барабанні грохоти *5* і колісні черпакові елеватори *6* (по одному на кожну камеру). Барабанні грохоти призначені для інтенсифікації промивки руди (відділення глини і шламів), а черпакові елеватори для послідовного транспортування матеріалу з камери в камеру. На внутрішній поверхні грохотів закріплені смуги, які утворюють спіральну лінію і сприяють переміщенню матеріалу. Дріб’язок при цьому просіюється через отвори сита. Напрям руху матеріалу у бичовій машині – проти течії промивної води. Вивантаження митої руди з машини здійснюється елеваторним колесом (останнім по ходу руху матеріалу) в жолоб з перфорованим днищем. Дріб’язок з водою проходить крізь щілини днища, а мита руда розвантажується на кінці жолоба. Шлами і глина видаляються з водою че-

рез зливний поріг у відділенні *А*. Таким чином, загальна довжина горизонтальної машини в 3 рази більша довжини звичайної коритної мийки, що дозволяє промивати в ній матеріали із значним вмістом глини.

До переваг коритних мийок варто віднести високу ефективність (85 – 95 %), надійність конструкції, невеликі витрати води (1–2 $м^3/м^3$) і електроенергії (0,25–0,75 кВт·год/т). Основним недоліком коритних мийок є значне ошламлювання корисних компонентів у процесі промивання.

У *промивних баштах* промивка матеріалів базується на самодиспергуванні глинистих включень у воді.

Промивна башта (рис. 4.65) являє собою залізобетонну циліндричну шахту *1* діаметром 5 – 10 м і висотою 10 – 20 м. Конічна основа башти (днище) виконана з кутом нахилу твірних до горизонту 50 – 100º.

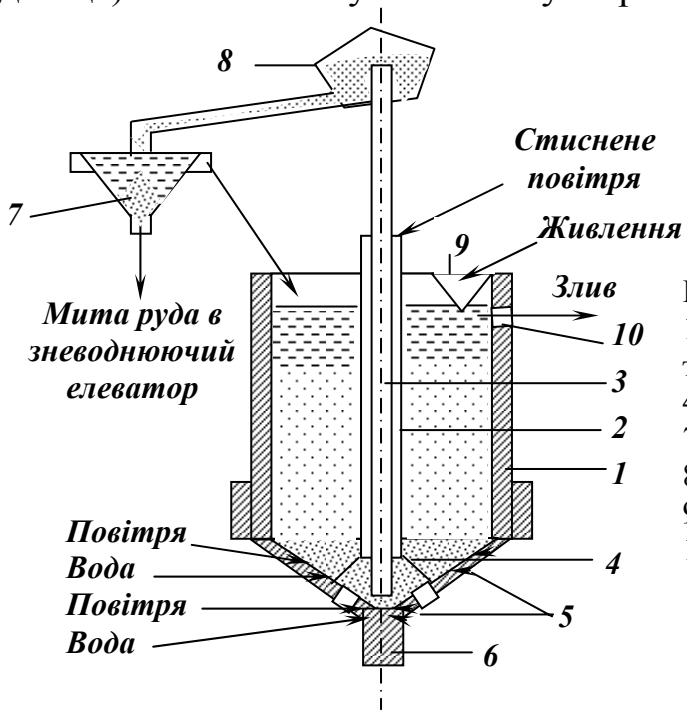


Рис. 4.65 – Схема промивної башти.
1 – циліндрична шахта; 2 – обсадна труба; 3 – ерліфтний підйомник; 4 – ковпак; 5 – сопла; 6 – шлюз; 7 – згущувальна лійка; 8 – деаераційна камера; 9 – завантажувальна лійка; 10 – зливна труба.

По осі башти установлена обсадна труба *2*, всередині якої розміщено ерліфтний підйомник *3*. Обсадна труба у верхній частині башти закріплена розтяжками до її стінок, а в нижній частині спирається на ковпак *4*. Між похилими стінками днища башти і ковпаком є щілина шириною 200 мм для випуску митої руди. У нижній частині башти встановлені сопла *5* для подачі промивної води і стисненого повітря, яке інтенсифікує процес промивки. Вихідна руда завантажується у верхню частину башти конвеєром через пристрій *9*. Руда поступово переміщується в башті вниз, безперервно промивається водою, яка подається знизу, і проходить кільцевою щілиною під ковпак *4*, де здійснюється додаткова її промивка. Мита руда ерліфтом подається в деаераційну камеру *8*, де здійснюється відділення повітря від потоку пульпоповітряної суміші. Мита руда з водою самопливом направляється в згущувальну лійку *7*. Злив лійки (тонкий шлам) повертається у башту, а згущений продукт направляється на зневоднення. Злив

башти виводиться у верхній її частині через зливну трубу *10*. Для уловлювання сторонніх предметів (напр., металічних), що надходять разом з рудою, внизу башти установлено шлюз *6*.

Промивні башти використовуються в основному при промивці бурозалізнякових руд. Тривалість обробки руди залежить від ступеня промивності і коливається в межах від 2 до 24 год. при витратах води 2 – 2,5 $м^3$/т і стисненого повітря 2 – 3 $м^3$/т. Переваги даного способу полягають у відносно низькій стиранності мінералів і відповідно менших втратах цінного компоненту. Але у зв'язку з громіздкістю башт, малою зносостійкістю і надійністю їх окремих вузлів промивні башти не знайшли широкого застосування.

Створені *акустичні промивні машини* для очищення нерудної сировини від глинистих домішок, окисних плівок заліза (при очищенні кварцового піску).

Принцип дії акустичних промивних машин полягає в збудженні низькочастотних акустичних коливань в пульпі, що знаходиться в замкненому просторі робочої камери машини. Камера може бути виконана у формі циліндра або ванни U-подібного чи прямокутного перетину. Робоча камера складається з послідовно з'єднаних секцій, всередині яких розміщені пружні елементи – мембрани. В підмембранні простори періодично подається і відсмоктується повітря, що надходить через золотниковий пристрій. Завдяки тому, що сусідні мембрани коливаються в протифазі, пульпа переходить у віброкиплячий стан. При певному заданому співвідношенні розрідженості пульпи, амплітуди і частоти коливань мембран забезпечуються умови для інтенсивного диспергування глинистих домішок, і відтирки окисних плівок заліза (з поверхні частинок піску).

Дослідженнями встановлена перспективність застосування *ультразвуку* для підвищення ефективності процесу промивки. Але впровадженню ультразвукового методу у виробництво перешкоджає відсутність потужної ультразвукової апаратури, яка необхідна для створення промивного апарата промислового зразка.

Фактори, що впливають на ефективність промивки

Інтенсивність промивки залежить як від фізико-механічних властивостей вихідного матеріалу і здатності рідкого середовища до розмивання глини, так і від механічної дії машин. На ефективність промивки впливають багато факторів, основні з них розглянуті нижче.

Спосіб підготовки руди перед промивкою може полягати в попередньому замочуванні, попередньому підсушуванні і попередньому сортуванні руди.

Попереднє замочування руди перед її промивкою застосовують для зниження міцності глини, що поліпшує показники процесу (тривалість

промивки знижується на 25 % і більше, підвищується вилучення глинистих домішок в злив).

Попереднє підсушування руди перед її промивкою спричиняє зниження міцності глини внаслідок зменшення її об'єму і появи внутрішніх напружень, що сприяє скороченню часу диспергування глини при зануренні її у воду.

Попереднє сортування руди на вузькі класи також дозволяє значно поліпшити показники промивки в результаті оптимізації гранулометричного складу матеріалу і вмісту в ньому глинистих домішок.

Гранулометричний склад матеріалу і співвідношення між крупністю грудок глинистого і рудного компонентів найбільше впливають на промивність сировини.

При сумісній промивці крупних і дрібних класів тривалість процесу визначається тривалістю промивки крупних класів, тому в ряді випадків доцільна класифікація матеріалу перед промивкою на вузькі класи. На промивку повинен подаватися матеріал оптимальної крупності: нестача і надлишок крупних зерен негативно відбиваються на диспергуванні глини (в першому випадку внаслідок недостатнього тертя, в другому – внаслідок недостатньої площі контакту між глиною і рудним мінералом). Зі збільшенням крупності глини ефективність промивки знижується, а питомі витрати енергії зростають. Таким чином, зі збільшенням крупності руди погіршується якість процесу промивки, а зі зменшенням крупності – збільшується ступінь стирання рудних мінералів.

Продуктивність промивної машини в конкретних умовах визначається залежно від промивності руди, а також технологічних і конструктивних параметрів машини. Живлення повинно надходити в машину безперервно і рівномірно, так, щоб підтримувався необхідний час перебування матеріалу в промивному апараті. При зниженні продуктивності збільшується ступінь стирання рудних мінералів, при підвищенні – погіршується якість процесу промивки.

Розрахунок продуктивності промивних машин виконується за витратами енергії на промивку 1 т матеріалу:

$$Q = N\eta / q \ , \text{ т/год}, \tag{4.94}$$

де N – встановлена потужність електродвигуна, кВт; η – коефіцієнт використання потужності електродвигуна (η = 0,7 – 0,8); q – питомі витрати електроенергії на промивку матеріалу, кВт·год/т.

Частота обертання барабанів і валів промивних машин впливає на технологічні показники процесу промивки. Збільшення частоти обертання барабанів і валів сприяє підвищенню продуктивності машини і збільшенню виходу нерозмитої глини.

Частота обертання барабана скрубера і скрубер-бутари залежить від їхнього діаметра і визначається за формулою:

$$n = 28 / D^{0,5} \text{ , хв}^{-1} \qquad (4.95)$$

де D – діаметр барабана, м.

Кут нахилу промивних машин визначає швидкість руху матеріалу вздовж корита або барабана. Збільшення кута нахилу барабана приводить до збільшення продуктивності апарата і зменшення ступеня стирання рудних мінералів. Збільшення кута нахилу корита мийки приводить до протилежних результатів.

Збільшення висоти зливного порогу в промивних машинах приводить до зменшення крупності частинок, що виносяться зі зливом, і до збільшення ступеня стирання матеріалу.

Витрата води на промивку повинна бути оптимальною. Недостатня витрата води, що подається в машину, приводить до погіршення процесу. Підвищується густина пульпи, внаслідок чого в злив виносяться крупні зерна руди, а також підвищується вихід нерозмитої глини з митою рудою.

Витрати води на промивку складають від 2 до 6 м^3/т.

Підвищення *температури води* від 10 до 40ºС сприяє збільшенню швидкості розмиву глини приблизно в два рази.

Сольовий склад води теж суттєво впливає на ефективність процесу промивки. Добавка реагентів (кальцинованої соди, рідкого скла та ін.) підвищує ефективність промивки і знижує тривалість розмиву глини.

Вибір типу машини для промивки здійснюється залежно від категорії промивності, крупності матеріалу і необхідної продуктивності. Для грудкового матеріалу доцільно використовувати скрубери важкого типу, для середньопромивного крупністю до 150 мм – коритні мийки і вібраційні апарати, для матеріалів середньої крупності і легкопромивних – скрубери легкого типу і барабанні грохоти. Для дезінтеграції важкопромивних пісків варто вибирати апарати, що забезпечують тривале перебування в робочій зоні при інтенсивному механічному впливі.

4.5. СХЕМИ ПІДГОТОВЧИХ ОПЕРАЦІЙ

4.5.1. Схеми дроблення

Схеми дроблення при підготовці руд до подрібнення

Операції дроблення на збагачувальних фабриках застосовуються: при крупному вкрапленні мінералів – для підготовки корисних копалин до операцій збагачення, при дрібному і тонкому вкрапленні – для підготовки до операцій подрібнення. На дробильно-сортувальних фабриках операції дроблення мають самостійне значення.

Крупне, середнє і дрібне дроблення твердих і крихких порід доцільно робити роздавлюванням, а твердих і в'язких порід – роздавлюванням з участю стирання. Для крупного дроблення м'яких і крихких порід використовують розколювання, а для середнього і дрібного – удар.

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

Операції дроблення і грохочення складають *стадію дроблення*, а сукупність стадій дроблення – *схему дроблення*. Залежно від наявності і призначення операцій грохочення в схемах дроблення розрізняють п'ять різновидів стадій (одностадіальних схем) дроблення (рис. 4.66).

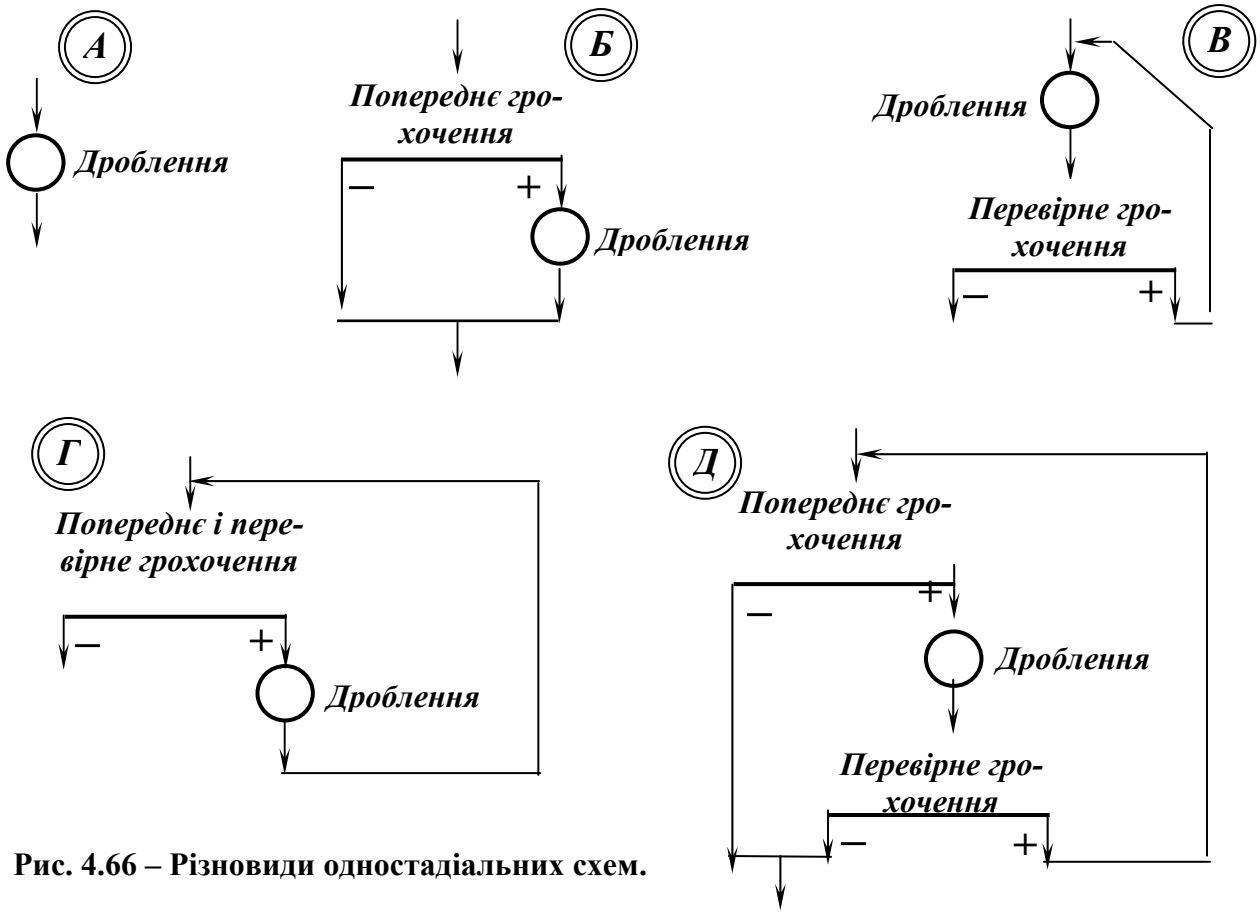


Рис. 4.66 – Різновиди одностадіальних схем.

Різновиди стадій, які використовуються в схемах дроблення такі: стадія **А** – відкрита; стадія **Б** – відкрита з попереднім грохоченням; стадія **В** – замкнена з перевірочним грохоченням; стадія **Г** – замкнена з поєднаними попереднім і перевірним грохоченням; стадія **Д** – замкнена з розділльними попереднім і перевірним грохоченням.

Звичайно використовується сухий спосіб дроблення. Мокре дроблення застосовують у тих випадках, коли гірнича маса містить глину (марганцеві, бурозалізнякові і інші руди).

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 розходженнями розділових ознак схема підготовчих операцій може розмикатися 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.

Схеми дроблення при підготовці руд до самоподрібнення

Схеми само- і напівсамоподрібнення використовують на збагачувальних фабриках великої і дуже великої продуктивності у випадку одержання технологічних переваг при заміні молольних тіл рудою або у випадках, коли фізичні властивості руди (вологість, глинистість) не дозволяють її дрібно дробити.

Застосовуване на збагачувальних фабриках самоподрібнення може бути чотирьох різновидів:

– *рудне самоподрібнення*, що здійснюється при крупності живлення до 350 мм (іноді до 500 мм);

– *напівсамоподрібнення,* що здійснюється на матеріалі тієї ж крупності, але в цьому випадку в млин додають сталеві кулі в кількості 5 – 10 % від його об’єму;

– *грубе рудногалькове подрібнення (первинне)* дозволяє подрібнювати руду крупністю 15 – 25 мм; великі грудки руди, які виконують роль подрібнюючих тіл, повинні мати крупність 100 – 300 мм;

– *тонке рудногалькове подрібнення (вторинне)* призначене для переробки руд крупністю 3 – 5 мм при крупності подрібнюючих тіл 25 – 100 мм.

Рудне самоподрібнення здійснюється в млинах сухого подрібнення типу «Аерофол» або в млинах мокрого подрібнення типу «Каскад». Оскільки сухе подрібнення вимагає складних пристроїв для пиловловлення, пневмокласифікації, регулювання вологості, то для фабрик, що використовують мокрі процеси, сухе подрібнення менш вигідне, ніж мокре.

При рудному самоподрібненні руда підлягає тільки крупному дробленню, при рудногальковому самоподрібненні схеми дроблення аналогічні схемам підготовки руди до подрібнення в стержневих і кульових млинах. Відмінність цих схем полягає лише в тому, що з продуктів дроблення потрібно грохоченням виділити певні класи крупності, які використовуються як мололльне (подрібнююче) середовище. Застосування процесу самоподрібнення приводить до підвищення продуктивності праці, значного спрощення схеми дроблення, зниження капітальних і експлуатаційних витрат, зменшення ошламлювання руди, що подрібнюється, а також забруднення продуктів подрібнення залізом. Однак процес самоподрібнення не універсальний – він не застосовний для м'яких, а також дуже твердих руд, вимагає регулювання гранулометричного складу руди. Крім того, при рудногальковому самоподрібненні необхідно виділяти подрібнююче середовище, що ускладнює схему дроблення і транспортно-складське господарство цеху.

При грубому і тонкому рудногальковому самоподрібненні подрібнююче середовище, залежно від необхідної крупності, виділяють після першої, другої або третьої стадії дроблення. Необхідність виділення подрібнюючого середовища для рудногалькового самоподрібнення ускладнює схему дроблення в порівнянні зі схемою дроблення перед подрібненням у стрижневих і кульових млинах. Крім того, ефективність роботи млинів самоподрібнення в 1,2 – 1,4 рази нижча в порівнянні з кульовими внаслідок меншої в порівнянні зі сталлю густини руди. З цих причин капітальні витрати на будівництво збагачувальних фабрик з рудногальковим самоподрібненням вищі, ніж зі звичайним, однак ці витрати швидко окупаються економією при експлуатації.

Схеми дроблення при підготовці руд до збагачення

Результати збагачення залежать від ступеня розкриття корисних і породних мінералів. У кожному конкретному випадку ступінь розкриття мінералів повинен вибиратися шляхом техніко-економічних досліджень, тому що він залежить від речовинного складу корисної копалини, вкраплення мінералів, виробничої потужності фабрики, досконалості застосовуваних підготовчих і збагачувальних операцій та інших факторів.

При збагаченні вугілля, а також валунних залізних і крупновкраплених магнетитових руд дроблення виконують до 50 – 100 мм. Залежно від максимальної крупності сировини дроблення здійснюють за одну або дві стадії з попереднім грохоченням, але, як правило, без перевірного.

Якщо руда крупновкраплена і технологічною схемою передбачається її збагачення відсадкою або у важких суспензіях, то дроблення виконують до крупності 6 – 30 мм. Схема крупного і середнього дроблення вибирається звичайним способом. Для одержання постійної крупності дробленого продукту бажане застосування перевірного грохочення в останній стадії.

Підготовка до збагачення дрібновкраплених руд рідкісних металів здійснюється дробленням до 6 – 20 мм із наступним подрібненням у стержневих млинах до 0,3 – 2 мм.

Вибір варіанта схеми дроблення

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

При підготовці руд до подрібнення вибір схеми дроблення залежить від способу і схеми наступного подрібнення, типу руди і її фізичних властивостей (міцності, грудкуватості, злежуваності, змерзлості, грохоченості і ін.). Вибір схеми дроблення здійснюється з урахуванням досвіду роботи підприємств-аналогів, що переробляють подібні руди, і шляхом порівняння сумарних капітальних та експлуатаційних витрат конкуруючих варіантів.

Якщо руда тверда або середньої твердості і відносно суха, з'ясовується можливість дроблення її за раціональними схемами до 10 – 20 мм і уточнюється застосовність процесу самоподрібнення. У цьому випадку можливі варіанти:

– одностадійне дроблення руди до 300 мм за схемами **А** або **Б** і наступне рудне самоподрібнення;

– тристадійне дроблення руди до 10 – 15 мм за схемою **АБГ** і наступне одностадійне подрібнення в кульових млинах;

– тристадійне дроблення руди до 20 – 25 мм за схемою **АБГ** і наступне двостадійне подрібнення в стержневих і кульових млинах.

Для фабрик малої продуктивності застосування самоподрібнення, як можливий варіант, не розглядається, для них розглядається можливість використання двостадійних схем дроблення **АГ** з наступним одностадійним (у кульових млинах) або двостадійним (у стержневих і кульових млинах) подрібненням.

Якщо руди вологі і глинисті, то в схеми дроблення включають операції грохочення для відокремлення найбільш вологого дрібного класу, що направляється безпосередньо в млини. Залежно від конкретних умов дріб'язок відділяється з руди після крупного або середнього дроблення. При високому вмісті глини і вологи передбачають промивання руди і дроблення виконують з подачею води в робочу зону дробарки.

Порівняння варіантів здійснюється за такими показниками: числом машин і їхньою сумарною масою, загальною встановленою потужністю електродвигунів, загальною вартістю основного обладнання, сумарними експлуатаційними витратами на дроблення і подрібнення, технологічною надійністю, можливістю і надійністю автоматичного регулювання технологічних процесів, санітарними умовами праці.

4.5.2. Схеми подрібнення

На збагачувальних фабриках при тонкому вкрапленні корисного мінералу подрібнення застосовується для підготовки корисної копалини до операцій збагачення. Подрібнення, як правило, здійснюється мокрим способом. Сухе подрібнення застосовується, якщо добавка води небажана (напр., при приготуванні пилоподібного палива), а також при сухому збагаченні подрібненого продукту.

Подрібнення корисних копалин в млинах може здійснюватись у відкритому, замкненому і частково замкненому циклі. При відкритому циклі подрібнений продукт направляється або в подальшу стадію подрібнення, або на збагачення. При замкненому або частково замкненому циклі подрібнений продукт (весь або частина) направляється на класифікацію, піски якої повертаються у млин, а злив направляється на подальшу переробку.

Схеми подрібнення складаються з однієї або декількох стадій, кожна з яких включає операції подрібнення і класифікації. Операції класифікації застосовуються для відділення готового по крупності продукту або для розвантаження млина. У схемах подрібнення можуть бути присутні наступні операції класифікації: попередня, перевірна в цілком або частково замкненому циклі подрібнення, контрольна зливу або пісків.

Попередня класифікація живлення стадії подрібнення застосовується з метою збільшення продуктивності млина, зменшення шламоутворення, виділення в окремий продукт первинних шламів і компонентів корисної копалини, що легко подрібнюються, при необхідності їхнього збагачення в окремому циклі. Перед першою стадією подрібнення попередня класифікація застосовується рідко, доцільність її застосування залежить від максимальної крупності зерен у живленні (не більше 8 мм) і вмісту в ньому готового продукту (не менше 15 %).

Перевірна класифікація в цілком замкнутому циклі застосовується для контролю крупності подрібненого продукту, підвищення продуктивності млина і зменшення ошламлювання продукту при подрібненні. При наявності перевірної класифікації продуктивність млина по готовому продукту зростає в зв’язку зі збільшенням у живленні вмісту крупного класу внаслідок повернення некондиційного по крупності продукту (циркулююче навантаження).

Перевірна класифікація в частково замкненому циклі зустрічається лише в багатостадійних схемах подрібнення. Частково замкнений цикл має деякі технологічні особливості, що визначають умови його застосування: навантаження на млини другої стадії передається через піски, а не через злив, як це має місце при цілком замкненому циклі; маса продукту, що надходить у другу стадію, постійна і дорівнює різниці між масами живлення млина і зливу класифікатора першої стадії; первинні шлами і лег-

коподрібнювані компоненти корисної копалини виділяються в злив класифікатора першої стадії; важкі і ковкі металеві включення накопичуються в пісках класифікатора.

Контрольна класифікація зливу застосовується при необхідності одержання тонкого кінцевого продукту при одностадійному подрібненні і при необхідності стадіального збагачення корисної копалини. Недоліком схем з контрольною класифікацією зливу є збільшений фронт класифікації і нестабільний режим роботи першого класифікатора.

Контрольна класифікація пісків використовується для зниження вмісту готового продукту в пісках. Застосовується вкрай рідко, тому що мало позначається на вилученні готового продукту і продуктивності замкненого циклу (підвищення продуктивності не більше 1,5 %).

Схеми подрібнення в стержневих і кульових млинах

Схеми подрібнення, подібно до схем дроблення, складаються з окремих стадій, що включають операцію подрібнення і супутні їй операції класифікації (рис. 4.67).

Залежно від необхідної крупності подрібнення розрізняють: крупне подрібнення, що дозволяє одержати подрібнений продукт, який містить 50 – 60 % класу – 0,074 мм, середнє подрібнення – 60 – 85 % класу – 0,074 мм і тонке подрібнення – понад 85 % класу – 0,074 мм.

Різноманітність схем подрібнення обумовлена різноманітністю їхнього використання.

Одностадійні схеми подрібнення залежно від характеристики живлення, стадійності подрібнення і необхідної крупності подрібненого продукту використовують за варіантами:

– схеми **А, Б** і **Ж** застосовуються тільки в багатостадійних схемах подрібнення, тому що при одностадійному подрібненні вони неефективні;

– схеми **В** і **Е** застосовуються при крупності вихідної руди понад 10 мм і невеликому вмісті в ній шламів;

– схеми **Г, Д, Ж** і **З** застосовуються при дрібній руді, що містить не менше 15 % готового по крупності продукту, крім того, схеми **Д** і **З** використовуються лише при необхідності виділення в самостійний продукт первинних шламів і розчинних солей для їх наступної роздільної обробки.

З одностадійних схем найчастіше використовується схема **В**. Звичайно ж одностадійні схеми застосовуються при необхідності подрібнення руди до 55 – 60 % класу – 0,074 мм. Але на збагачувальних фабриках малої продуктивності за рахунок зниження навантаження на млини одностадійні схеми застосовують і для більш тонкого подрібнення.

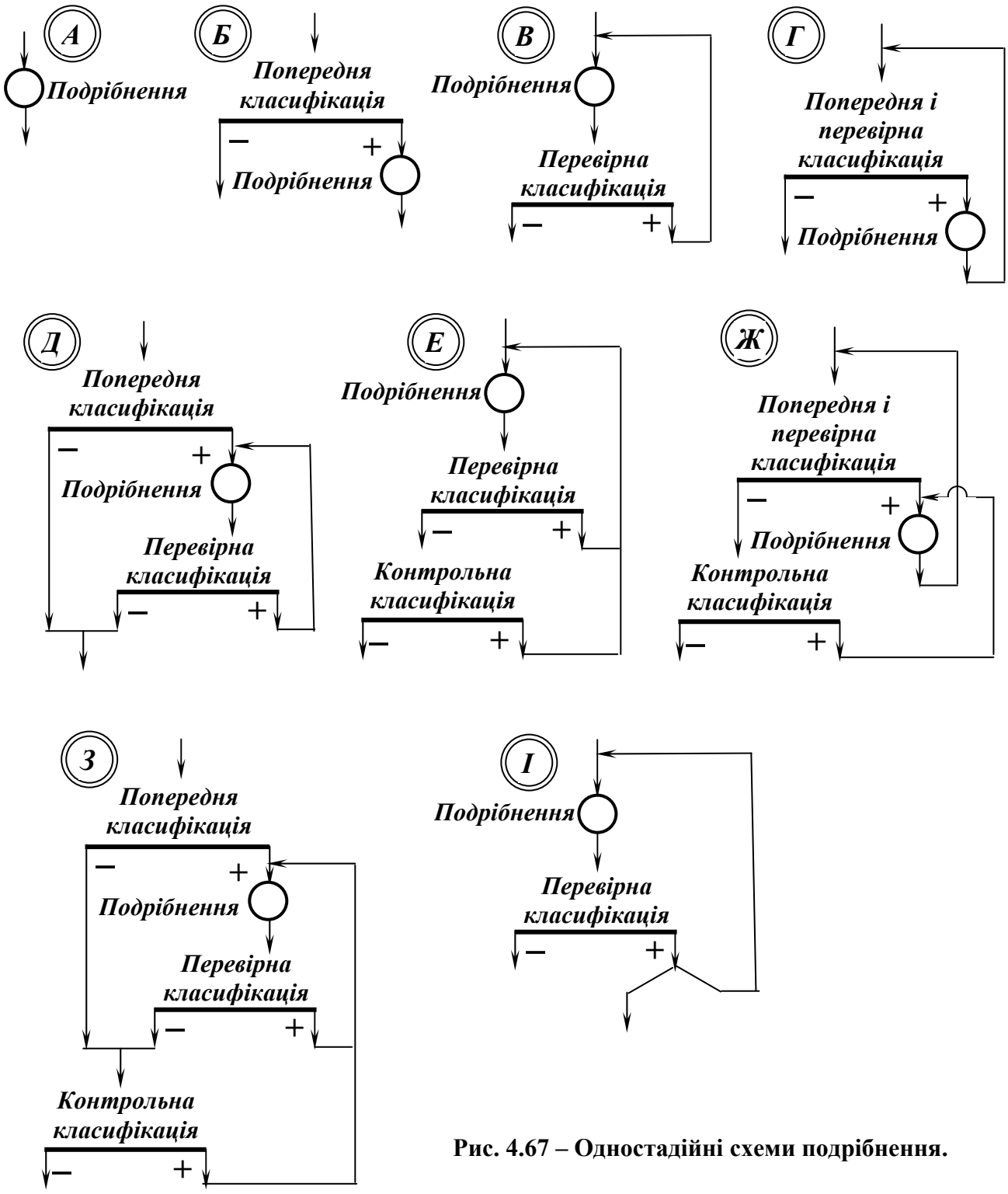


Рис. 4.67 – Одностадійні схеми подрібнення.

Переваги одностадійних схем у порівнянні з двостадійними полягають в їхній меншій матеріалоємності, простоті компонування, обслуговування і ремонту, і, крім того, вони вимагають менших капітальних витрат. Однак при застосуванні одностадійних схем важко одержати тонкий злив класифікатора і здійснити стадійне збагачення руди, виняток становлять схеми **Е, Ж, З**, але в цих схемах дуже великий фронт класифікації.

Двостадійні схеми подрібнення підрозділяють на три групи в залежності від виду циклу подрібнення на першій стадії.

До першої групи відносять двостадійні схеми з відкритим циклом у першій стадії подрібнення – **АВ, АГ, АД, АЖ, АЗ**.

Схеми **АВ, АГ, АД** прості в регулюванні, мають невеликий фронт класифікації, але одержання тонкого подрібненого продукту утруднене. Схема **АВ** застосовується на магнітозбагачувальних, а іноді і на флотаційних фабриках, що переробляють дрібновкраплені руди.

Схеми **АГ** і **АД** застосовують на збагачувальних фабриках великої продуктивності при крупності подрібненого продукту до 55 – 80 % класу –0,074 мм. Схеми **АЖ** і **АЗ** більш складні в регулюванні, їх супроводжує дуже великий фронт класифікації, але вони дозволяють одержати тонкий кінцевий продукт крупністю до 80 – 95 % класу – 0,074 мм.

Схеми **АЖ** і **АЗ** застосовують при переробці тонковкраплених руд, а також при необхідності здійснити їхнє стадіальне збагачення методом флотації.

Перша стадія подрібнення здійснюється звичайно в стержневих млинах, що дає можливість збільшити крупність живлення до 25 мм.

Друга група представлена двостадійними схемами з цілком замкненим циклом подрібнення в першій стадії **– ВВ, ВГ, ВД, ВЖ, ВЗ**. Ці схеми часто використовуються на збагачувальних фабриках середньої і великої продуктивності при переробці руд різного речовинного складу.

Схеми **ВВ, ВГ, ВД** дозволяють одержати кінцевий продукт крупністю до 80 % класу – 0,074 мм, а схеми **ВЖ** і **ВЗ** – до 95 % цього класу. Перевагою схем другої групи є простота компонування, можливість одержання тонкого кінцевого продукту і здійснення стадійного збагачення руди. Однак у схемах використовується багато класифікаторів і процес важко регулювати.

До третьої групи належать двостадійні схеми з частково замкненим циклом подрібнення в першій стадії – **ІВ, ІЕ**. Ці схеми використовуються при багатостадійному подрібненні. Схема **ІВ** дозволяє одержати кінцевий продукт крупністю 55 – 80 % класу – 0,074 мм, схема **ІЕ** – 80 – 95 % цього класу. Схеми **ІВ** і **ІЕ** відрізняються простотою регулювання і, крім того, при їхньому використанні самородні метали не накопичуються в циклі подрібнення. Недоліком цих схем є необхідність використання транспортних засобів або жолобів із крутим нахилом для передачі пісків з першої стадії в другу.

Багатостадійні схеми подрібнення **АГГ** і **АГД** застосовують рідко і, в основному, на збагачувальних фабриках великої потужності, які переробляють дрібновкраплені руди при крупності живлення 25 – 30 мм. Схеми **АГГ** і **АГД** дозволяють виконувати стадійне збагачення руди. Найчастіше перша стадія здійснюється в стрижневих млинах.

Схеми рудного самоподрібнення

Схеми само- і напівсамоподрібнення використовуються на фабриках великої і дуже великої продуктивності у випадку одержання технологічних переваг при заміні сталевого подріблюючого середовища рудним або у випадках, коли фізичні властивості руди (вологість, глинястість) не дозволяють її дрібно дробити. У той же час процес самоподрібнення не універсальний, для самоподрібнення руди повинні мати певні властивості. Вибір процесу самоподрібнення повинен ґрунтуватися на вивченні рудної бази і властивостей руди, а також на результатах промислових випробовувань процесу самоподрібнення. Властивості руди визначають схему самоподрібнення і заходи, які повинні бути передбачені в ній для боротьби з грудками критичної крупності, а також для інтенсифікації процесу.

Переважне застосування одержали схеми, наведені на рис. 4.68.

Крупність вихідного матеріалу, що надходить у схему само- і напівсамоподрібнення, становить 250 – 350 мм, іноді до 500 мм.

*Схеми **1** і **5*** застосовують при багатостадійному рудному само- і напівсамоподрібненні твердих руд. Крупність подрібнення в першій стадії – 50 – 60 % класу –0,074 мм. Грохочення зливу млина виконують в бутарі або на інерційному грохоті. Обсяг матеріалу критичної крупності (25 – 75 мм), виведеного на дроблення, становить 25 – 40 % від живлення млина. Частину класу критичної крупності додроблюють в конусній дробарці дрібного дроблення, іншу частину (6 – 8 % від живлення млина) використовують, при необхідності, у млинах рудногалькового подрібнення другої і третьої стадій. Якщо рудна галька не виводиться, схема застосовується як одностадійна.

При напівсамоподрібненні в млин додають сталеві кулі діаметром 125 – 150 мм у кількості 5 – 10 % від об’єму млина.

*Схему **2*** застосовують при багатостадійному рудному самоподрібненні міцних і в’язких руд. Крупність подрібнення в першій стадії – до 60 – 85 % класу – 0,074 мм. На відміну від схеми ***1*** для полегшення і нормалізації роботи гідроциклонів при одержанні остаточного зливу між ними і бутарою встановлюють механічний класифікатор. В іншому схема ***2*** аналогічна схемі ***1***.

*Схему **3*** використовують при багатостадійному повному рудному самоподрібненні до кінцевої крупності менше 85 % класу – 0,074 мм. Схема застосовна для руд, що не утворюють при рудному самоподрібненні надлишкової маси рудної гальки. Весь клас критичної крупності (25 – 75 мм) використовують як молольне середовище в рудно-галькових млинах другої і третьої стадій.

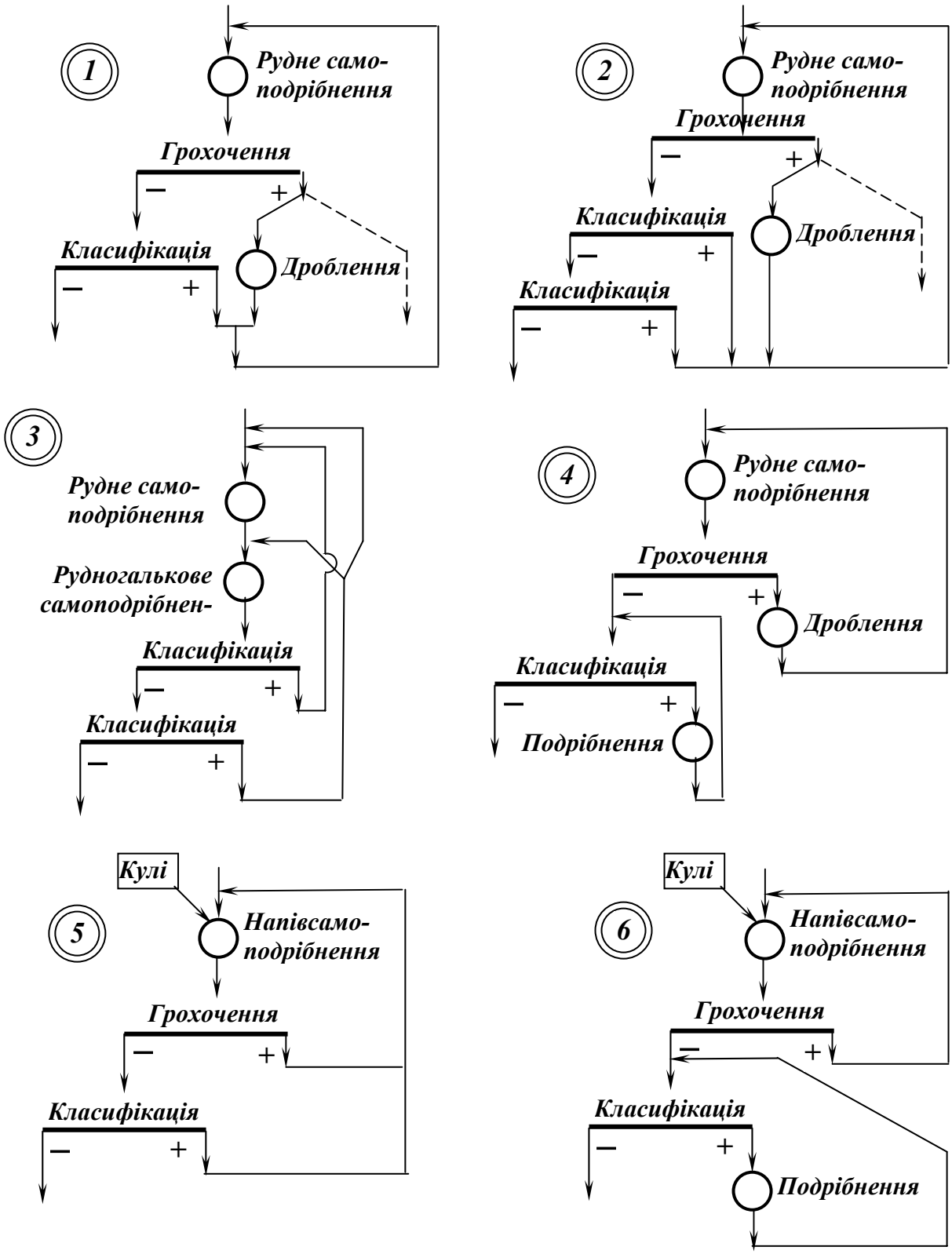


Рис. 4.68. – Схеми само- і напівсамоподрібнення.

Одержання рудної гальки для другої і третьої стадій подрібнення повинне плануватися з дробильного відділення фабрики.

*Схеми **4** і **6*** застосовують для двостадійного подрібнення до кінцевої крупності – 60 – 85 % класу – 0,074 мм. У першій стадії використовується само- або напівсамоподрібнення, у другій – кульове подрібнення. Ці схеми найбільш надійні в експлуатації при переробці руд зі змінним за міцністю і крупністю складом.

Вибір схеми подрібнення

Вибір схеми подрібнення збагачувальної фабрики здійснюється залежно від фізичних властивостей корисної копалини, крупності початкового і кінцевого продуктів подрібнення, продуктивності фабрики, необхідності роздільної обробки пісків і шламів, необхідності стадійного збагачення.

Одностадійні схеми подрібнення без контрольної класифікації зливу застосовують тільки в одностадійних схемах збагачення, при малій продуктивності фабрики і невеликому ступені подрібнення.

Двостадійні схеми подрібнення з відкритим циклом у першій стадії при використанні в ній стержневих млинів можуть ефективно застосовуватися лише на фабриках великої продуктивності і при підвищеній крупності початкового і кінцевого продуктів.

Двостадійні схеми подрібнення з цілком замкненим циклом у першій стадії при використанні в ній кульових млинів застосовують при необхідності тонкого помелу руди або в двостадійних схемах збагачення.

Двостадійні схеми подрібнення з частково замкненим циклом у першій стадії застосовують щоб уникнути можливості нагромадження корисних компонентів у циклах подрібнення.

Багатостадійні схеми подрібнення застосовують у багатостадійних схемах збагачення.

На більшості рудозбагачувальних фабрик підготовка корисної копалини здійснюється в усереднених умовах. Усередненими умовами роботи можна вважати наступні: склад руди дозволяє здійснити її дроблення в сухому вигляді до крупності 10 – 20 мм, кінцева крупність подрібненого продукту перед збагаченням не перевищує 60 – 65 % класу – 0,074 мм, вкраплення і властивості мінералів не вимагають стадіального збагачення. У цьому випадку конкурентоспроможними варіантами рудопідготовки будуть наступні:

– руда дробиться до 10 – 15 мм і подрібнюється за одну стадію у великих кульових млинах (з решітками або з центральним розвантаженням), що працюють у замкненому циклі з гідроциклонами;

– руда дробиться до 20 мм і надходить на двостадійне подрібнення за схемами **АГ** або **АЕ**, у яких перша стадія здійснюється в стержневих млинах, а друга – у кульових (подвійного, у порівнянні зі стержневими, об’єму), що працюють у цілком замкненому циклі з гідроциклонами;

– руда дробиться до 300 мм і направляється на рудне само- або напівсамоподрібнення.

Остаточний вибір варіанта схеми подрібнення здійснюється шляхом експериментальної перевірки і техніко-економічного порівняння конкуруючих варіантів.

4.5.3. Схеми промивки

Мінеральні зерна в рудах розсипних родовищ і рудах осадового походження не зв'язані взаємним проростанням, але зцементовані в компактну масу м'якою і в'язкою глинистою речовиною, тому в технологічні схеми підготовчих операцій цих руд звичайно включають промивку. В результаті промивки одержують митий матеріал і шлами, що містять диспергувані у воді тонкі частинки. В процесі промивки відбувається часткове збагачення корисної копалини за рахунок видалення глини і шламів, що не містять корисного компонента. Наявність глинистих частинок і шламів погіршує подальші процеси збагачення, тому відділення глинистих частинок і шламів є необхідною умовою досягнення оптимальних технологічних показників.

Процес промивки застосовують при збагаченні залізних і марганцевих руд, розсипів кольорових, рідкісних і благородних металів, каолінової сировини, вапняків, фосфоритів та ін.

Інтенсивність промивки залежить як від фізико-механічних властивостей вихідного матеріалу (тобто його промивності) і здатності рідкого середовища до розмивання глини, так і від механічної дії машин.

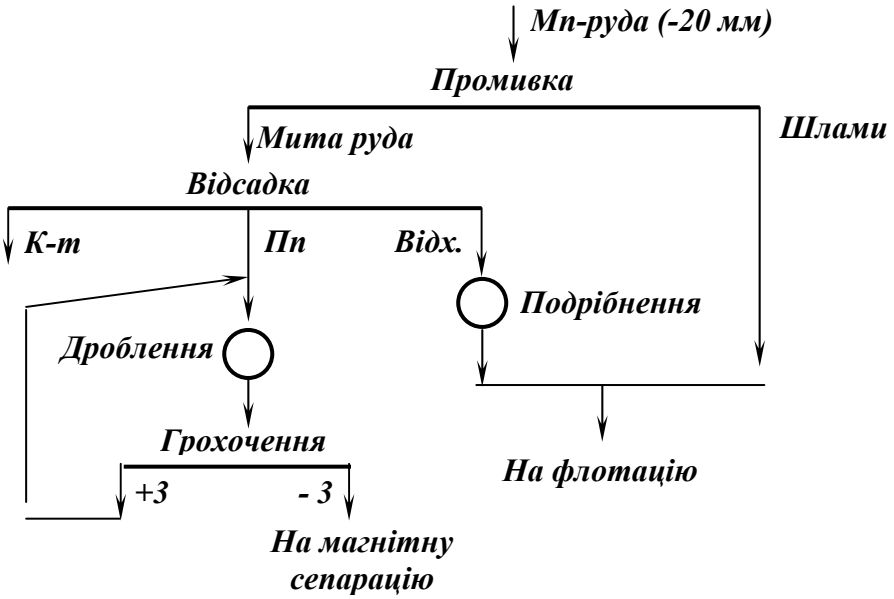


Рис. 4.69 – Схема промивки оксидної марганцевої руди.

Якість промивки матеріалу при підготовці його до наступного збагачення визначають втрати корисних мінералів як з відходами збагачення (нерозмиті дрібні грудочки), так і з галькою – нерозмиті крупні грудки – агрегати глини і пісків. Ці втрати різко зростають при збільшенні питомих навантажень на апарати і досягають іноді десятків відсотків.

Окиснені залізні і 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.

При переробці оксидних марганцевих руд, що містять псиломелан (Mn_2O_3) і піролюзит (MnO_2), технологічною схемою (рис. 4.69) передбачається дроблення в чотири стадії до 20 мм з подальшою промивкою в горизонтальних промивних машинах. Мита марганцева руда розділяється на класи 3 – 22 і 0 – 3 мм і надходить на збагачення.

Залізні руди в більшості випадків піддають багатостадійній промивці. Дезінтеграція важкопромивних залізних руд здійснюється за багатоопераційною схемою (рис. 4.70): на першій стадії, як правило, застосовуються скрубери або вібраційні апарати, на другій і третій – коритні мийки. Такі схеми забезпечують високу ефективність промивання (до 95 %) при вмісті в матеріалі до 30 % пластичних глин.

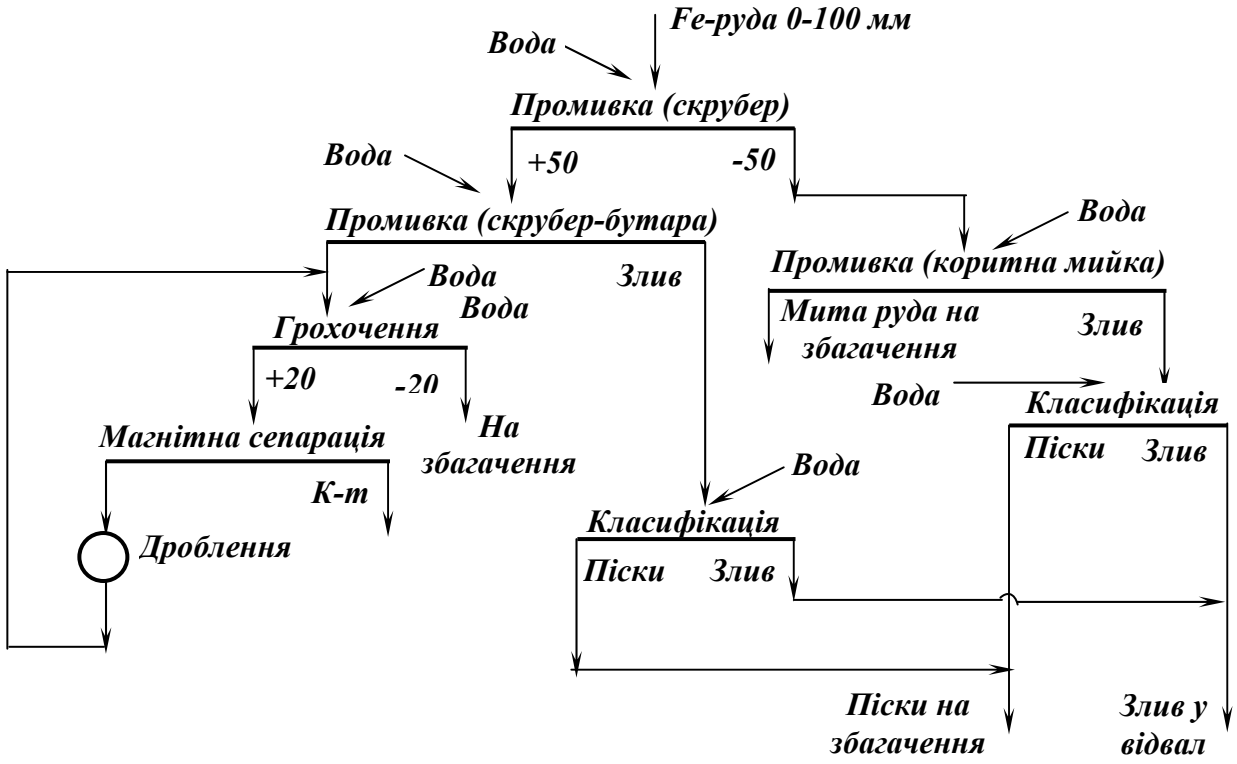


Рис. 4.70 – Схема промивки важкопромивної залізної руди.

Промивка високоглинистих руд в коритних апаратах недостатньо ефективна, тому на залізорудних збагачувальних фабриках застосовують

спосіб баштової промивки. Схема промивки валунчатих і брекчієвих лімонітових руд наведена на рис. 4.71.

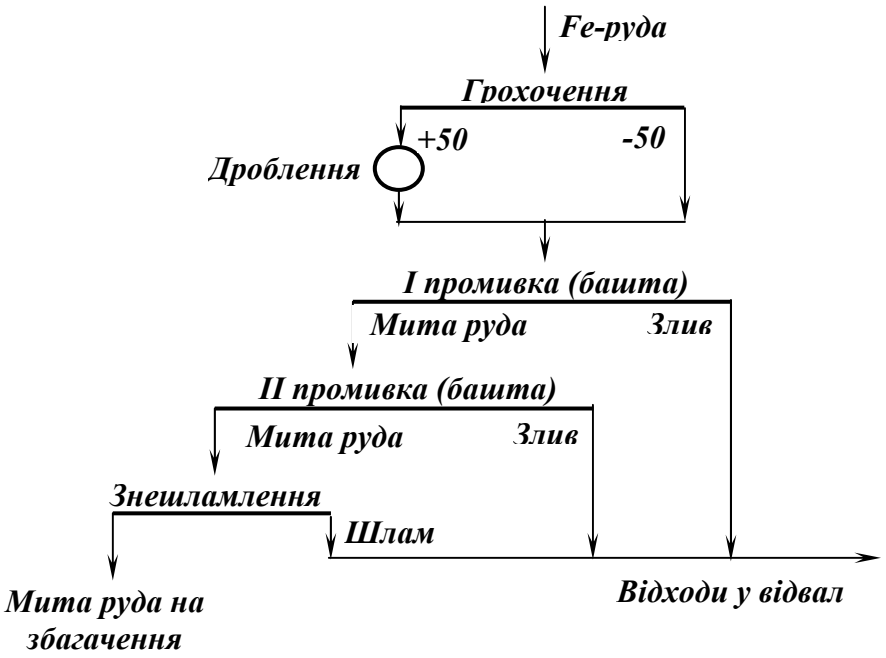


Рис. 4.71 – Схема промивки валунчатої лімонітової руди.

Перевагою промивки в баштах є низька стираємість руди при дезінтеграції і малі втрати корисних компонентів зі зливом. Однак в баштах можна промивати тільки такі руди, що містять глини, які легко розмокають, тобто самодезінтегруються. Недоліком промивки в баштах є тривалий час перебування руди в них: 5 – 6 год. для легкопромивних руд і 12 – 20 год. для важкопромивних.

Технологія вилучення золота із розсипів на драгах (рис. 4.72) включає: 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, у результаті дезінтеграції, промивки і грохочення виділяють відвальний продукт в 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 в ньому матеріалу. Як промивні апарати для дезінтеграції легко- і середньопромивних пісків на драгах звичайно застосовують дражні пристрої (барабанні грохоти), усередині яких для інтенсифікації процесу монтують била, ланцюги, ребра, пороги і т.п. Поверхня барабана

перфорована, при цьому діаметр отворів в напрямі до розвантажувального кінця збільшується від 6 до 20 мм. Перед видаленням крупних класів у відвал для уловлювання самородків великого розміру встановлені механічний і електричний самородкоуловлювачі. Крім того, для розмиву пісків в барабан під тиском подається вода. Промивка середньо- і важкопромивних пісків здійснюється в скруберах, вібраційних машинах, горизонтальних і коритних мийках.

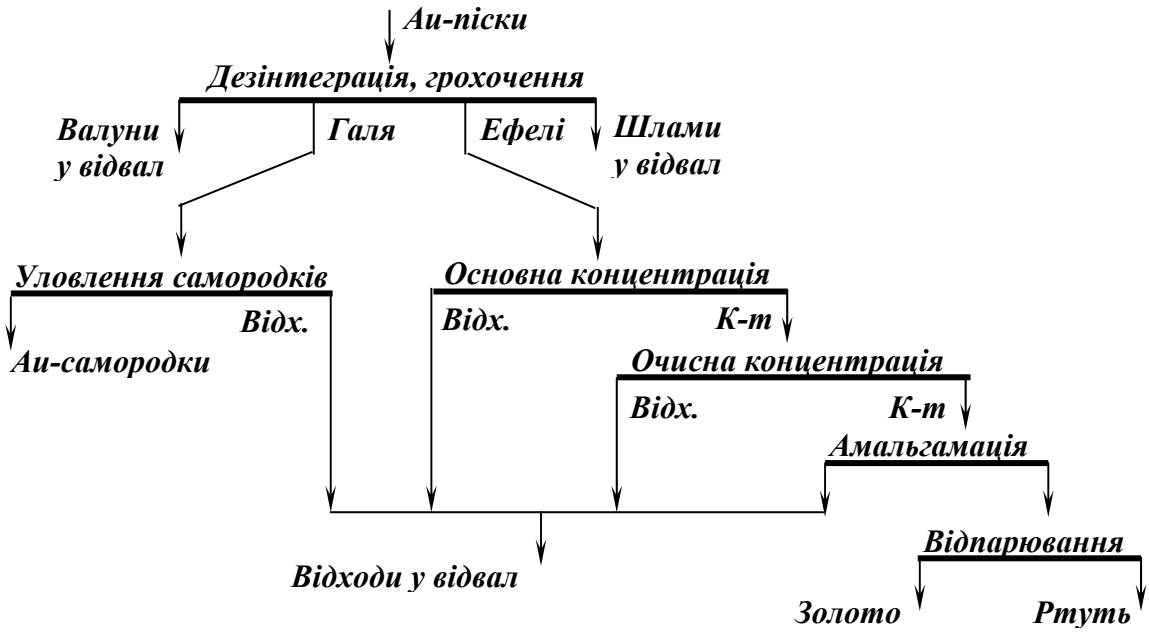


Рис. 4.72 – Типова схема збагачення золотовмісних пісків.

Після промивки і класифікації за крупністю золотовмісні піски (ефелі) направляються на гравітаційне збагачення.

При переробці алмазних руд з вмістом до 70 % важкопромивної синьої глини (рис. 4.73) дезінтеграція матеріалу починається ще в процесі розробки родовища гідромонітором. Розмита гірнича маса крупністю до 150 мм направляється в скрубер-бутару типу дражної бочки, але з передньою перфорованою частиною (для видалення надлишку води) і суцільною кінцевою. Промитий продукт додатково промивається на двох послідовно установлених грохотах. Одержані в результаті промивки ефелі направляють на збагачення.

Схеми основного циклу збагачення алмазовмісних руд включають підготовчі операції (дроблення, грохочення, промивку) і операції збагачення (відсадкою або у важких суспензіях). На збагачення надходять тільки середні класи крупності, крупні і дрібні класи, що не містять алмазів, направляють у відвал. Вибір максимальної і мінімальної крупності зерен, які подаються на збагачення, залежить від величини алмазів, що містяться в руді. Звичайно максимальна крупність збагачуваного матеріалу складає до 40 мм, мінімальна – до 0,5 мм. Схема збагачення алмазовмісних розси-

пних руд відрізняється від схеми, що наведена на рис. 4.73, тільки складом підготовчих операцій, до яких входять дезінтеграція матеріалу (для руйнування глинистих комплексів і відділення шламів) і грохочення (для розділення матеріалу на чотири класи).

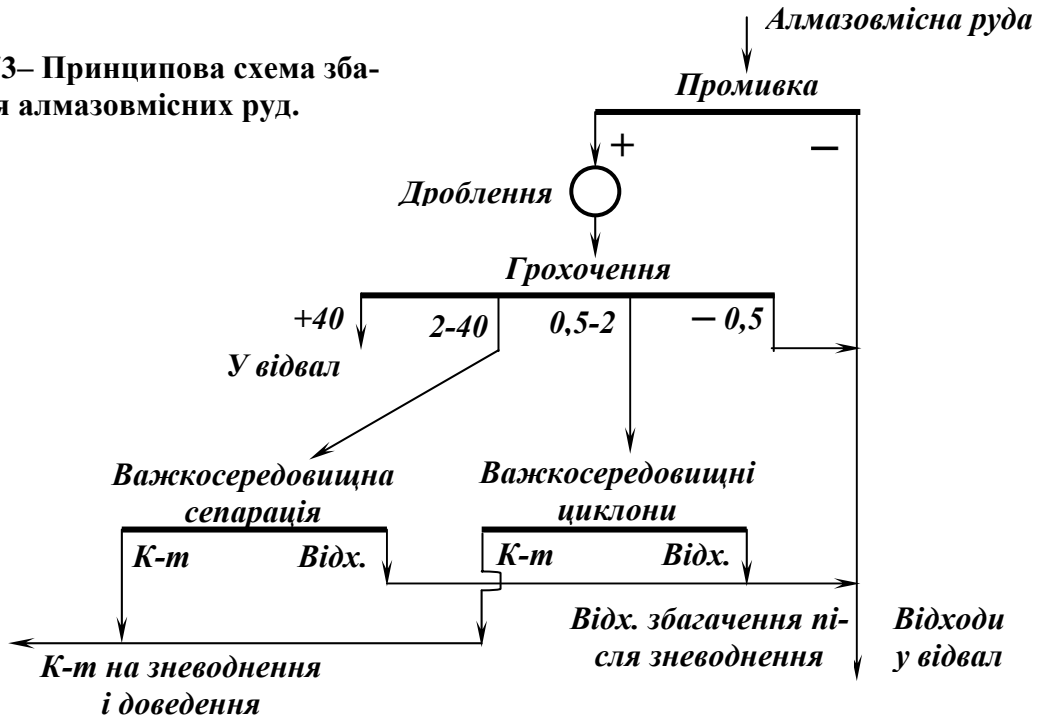


Рис. 4.73– Принципова схема збагачення алмазовмісних руд.

Гравійно-піщані родовища, а також родовища осадового походження (вапняки, доломіти) звичайно містять глинисті включення. Промивку матеріалу, що добувається на таких родовищах, доцільно здійснювати на початку процесу збагачення або після першої стадії дроблення з використанням скруберів (рис. 4.74).

Застосування промивки на початку технологічної схеми дозволяє запобігти замазуванню глиною робочих поверхонь грохотів і дробарок у подальших стадіях. Гравійно-піщані породи перероблюються за трипотоковою технологією з виділенням гравійного, щебеневого і піщаного потоків. Розділення на гравійний і щебеневий потоки (за крупністю 20 або 40 мм) здійснюється у першій стадії дроблення, а на гравійний і піщаний потоки (за крупністю 5 або 3 мм) – перед товарним сортуванням або промивкою гравію.

Вибір типу машини для промивки здійснюється залежно від категорії промивності, крупності матеріалу і необхідної продуктивності. Для грудкового матеріалу доцільно використовувати скрубери важкого типу, для середньопромивного крупністю до 150 мм – коритні мийки і вібраційні апарати, для матеріалів середньої крупності і легкопромивних – скрубери легкого типу і барабанні грохоти. Для дезінтеграції важкопромивних пісків варто вибирати апарати, що забезпечують тривале перебування в робочій зоні при інтенсивному механічному впливі. Для промивки крупного матеріалу доцільно використовувати машини барабанного типу (ба-

рабанні грохоти і скрубери важкого типу), для середньопромивного крупністю 100 – 150 мм – коритні мийки і вібраційні апарати, для матеріалу середньої крупності і легкопромивного – скрубери легкого типу і барабанні грохоти.

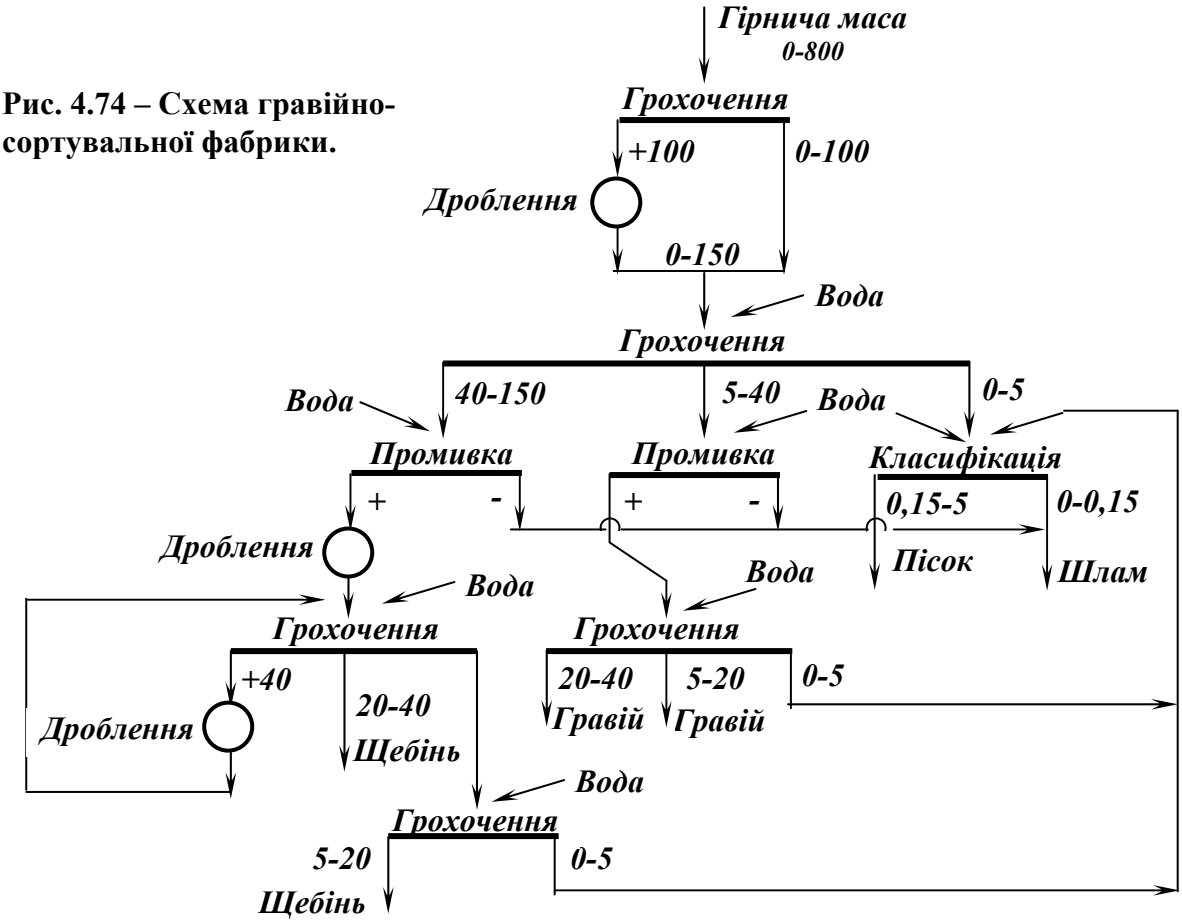


Рис. 4.74 – Схема гравійно-сортувальної фабрики.

Для дезінтеграції важкопромивних пісків необхідно вибирати апарати, які забезпечують тривалий час перебування матеріалу в робочій зоні та інтенсивний механічний вплив.

5. ГРАВІТАЦІЙНИЙ МЕТОД ЗБАГАЧЕННЯ

5.1. Збагачуваність корисної копалини

Гравітаційне збагачення корисних копалин – процес і дія збагачення корисних копалин, що ґрунтується на розділенні мінеральної сировини за густиною і крупністю частинок. Здійснюється у водному, повітряному або важкому середовищі.

Гравітаційне збагачення – основний метод збагачення вугілля, сланців, розсипного золота, каситериту, вольфраміту, рутилу, ільменіту, циркону, монациту, танталіту, колумбіту і інш., а також один з рівноцінних методів збагачення руд чорних металів (Fe, Mn, Cr), рідкісних металів, а також фосфатів, алмазів і інш. неметалічних корисних копалин. Гравітаційними методами збагачується половина від загальної кількості корисних копалин, що збагачуються. Це наслідок таких переваг методу, як дешевизна, простота апаратури, можливість розділення частинок широкого діапазону крупності (від 0,1-0,2 до 250-300 мм), порівняна легкість очищення скидних вод і можливість здійснення замкненого водопостачання збагачувальної фабрики.

Основні процеси гравітаційного збагачення: промивка, відсадка, важкосередовищна сепарація, ґвинтова сепарація, збагачення у потоці води, що тече по похилій поверхні (на концентраційних столах, у жолобах).

Збагачуваність корисної копалини залежить від мінералогічного, гранулометричного і фракційного складу.

У *мінералогічному складі* представлені відомості про мінерали, що складають гірничу масу, їхню кількість, форму і розмір зерен, ступінь зрощення мінералів один з одним. Характеристика вкраплення мінеральних домішок у корисній копалині впливає на вибір числа стадій збагачення. При малому вмісті зростків – схема одностадійна (без дроблення і перезбагачення зростків), при значному вмісті зростків – двостадійна або багатостадійна (із дробленням чи подрібненням зростків і їхнім перезбагаченням).

Гранулометричний склад містить інформацію про максимальну крупність сировини, співвідношення в ньому класів крупності і дозволяє вирішити питання про вибір схеми підготовчих операцій. Дані про гранулометричний склад вугілля можна представити або у вигляді таблиці ситового аналізу (табл. 4.1), або у вигляді сумарної характеристики крупності (рис. 4.4). Вигляд сумарної характеристики крупності, побудованої по «+*d*», указує на перевагу тих або інших класів крупності в збагачуваному матеріалі.

Крім того, для оцінки гранулометричного складу тонких класів застосовують седиментаційний аналіз.

Гранулометричний склад корисної копалини і вміст цінного компонента в окремих її класах впливають на вибір процесу і глибину збагачення.

Фракційний склад являє собою кількісну оцінку розрозділення вільних мінеральних зерен і зростків по фракціях різної густини і крупності. Такий розподіл характеризує можливість розділення матеріалу, що переробляється, на збагачений і збіднений продукти. Гранично можлива точність розділення називається *збагачуваністю*. Для оцінки збагачуваності вугілля гравітаційними методами за даними фракційного аналізу (табл. 5.1) будують криві збагачуваності (рис. 5.2).

Перед побудовою кривих збагачуваності виконують розрахунок показників фракцій, що спливли і потонули. Криві збагачуваності будують у системі координат, де по нижній осі абсцис відкладають зольність фракцій, по верхній осі абсцис – густину розділення, по лівій осі ординат – сумарний вихід фракцій, що спливли, по правій осі ординат – сумарний вихід фракцій, що потонули.

Таблиця 5.1 – Фракційний аналіз вугілля і дані для побудови кривих збагачуваності

Густина фракцій, т/м^3	Вихідне вугілля		Фракції, що спливли		Фракції, що потонули	
	γ, %	A, %	γ^{B}, %	A^{B}, %	$\gamma^{У}$, %	$A^{У}$, %
1	2	3	4	5	6	7
< 1,3	γ_1	A_1	$\gamma_1^{B}=\gamma_1$	$A_1^{B}=A_1$	100,0	$A_{СР}$
1,3 – 1,4	γ_2	A_2	γ_2^{B}	A_2^{B}	$\gamma_5^{У}$	$A_5^{У}$
1,4 – 1,5	γ_3	A_3	γ_3^{B}	A_3^{B}	$\gamma_4^{У}$	$A_4^{У}$
1,5 – 1,6	γ_4	A_4	γ_4^{B}	A_4^{B}	$\gamma_3^{У}$	$A_3^{У}$
1,6 – 1,8	γ_5	A_5	γ_5^{B}	A_5^{B}	$\gamma_2^{У}$	$A_2^{У}$
> 1,8	γ_6	A_6	100,0	$A_{СР}$	$\gamma_1^{У}=\gamma_6$	$A_1^{У}=A_6$
Разом	100,0	$A_{СР}$	–	–	–	–

Криві збагачуваності показують залежності між основними технологічними показниками збагачення: $\boldsymbol{\lambda}$ – залежність між сумарним виходом і зольністю елементарних фракцій; $\boldsymbol{\beta}$ – залежність між сумарним виходом фракцій, що спливли, і їхньою зольністю; $\boldsymbol{\theta}$ – залежність між сумарним виходом фракцій, що потонули, і їхньою зольністю ; $\boldsymbol{\delta}$ – залежність між розділовою густиною і виходами фракцій.

При розрахунку показників фракцій, що спливли, вирішують питання про вихід і зольність фракцій, які б мали місце при послідовному підвищенні мінімальної розділової густини:

– вихід і зольність фракцій за мінімальної густини розділення 1300 кг/м^3 (ці показники відомі):

$$\gamma_1^в = \gamma_1; \quad A_1^в = A_1;$$

– вихід і зольність фракцій за мінімальної густини розділення 1400 кг/м^3 розраховують таким чином:

$$\gamma_2^в = \gamma_1 + \gamma_2; \quad A_2^в = (\gamma_1 \cdot A_1 + \gamma_2 \cdot A_2) / \gamma_2^в;$$

– вихід і зольність фракцій за мінімальної густини розділення 1500 кг/м^3:

$$\gamma_3^в = \gamma_1 + \gamma_2 + \gamma_3; \quad A_3^в = (\gamma_1 \cdot A_1 + \gamma_2 \cdot A_2 + \gamma_3 \cdot A_3) / \gamma_3^в;$$

і т.д. до $\gamma_6^в = 100\%; \quad A_6^в = A_{ср};$

– за даними колонок 4 і 5 будують криву β .

При розрахунку показників фракцій, що потонули, вирішують питання про вихід і зольність фракцій, які б мали місце при послідовному зниженні максимальної розділової густини:

– вихід і зольність фракцій за максимальної густини розділення 1800 кг/м^3 (ці показники відомі):

$$\gamma_1^у = \gamma_6; \quad A_1^у = A_6;$$

– вихід і зольність фракцій за максимальної густини розділення 1600 кг/м^3 розраховують таким чином:

$$\gamma_2^у = \gamma_6 + \gamma_5; \quad A_2^у = (\gamma_6 \cdot A_6 + \gamma_5 \cdot A_5) / \gamma_2^у;$$

– вихід і зольність фракцій за максимальної густини розділення 1500 кг/м^3:

$$\gamma_3^у = \gamma_6 + \gamma_5 + \gamma_4; \quad A_3^у = (\gamma_6 \cdot A_6 + \gamma_5 \cdot A_5 + \gamma_4 \cdot A_4) / \gamma_3^у;$$

і т.д. до $\gamma_6^у = 100\%; \quad A_6^у = A_{ср};$

– за даними колонок 6 і 7 будують криву ***Θ.***

Для побудови кривої елементарних фракцій ***λ*** з використанням даних колонок 2 і 3 будують гістограму і через середні точки на вертикальних сторонах проводять плавну лінію (рис. 5.1). При цьому площі трикутників, які відсікаються і приєднуються при проведенні кривої, повинні бути рівними, тому що площа під кривою ***λ*** – кількість розрахункового компонента (золи) в досліджуваному матеріалі.

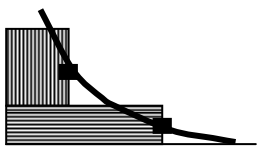


Рис. 5.1 – Побудова кривої *λ* .

Крива густини фракцій ***δ*** будується за даними колонок 1 і 2.

З використанням кривих збагачуваності визначають теоретичні показники збагачення вугілля і густину розділення. Крім того, за характером кривої **λ** можна судити про збагачуваність досліджуваного матеріалу.

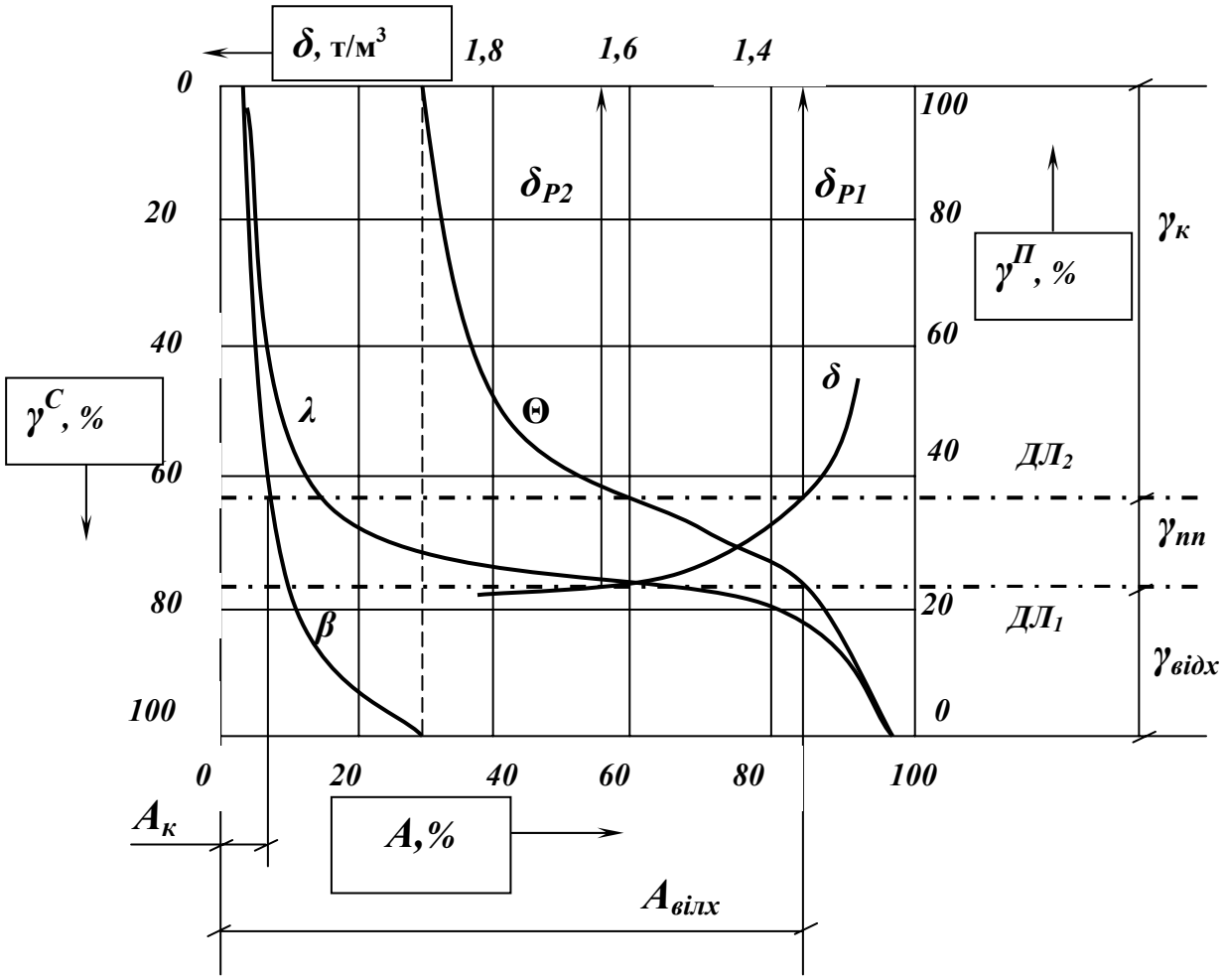


Рис. 5.2 – Криві збагачуваності вугілля.

Залежно від характеру кривої λ можна припустити три теоретичних випадки розділення матеріалу (рис. 5.3).

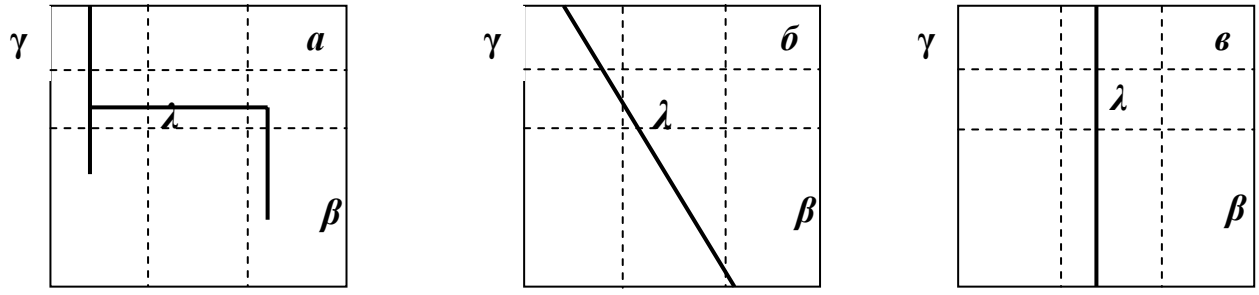


Рис. 5.3 – Вигляд теоретичних кривих λ .

Крива λ, що зображена ламаною лінією, характеризує матеріал, який не містить зростків і в процесі збагачення ідеально розділяється на два продукти (рис. 5.3 *а*). Якщо крива λ має вигляд прямої лінії, нахиленої під деяким кутом φ, це означає, що матеріал містить значну кількість зро-

стків при нерівномірному вкрапленні корисного мінералу, збагачуваність такого матеріалу винятково важка (рис. 5.3 б). У тому випадку, коли крива λ зображена вертикальною прямою ($\varphi = 90^o$), матеріал збагатити неможливо, тому що вся його маса складається із найтонших зростків мінералів, що не руйнуються при подрібненні (рис. 5.3 *в*).

Вплив категорії збагачуваності на вибір схеми переробки полягає у наступному: чим складніша збагачуваність корисної копалини, тим складнішою повинна бути схема збагачення і тим ефективнішими повинні бути використовувані в ній процеси збагачення.

5.2. Збагачення у важких середовищах

5.2.1. Характеристика процесу

Процес збагачення у важких середовищах полягає в розділенні корисних копалин за густиною в гравітаційному або відцентровому полі в середовищі, густина якого є проміжною між густинами розділюваних компонент. Збагачення у важких середовищах – найбільш ефективний гравітаційний процес, що дозволяє досягти чіткого розділення корисної копалини за заданою густиною. При зануренні корисної копалини у важке середовище за *законом Архімеда* зерна, густина яких менше густини середовища спливають, а зерна більшої густини тонуть[3, 15, 21].

Як важкі середовища можуть бути використані розчини неорганічних солей, органічні рідини і важкі суспензії. Розчини неорганічних солей (найчастіше розчини $CaCl_2$ і $ZnCl_2$ з максимальною густиною до 2000 кг/м^3) і органічні рідини (тетраброметан з густиною 2900 кг/м^3, рідина Сушина-Рорбаха з густиною 3650 кг/м^3, рідина Клерічі з густиною 4200 кг/м^3 і ін.) звичайно застосовуються при вивченні фракційного складу корисних копалин. У виробничих умовах використовують важкі мінеральні суспензії, що являють собою завісі тонкоподрібненої твердої речовини (обважнювача) у воді (дисперсійне середовище).

Обважнювачі, застосовувані для приготування суспензій (табл. 5.2), повинні відповідати визначеним вимогам: мати досить високу густину, мати високу механічну міцність, легко регенеруватися, повинні бути недорогими і недефіцитними, не містити шкідливих компонентів, що погіршують якість концентратів.

Таблиця 5.2 – Характеристика обважнювачів

Обважнювач	Густина, кг/м^3	
	обважнювача	суспензії (максимальна)
Барит	4400	2200
Піротин	4600	2300
Пірит	5000	2500
Магнетит	5000	2500
Арсенопірит	6000	2800
Феросиліцій	6900	3100
Галеніт	7500	3300

Результати збагачення багато в чому залежать від фізичних властивостей суспензій – густини, в'язкості і стійкості, а також від властивостей обважнювача.

Густина суспензій визначається густиною обважнювача і його об'ємним вмістом у суспензії:

$$\Delta_c = \Delta + (\delta_o - \Delta)c_o \qquad (5.1)$$

або

$$\Delta_c = (1 - c)\Delta + \delta_o c_o, \qquad (5.2)$$

де $\Delta_c, \Delta, \delta_o$ – густина суспензії, води і обважнювача, кг/м^3; c_o – об'ємна концентрація обважнювача в суспензії, частки од.

У практиці гравітаційного збагачення для приготування суспензій на вуглезбагачувальних фабриках використовують магнетитовий концентрат густиною 4400 – 4700 кг/м^3, на рудозбагачувальних фабриках – феросиліцій густиною 6800 – 7200 кг/м^3.

В'язкість – властивість середовищ чинити опір відносному руху їхніх елементарних шарів. Причиною опорів, що виникають при русі рідин, є внутрішнє тертя між сусідніми дотичними шарами. Таким чином, для взаємного переміщення частинок реальної рідини необхідна деяка витрата енергії. Відповідно до закону Ньютона сили внутрішнього тертя, що виникають між сусідніми шарами рідини, що рухаються, прямо пропорційні швидкості відносного руху і площі поверхні зіткнення:

$$F_T = S\mu \frac{du}{dh}, \qquad (5.3)$$

де F_T - сила внутрішнього тертя, Н; S - площа дотичних шарів, м^2; μ - динамічний коефіцієнт в'язкості, Па·с; du - різниця швидкостей руху сусідніх елементарних дотичних шарів, м/с; dh - відстань між осями сусідніх еле-

ментарних шарів, м; *du/dh* - градієнт швидкості, $с^{-1}$.

Поняття «в'язкість» характерне лише для динамічно рухливих середовищ, тому що з припиненням руху середовища швидкості відносного ковзання шарів стають рівними нулю і зникають сили внутрішнього тертя. Сили внутрішнього тертя залежать від роду середовища. З підвищенням температури в'язкість рідини зменшується. При нормальних умовах динамічний коефіцієнт в'язкості води μ = 0,001 Па с.

В'язкість суспензії збільшується зі зростанням об'ємної концентрації обважнювача і його дисперсності і не залежить від природи обважнювача і його густини. Динамічний коефіцієнт в'язкості суспензії при об'ємній концентрації обважнювача до 40 % визначається по формулі Ванда:

$$\mu_c = \mu_o(1 + 2{,}5c_o + 7{,}35c_o + 16{,}2c_o + ...), \qquad (5.4)$$

де μ_c, μ_o - динамічні коефіцієнти в'язкості суспензії і води, Па·с; c_o - об'ємна концентрація обважнювача, частки од.

Збільшення в'язкості розділового середовища при гравітаційному збагаченні приводить до зниження ефективності процесу. Магнетитові суспензії при високому вмісті обважнювача, наявності шламу і глини стають структурно в'язкими. У таких суспензіях погіршується процес розділення корисної копалини, особливо дрібних зерен, що не тонуть і не спливають, тому що не можуть перебороти опір середовища. Нормальні умови розділення забезпечуються за динамічної в'язкості розділового середовища, яке не перевищує 0,007 Па·с.

Стійкість суспензії – здатність її зберігати задану густину у різних по висоті шарах. Безструктурні суспензії, застосовувані найчастіше в практиці гравітаційного збагачення, є вкрай нестійкими системами. В міру збільшення структуроутворення суспензії або підвищення вмісту в ній твердого підвищується і її стійкість.

Ступінь стійкості суспензії багато в чому визначає конструкцію збагачувального обладнання, режим і умови його роботи, точність розділення корисної копалини. Підвищення стійкості суспензій може бути досягнуто різними способами: створенням висхідних і горизонтальних потоків; застосуванням обважнювачів визначеного складу; додаванням реагентів-пептизаторів; фізико-механічними впливами.

Метод стабілізації суспензії шляхом створення в робочій зоні сепаратора висхідних і горизонтальних потоків є основним і тому найпоширенішим. Висхідний потік підвищує густину розділення в порівнянні з густиною суспензії, яку подають у сепаратор. Тому, щоб не знизити точність розділення, при виборі швидкості висхідного потоку враховують тип сепаратора, склад збагачуваного матеріалу, тип обважнювача.

Стійкість суспензії підвищується при додаванні в неї тонких класів обважнювача і тонких рудних шламів. Іноді додають 1 – 3 % глинистих матеріалів або застосовують суміш порошків матеріалів різної густини (напр., суміш феросиліцію з магнетитом або з піротином).

Підвищення стійкості суспензій при одночасному зниженні їхньої в'язкості на 15 – 35 % може бути досягнуто застосуванням реагентів-пептизаторів, що знижують злипання частинок. Найбільш ефективні гексаметафосфат і триполіфосфат натрію. Реагенти-пептизатори застосовують при значному вмісті шламів в суспензіях і при збагаченні в суспензіях підвищеної густини (понад 2000 кг/м^3). Вміст реагентів-пептизаторів у суспензії не повинен перевищувати 0,001 – 0,5 % від маси обважнювача.

Стійкість суспензії може бути підвищена при одночасному зниженні її в'язкості на 30 – 40 % за рахунок фізико-механічних впливів (напр., за рахунок коливань з частотою 5 – 8 Гц і амплітудою 6 – 10 мм).

5.2.2. Апарати для збагачення у важких суспензіях

Важкосередовищне збагачення використовується для одержання кінцевих продуктів (при переробці вугілля) і для попереднього видалення пустої породи (при переробці руд). Для збагачення кам'яного вугілля крупністю більше 6 - 10 мм і руд крупністю більше 3 - 5 мм застосовуються сепаратори з гравітаційним полем – колісні, конусні, барабанні. При збагаченні вугілля і руд меншої крупності застосовують апарати з відцентровим полем – гідроциклони [10, 15, 20, 21].

Колісні сепаратори (СКВ, СКВД, СКВП, СКВС) застосовують на вуглезбагачувальних фабриках для розділення крупних класів (до 300 мм) кам'яного вугілля, антрацитів і сланців. Принцип дії колісного сепаратора типу СКВ (рис. 5.4) такий: вихідний матеріал в напівциліндричну ванну ***1*** надходить по жолобу ***2***. Через нижній патрубок ***3*** у ванну подається суспензія густиною від 1400 до 2200 кг/м^3, яка розділяється на транспортний (горизонтальний) і висхідний (вертикальний) потоки.

У ванні сепаратора вугілля розділяється в магнетитовій суспензії на легку фракцію (концентрат), і важку фракцію (порода). Пересування легкого продукту вздовж ванни здійснюється транспортним потоком, а розвантаження гребковим механізмом ***4*** з приводом ***8***. Залежно від продуктивності сепаратора висота шару суспензії над зливним порогом становить 30 – 80 мм, тому гребковий механізм розвантажує концентрат на шпальтове сито ***5*** для попереднього відділення суспензії і повернення її у процес. Порода осідає на дно ванни, потрапляє у ковші елеваторного колеса ***6***, що спирається на котки *7*, і при його обертанні розвантажується із сепаратора.

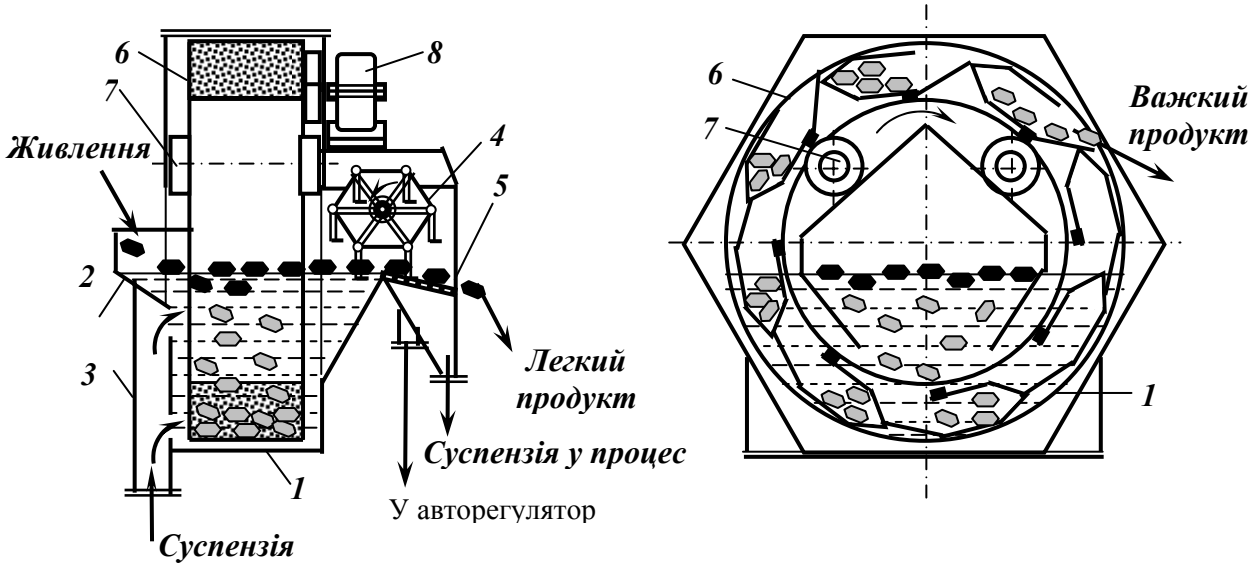


Рис. 5.4 – Схема двопродуктового сепаратора СКВ з вертикальним елеваторним колесом: 1 – корпус ; 2 – завантажувальний жолоб; 3 – суспензійний патрубок; 4 – гребковий механізм; 5 – шпальтове сито; 6 – елеваторне колесо; 7 – котки; 8 – привід гребкового механізму.

Промисловість випускає сепаратори СКВ-12, СКВ-20 і СКВ-32.

Сепаратор СКВ-32 має декілька модифікацій:

– сепаратор СКВД-32 призначений для одночасного збагачення вугілля двох машинних класів. Сепаратор СКВД-32 має здвоєну ванну, вбудовану у елеваторне колесо, однотипне з елеваторним колесом сепаратора СКВ-32. Ширина частини ванни, призначеної для збагачення крупного машинного класу антрациту, напр., 50 – 300 мм, складає 1200 мм, а для дрібного класу, напр., 6 – 50 мм, – 2000 мм. Діапазон крупності машинних класів вибирається залежно від їхньої збагачуваності і забезпечення завантаження обох частин ванни на повну продуктивність;

– сепаратор СКВС-32 призначений для збагачення сланців. Конструктивно від сепаратора СКВ-32 він відрізняється тим, що число ковшів елеваторного колеса зменшено з 8 до 6, завдяки чому крупність збагачуваного сланцю може бути доведена до 500 мм. Сепаратори СКВС-32 виготовляють за спеціальними замовленнями;

– сепаратор СКВП-32 (рис. 5.5) з видовженою ванною має підвищену продуктивність при тих же габаритах і енерговитратах. Сепаратор СКВП-32 надійніше і довговічніше сепаратора СКВ-32 завдяки удосконаленню і зміцненню конструкції окремих вузлів і застосуванню нержавіючих і зносостійких сталей. Крім того, встановлення у завантажувальному жолобі лопатевого занурювача сприяє більш точному розділенню вугілля в сепараторі.

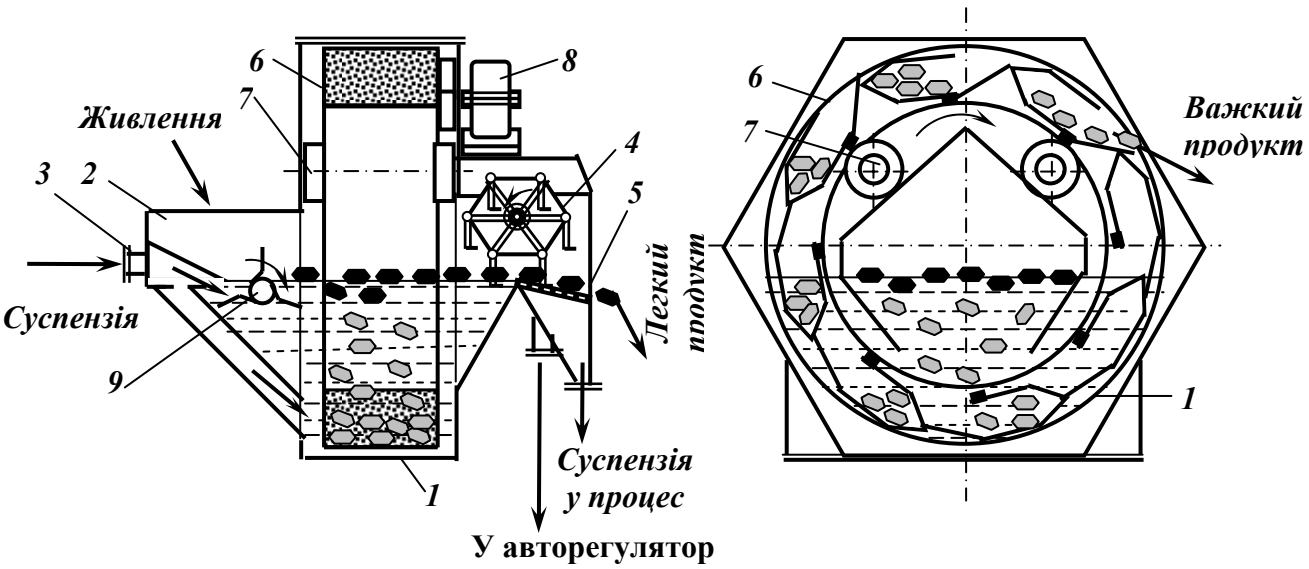


Рис. 5.5 – Схема двопродуктового сепаратора СКВП з вертикальним елеваторним колесом: 1 – корпус ; 2 – завантажувальний жолоб; 3 – суспензійний патрубок; 4 – гребковий механізм; 5 – шпальтове сито; 6 – елеваторне колесо; 7 – котки; 8 – привід гребкового механізму; 9 – лопатевий занурювач.

Продуктивність колісних сепараторів залежить від ширини ванни і крупності живлення. При можливому виході легкої фракції понад 50 % продуктивність сепаратора розраховують за формулою:

$$Q = 100qB / \gamma_л \text{ , т/год,} \qquad (5.5)$$

де q – питома продуктивність сепаратора, т/год·м; B – ширина ванни, м; $\gamma_л$ – можливий вихід легкого продукту, %.

Якщо в вугіллі міститься понад 50 % породи, необхідно перевірити транспортну здатність елеваторного колеса за формулою:

$$Q = 0{,}06wnzk\delta \text{ ,т/год,} \qquad (5.6)$$

де w – місткість одного ковша, м^3; n – частота обертання елеваторного колеса (n = 2 – 2,1 хв$^{-1}$), хв$^{-1}$; z – число ковшів елеваторного колеса; k – коефіцієнт заповнення ковшів (k= *0,5 ÷ 0,6*); δ – насипна густина важкої фракції, кг/м^3.

Для збагачення порівняно дрібних руд і неметалічних корисних копалин можна використовувати *конусні* і *барабанні суспензійні сепаратори*.

Конусні сепаратори дозволяють одержувати найбільш високу точність розділення, тому що суспензія знаходиться у спокійному стані і таким чином створюються умови для більш досконалого розділення матеріалу за густиною, а також для виділення відходів з малими втратами цінних компонентів. Але внаслідок великої висоти сепараторів цієї конструк-

ції в них важко підтримувати стабільну за густиною суспензію. Щоб розходження в густині суспензії у верхніх і нижніх шарах ванни сепаратора не перевищувало допустимої величини і не спричиняло порушень технологічного процесу, суспензія повинна готуватися з тонкодисперсного обважнювача і відносно інтенсивно перемішуватись. До того ж конусні сепаратори відрізняються найбільш високими експлуатаційними витратами, тому їх варто застосовувати лише при збагаченні цінних важкозбагачуваних руд, що містять значні кількості промпродуктових фракцій.

Застосовують конусні сепаратори з внутрішнім і зовнішнім аероліфтом (рис. 5.6). Конусний сепаратор з внутрішнім аероліфтом більш компактний, але менш економічний і зручний в експлуатації, ніж із зовнішнім аероліфтом.

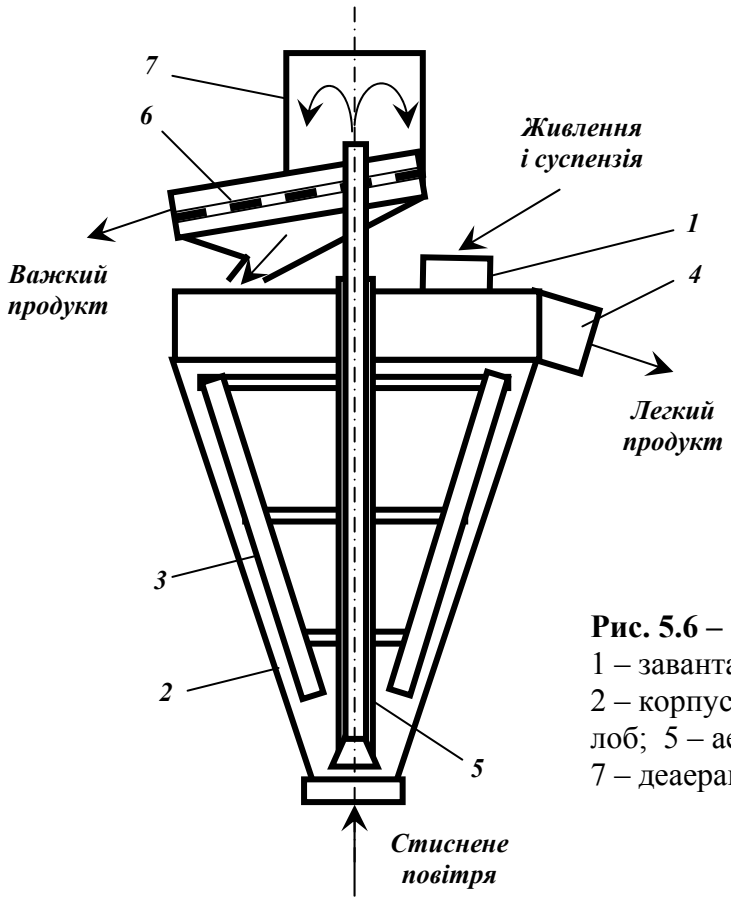


Рис. 5.6 – Схема конусного сепаратора.
1 – завантажувальний жолоб;
2 – корпус; 3 – мішалка; 4 – кільцевий жолоб; 5 – аероліфт; 6 – дренажне сито;
7 – деаераційна камера**.**

Принцип дії конусних сепараторів однаковий: вихідний матеріал разом із суспензією по завантажувальному жолобу ***1*** надходить у сепаратор. Корпус ***2*** конусного сепаратора складається з конічної ємності з верхньою циліндричною частиною. По осі сепаратора на порожньому валу обертається мішалка ***3***. Перемішування суспензії сприяє підвищенню її стійкості. Крім того, рух суспензії і продукту, що спливає по кругових траєкторіях, приводить до збільшення тривалості перебування матеріалу в апараті, а отже – підвищення ефективності процесу розділення. Продукт, що сплив,

розвантажується разом із суспензією переливом через зливний поріг у кільцевий жолоб ***4*** і направляється в цикл регенерації суспензії. Важкий продукт занурюється в нижню частину конуса і за допомогою стисненого повітря аероліфтом ***5*** вивантажується на дренажне сито ***6***, де відбувається відділення суспензії і повернення її в сепаратор.

Продуктивність конусного сепаратора визначається за питомим навантаженням і площею дзеркала суспензії:

$$Q = qF = 0{,}8D^2 \text{, т/год ,} \qquad (5.7)$$

де q – питоме навантаження, т/год·м^2; F – площа дзеркала суспензії, м^2; D – діаметр сепаратора, м.

Барабанні сепаратори (елеваторний СБЕ і спіральний СБС) застосовуються для збагачення неметалічних корисних копалин, руд кольорових і чорних металів.

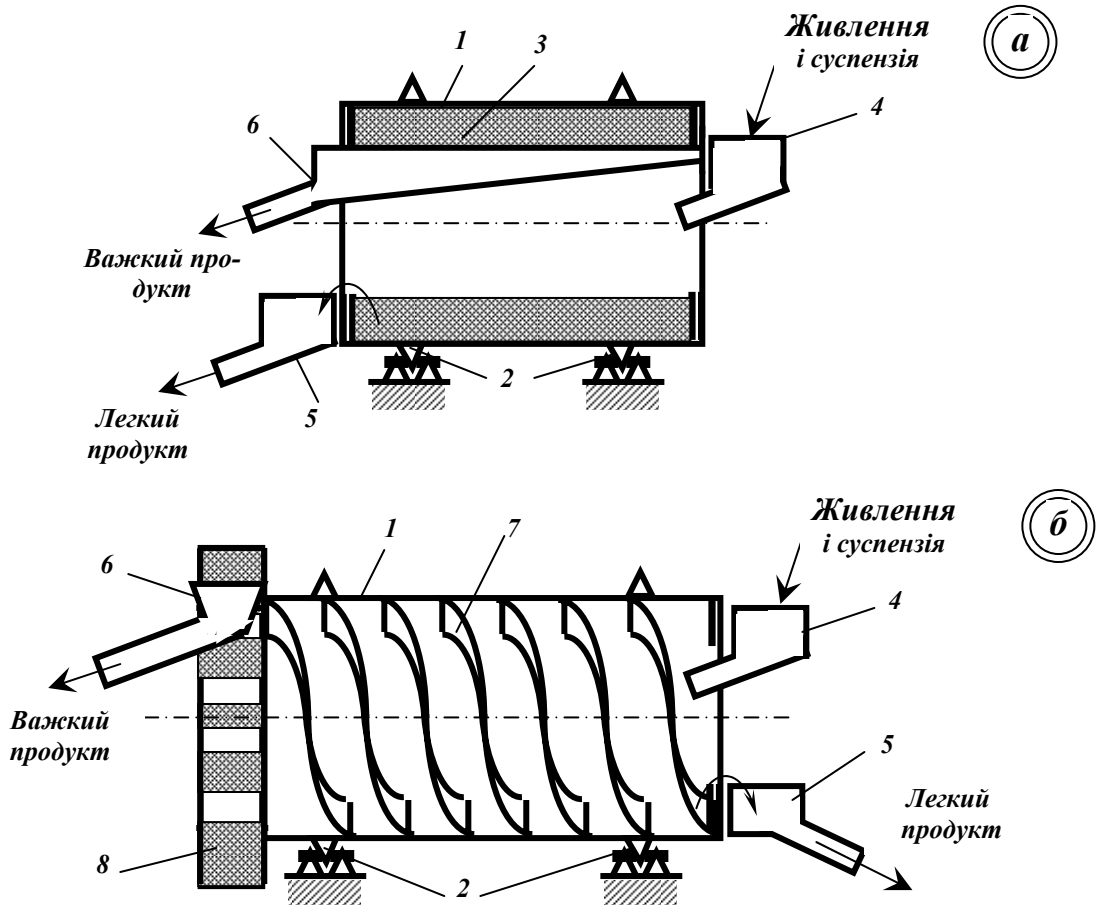


Рис. 5.7 – Схеми барабанних важкосередовищних сепараторів:
а – елеваторний сепаратор СБЕ; б – спіральний сепаратор СБС. 1 – барабан; 2 – опорні котки; 3 – перфоровані лопаті; 4 – завантажувальний жолоб; 5 – розвантажувальний жолоб легкого продукту; 6 – розвантажувальний жолоб важкого продукту; 7 – двозахідна спіраль; 8 – лопатний елеватор.

Сепаратор барабанний елеваторний (рис. 5.7 ***а***) являє собою обертовий барабан *1*, установлений на опорних котках *2*. На внутрішній поверхні барабана закріплені перфоровані лопаті *3*.

Вихідний матеріал разом із суспензією подається усередину барабана через отвір у передній торцевій стінці по жолобу *4*. Барабан, заповнений суспензією, служить ванною для розділення матеріалу за густиною. Легкий продукт з потоком суспензії самопливом вивантажується в жолоб *5*, а важкий – піднімається лопатями вгору і направляється в жолоб *6*. Оскільки лопаті перфоровані, у жолоб *6* потрапляє лише незначна кількість суспензії.

Сепаратор барабанний спіральний (рис. 5.7 ***б***) конструктивно від сепаратора з елеваторним розвантаженням відрізняється наявністю решітчастої двозахідної спіралі *7* на внутрішній поверхні барабана. При обертанні барабана спіраль переміщає важкий продукт до розвантажувального кінця, де він розвантажується із сепаратора лопатевим елеватором *8*.

Продуктивність барабанних сепараторів так само, як і конусних визначається за питомим навантаженням на одиницю площі дзеркала суспензії:

$$Q = qF \approx 0{,}6D^2, \text{ т/год}, \qquad (5.8)$$

де q, F, D – питоме навантаження (т/год•м^2), площа дзеркала суспензії (м^2), діаметр сепаратора (м).

Барабанні сепаратори найбільш економічні в експлуатації, але ефективність розділення в них нижче, ніж у колісних і конусних сепараторів.

Суспензійні циклони (рис. 5.8) застосовують для збагачення важкозбагачуваного вугілля крупністю 0,5 – 25 мм і перезбагачення промпродуктів, а також для збагачення руд в діапазоні крупності 0,3 – 6 мм. Верхня межа крупності вугілля, збагачуваного в циклонах, складає 40 мм, нижня – 0,2 мм.

Застосування важкосередовищних гідроциклонів обумовлено низькою ефективністю розділення дрібних класів у сепараторах. Підвищення швидкості розділення дрібних частинок у важких середовищах досягається заміною гравітаційного поля сил відцентровим, тобто застосуванням гідроциклонів.

Важкосередовищні гідроциклони розділяються на дві групи: напірні і безнапірні. Важкосередовищні гідроциклони дозволяють розділяти матеріал на два або три продукти.

Двопродуктовий важкосередовищний гідроциклон (рис. 5.8 ***а***) встановлюють з нахилом 15 – 30^o до горизонту. Суміш вихідного матеріалу із суспензією під напором надходить по живильному патрубку ***1***, розташо-

ваному тангенціально до циліндричної завантажувальної камери ***2***. Принцип дії важкосередовищних гідроциклонів полягає у наступному. У результаті тангенціального уведення суміші вихідного матеріалу з суспензією в гідроциклоні відбувається інтенсивний обертальний рух з частотою, що досягає декількох тисяч обертів на хвилину. У таких умовах усередині гідроциклона виникає відцентрова сила, яка значно переважає силу ваги. Важкі фракції відцентровою силою відкидаються до стінок конуса переміщуються вниз до нижньої насадки ***5*** де разом зі згущеною суспензією вивантажуються у приймальну камеру ***6***. Поблизу геометричної осі апарата зосереджуються легкі фракції, які вивантажуються через верхній патрубок разом з основною масою розрідженої суспензії через зливну камеру ***4***.

Трипродуктовий важкосередовищний гідроциклон (рис. 5.8 ***б)*** складається з циліндричної і циліндроконічної секцій, з'єднаних між собою перехідним патрубком *7*.

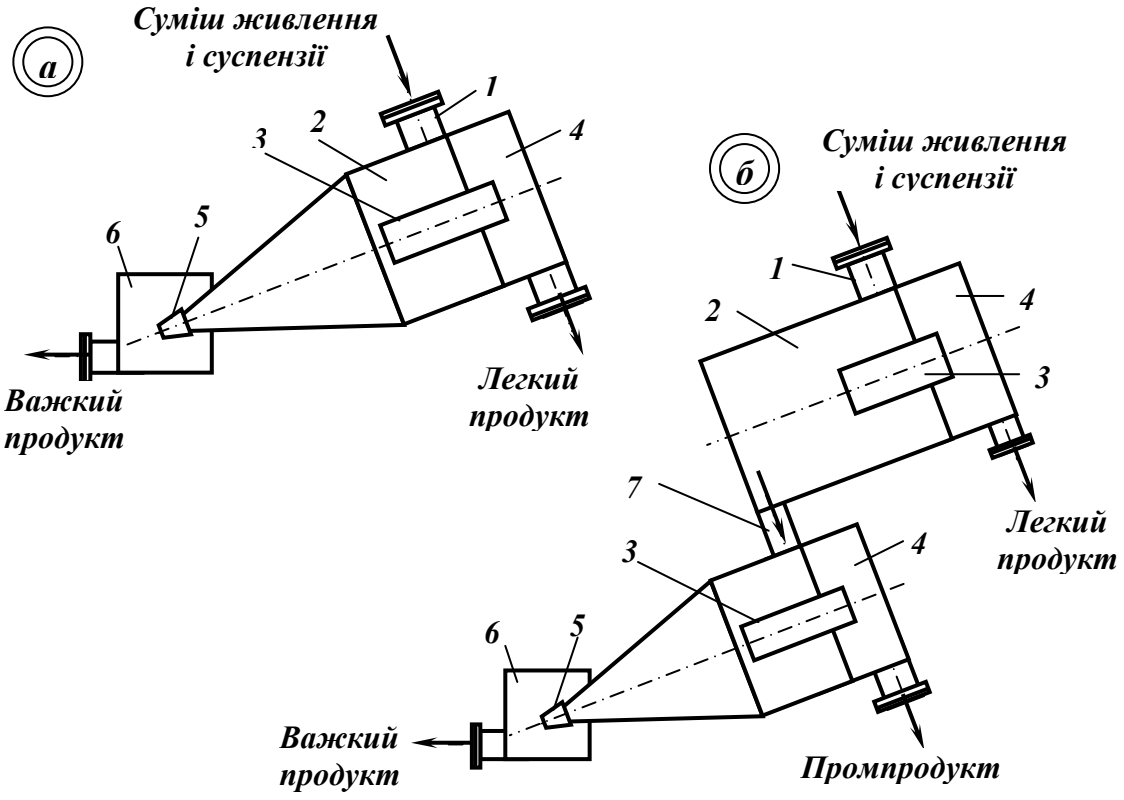


Рис. 5.8 – Схеми важкосередовищних гідроциклонів.

а – двопродуктовий; *б* – трипродуктовий.

1 – живильний патрубок; 2 – завантажувальна камера; 3 – верхній патрубок; 4 – розвантажувальна камера; 5 – нижня насадка; 6 – приймальна камера; 7 – перехідний патрубок.

Суміш вихідного матеріалу із суспензією по тангенціальному патрубку надходить під напором у першу (циліндричну) секцію гідроциклона. Легкий продукт (концентрат) із потоком розрідженої суспензії виводиться через верхній патрубок першої секції. Суміш важких фракцій з потоком згущеної суспензії надходить у другу секцію гідроциклона. Таким чином, у другій секції розділення важких фракцій відбувається за більшою густиною. Важкий продукт (порода) видаляється через нижню насадку, промпродукт – через верхню насадку другої секції.

Безнапірні гідроциклони (рис. 5.9) призначені для збагачення вугілля крупністю 0,25 – 35 мм, але вони можуть бути застосовані й для збагачення руд. Безнапірний гідроциклон являє собою циліндричну ємність ***1*** з двома тангенціальними ***2*** і ***3*** і двома осьовими ***4*** і ***5*** патрубками. Вісь циклона нахилена під кутом 15 – 45º до горизонту.

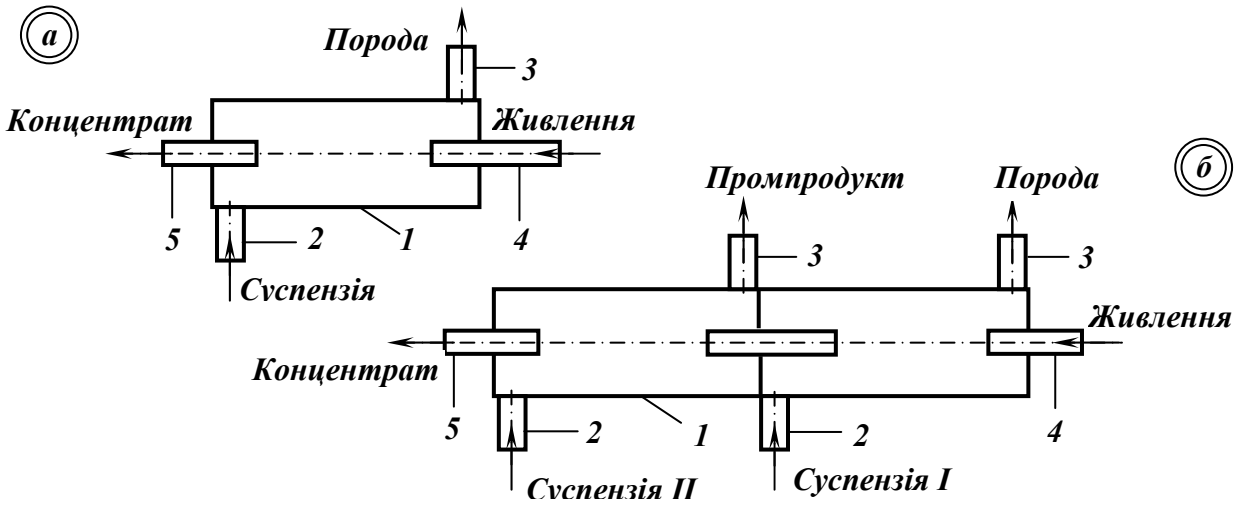


Рис. 5.9 – Схеми безнапірних гідроциклонів.
а – двопродуктовий; *б* – трипродуктовий.
1 – циліндричний корпус; 2 – суспензійний патрубок; 3 – патрубок розвантаження важкого продукту; 4 – патрубок завантаження живлення;
5 – патрубок розвантаження легкого продукту.

На відміну від розглянутих конструкцій вихідний матеріал і суспензія подаються в апарат окремо: 90 % суспензії вводиться через тангенціальний патрубок ***2*** біля нижнього кінця апарата, а 10 % разом з вихідним матеріалом через осьовий патрубок ***4***. Робочий тиск в циклоні складає 0,1 – 0,2 МПа (у напірних 0,4 – 0,6 МПа). Тангенціальне введення суспензії формує поле відцентрових сил, в якому й здійснюється розділення матеріалу за густиною.

Важкі частинки (порода) під дією відцентрових сил досягають внутрішніх стінок апарата і видаляються разом зі згущеною суспензією через тангенціальний патрубок ***3***. Легкі частинки (концентрат) залишаються в центрі апарата і видаляються разом з розрідженою суспензією через патрубок ***5***.

У трипродуктовому безнапірному циклоні розділення матеріалу відбувається послідовно: у першій камері в суспензії більшої густини виділяється порода, у другій камері в суспензії меншої густини відбувається розділення концентрату і промпродукту.

Перевагою безнапірних гідроциклонів є їх менший знос внаслідок меншого робочого тиску.

Продуктивність гідроциклонів по твердому розраховується за формулою:

$$Q = 200D^2, \text{ т/год.}, \tag{5.9}$$

де D – діаметр гідроциклона, м.

Гідроциклонні комплекси випускають в комплекті з допоміжним обладнанням, необхідним для роботи важкосередовищних гідроциклонних установок. В комплект крім гідроциклонів входять: бак регулюючий, змішувач, дугові грохоти, роздільник суспензії, резервуари для суспензії.

5.2.3. Технологія збагачення у важких суспензіях

Технологічні схеми збагачення у магнетитовій суспензії розділяють за числом стадій збагачення, числом кінцевих продуктів і призначенням [14, 15, 20].

Важкосередовищна сепарація використовується в схемах збагачення рудних корисних копалин з крупним і агрегатним вкрапленням для попереднього відділення породи. Але найбільш широке застосування важкосередовищна сепарація знайшла в схемах переробки вугілля.

Збагачення у важкосередовищних сепараторах застосовується в основному для збагачення крупних класів (10-300 мм) вугілля і крупно- та агрегатновкраплених руд. Схема збагачення вугілля 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. 5.10).

Відділення суспензії і відмивання обважнювача (магнетиту) здійснюється на вібраційних грохотах типу ГІСЛ і ГІСТ. При цьому відмивання обважнювача здійснюється за допомогою двох рядів бризкал, на перший з яких подається злив сепараторів системи регенерації, а на другий – технічна вода.

При необхідності роздільного збагачення двох машинних класів (наприклад, 6 – 25 і 25 – 200 мм) доцільно використовувати сепаратор СКВД-32, ванна якого в подовжньому напрямку розділена на два відділення.

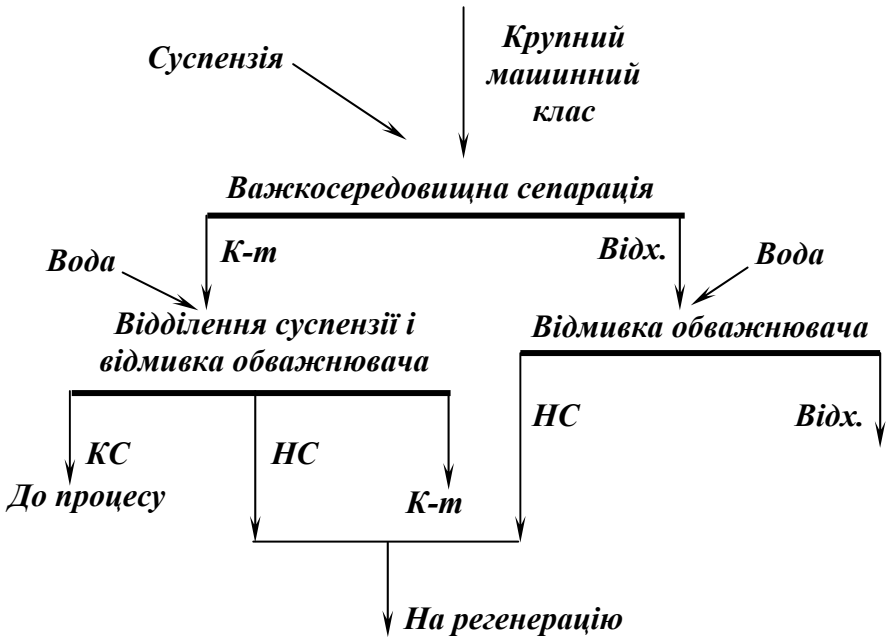


Рис. 5.10 – Схема важкосередовищної сепарації вугілля крупних класів у одну стадію з виділенням двох продуктів.

КС – кондиційна суспензія; *НС* – некондиційна суспензія.

Збагачення у важкосередовищних гідроциклонах застосовується при переробці дрібних класів руд крупного і агрегатного вкраплення, а також коксівного вугілля і антрацитів дуже трудної і трудної збагачуваності, а при підвищених вимогах до якості концентрату – середньої збагачуваності. Важкосередовищні гідроциклони можуть використовуватися для перезбагачення промпродукту і грубозернистого шламу.

Схема збагачення в одну стадію в двопродуктовому важкосередовищному гідроциклоні (рис. 5.11) з одержанням двох кінцевих продуктів (концентрату і відходів) призначена для збагачення дрібного енергетичного вугілля і антрацитів крупністю 0,5-13 (25) мм. Вона застосовується також при переробці алмазів.

При необхідності одержання трьох кінцевих продуктів (концентрату, промпродукту, відходів) в одну стадію застосовують трипродуктові гідроциклони.

Технологічні схеми збагачення в гідроциклонах складніші 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, висувають підвищені вимоги і, насамперед, по вмісту шламів. Щодо крупного класу, знешламлювання здійснюється за класом 13 (25) мм, дрібного звичайно – за класом 0,5 мм.

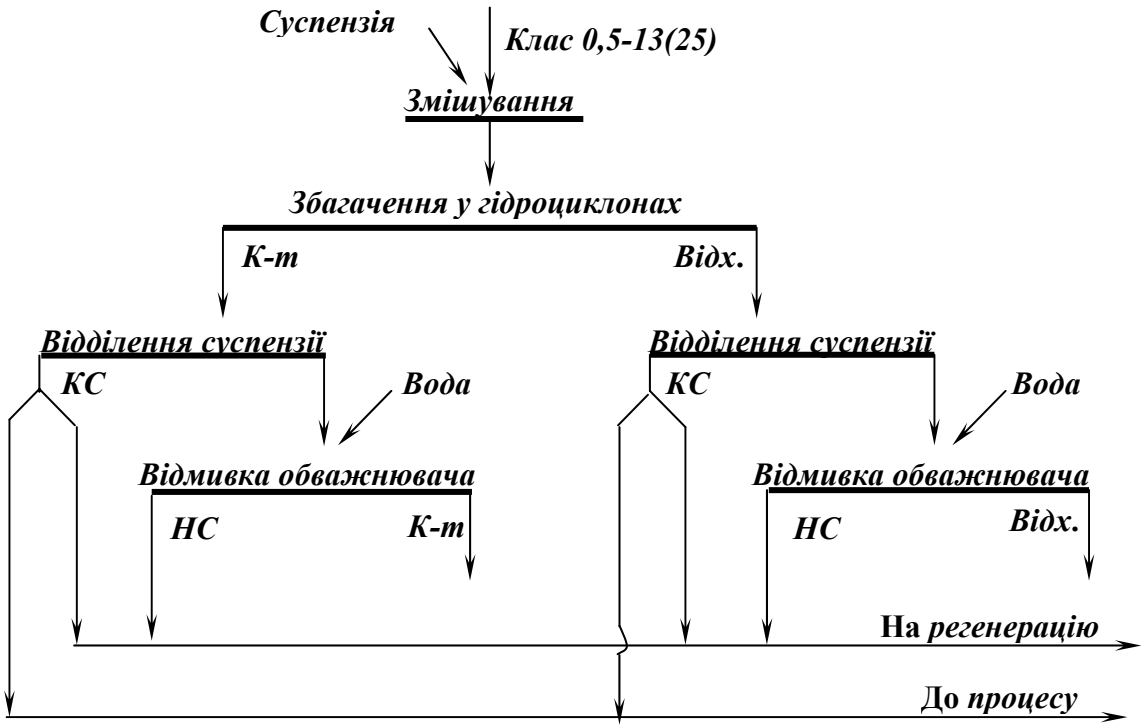


Рис. 5.11 – Схема збагачення дрібного вугілля у одну стадію з виділенням двох продуктів.

При відмивці обважнювача утворюється значний об'єм некондиційної (розрідженої) суспензії, яка направляється на регенерацію (рис. 5.12).

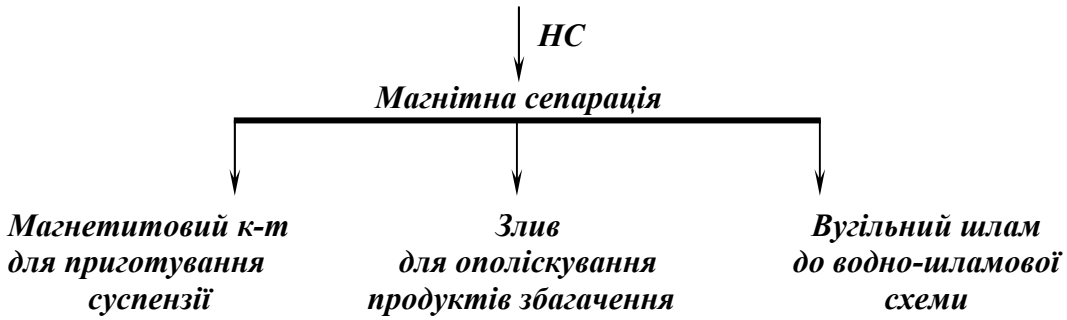


Рис. 5.12 – Схема регенерації некондиційної магнетитової суспензії.

Регенерація некондиційної суспензії в процесі важкосередовищного збагачення призначена для відновлення густини робочого середовища, розбавленого водою при відмиванні магнетиту від продуктів збагачення, можливо більш повного вилучення магнетиту з промивних вод, а також для очищення суспензії від шламу, що потрапляє до неї з вихідним вугіллям.

Найбільш поширеним способом регенерації магнетитової суспензії є магнітна сепарація, заснована на використанні відмінностей у магнітних властивостях магнетиту і вугільного шламу.

Розглянемо особливості збагачення у важких середовищах окремих видів мінеральної сировини.

Збагачення горючих сланців з розділенням на два продукти (концентрат і відходи) здійснюється із застосуванням сепаратора СКВС-32. Цей сепаратор відрізняється від інших сепараторів модифікації СКВ тим, що має елеваторне колесо з 6 ковшами (у всіх інших 8) , що дозволяє переробляти матеріал крупністю до 500 мм.

При переробці карбонатних марганцевих руд, що містять манганокальцит *[(Ca, Mn)CO_3]* і кальцієвий родохрозит (*$MnCO_3$*), можливе використання схеми, що наведена на рис. 5.13.

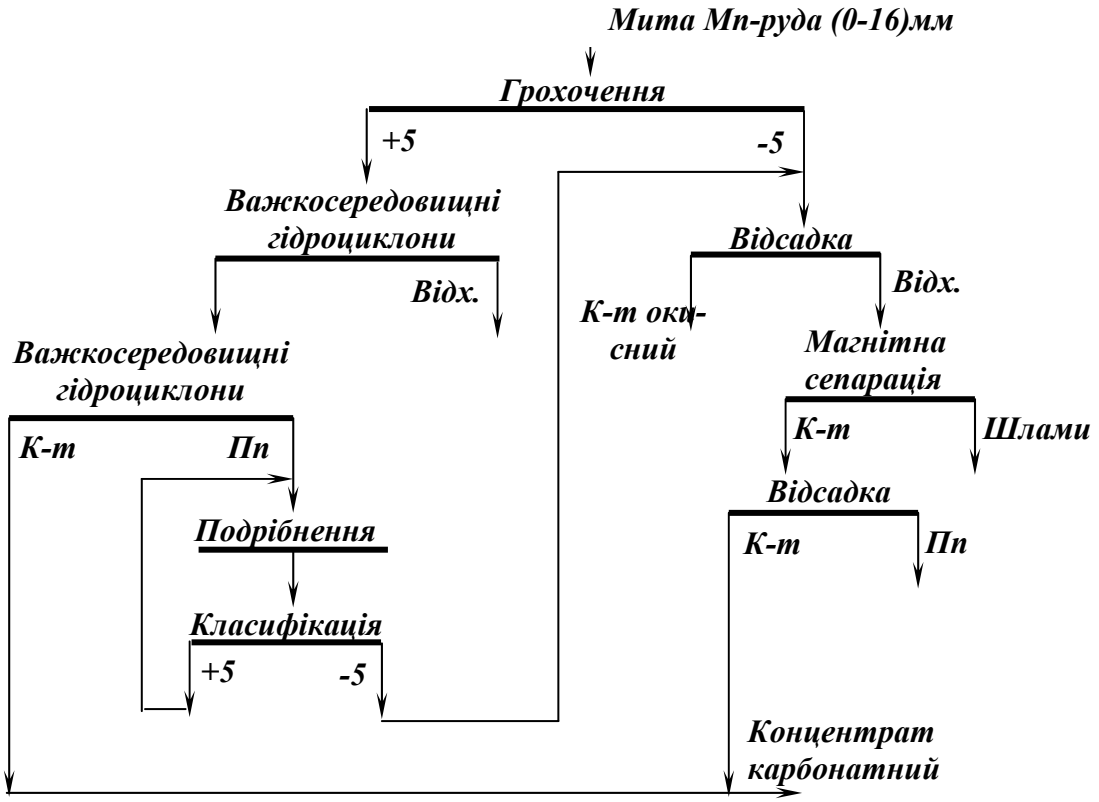


Рис 5.13 – Схема переробки карбонатної марганцевої руди.

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, відсадку класу 0–3 мм з одержанням окисного концентрату, магнітну сепарацію промпродуктів відсадки і зневоднення дрібних концентратів.

При переробці хромових руд основним мінералом є хроміт ($FeO \cdot Cr_2O_3$). Технологічні схеми збагачувальних фабрик, що переробляють хромітові руди відносно прості. Як правило, вони включають важко-

середовищну сепарацію як операцію попередньої або остаточної концентрації. Для збагачення дріб'язку застосовують відсаджувальні машини, гвинтові сепаратори і концентраційні столи.

На рис. 5.14 наведена схема збагачення бідної руди з вмістом Cr_2O_3 близько 40 % . Основний рудний мінерал – хромшпінелід, нерудний – серпентин.

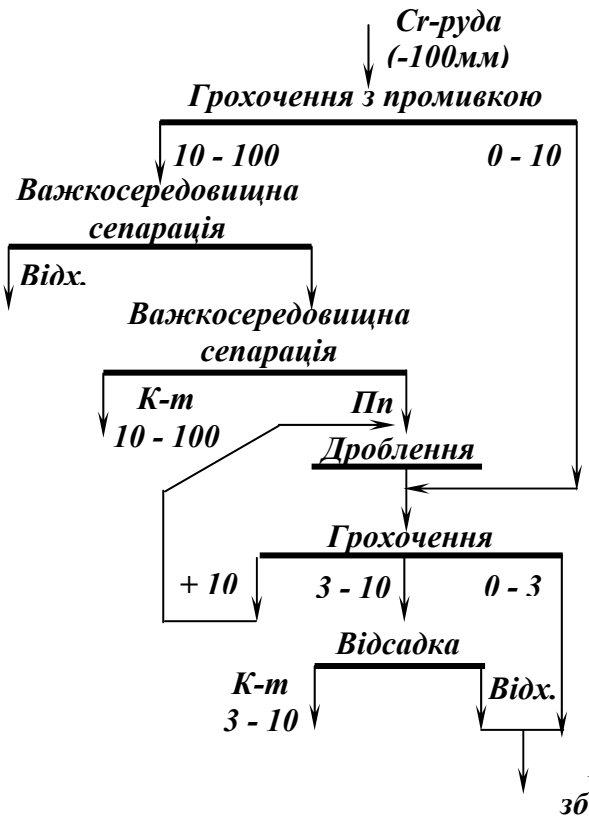


Рис. 5.14 – Схема збагачення хромової руди.

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 у 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 %.

При наявності крупного нерівномірного або агрегатного вкраплення цінних мінералів в рудах кольорових металів раціонально для попере-

днього збагачення використовувати 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 у 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 відділення породи використовується важкосередовищна сепарація**.** Технологічна схема гравітаційного відділення збагачувальної фабрики, що переробляє такі руди, наведена на рис 5.15.

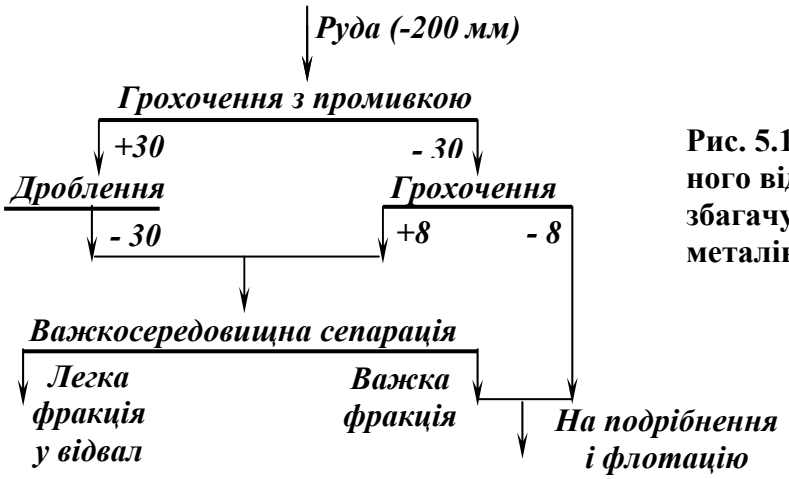


Рис. 5.15 – Схема гравітаційного відділення фабрики, що збагачує руди кольорових металів.

Вихідне живлення крупністю до 30 мм промивається і класифікується на грохоті за розміром зерна 8 мм. Клас + 8 мм направляється на збагачення в конусний важкосередовищний сепаратор. Суспензія готується з суміші феросиліцію і магнетиту. Важка фракція після відмивки обважнювача додроблюється і направляється на подрібнення і флотацію, а легка фракція – у відвал.

При переробці алмазних руд з вмістом до 70 % важкопромивної синьої глини дезінтеграція матеріалу починається ще в процесі розробки родовища гідромонітором. Розмита гірнича маса крупністю до 150 мм направляється в скрубер-бутару типу дражної бочки, але з передньою перфорованою частиною (для видалення надлишку води) і суцільною кінцевою. Промитий продукт додатково промивається на двох послідовно установлених грохотах. Одержані в результаті промивки ефелі направляють на збагачення.

Схеми основного циклу збагачення алмазовмісних руд включають підготовчі операції (дроблення, грохочення, промивку) і операції збагачення (відсадкою або у важких суспензіях). На збагачення надходять тільки середні класи крупності. Крупні і дрібні класи, що не містять алмазів,

направляють у відвал. Вибір максимальної і мінімальної крупності зерен, які подаються на збагачення, залежить від величини алмазів, що містяться в руді. Звичайно максимальна крупність збагачуваного матеріалу складає до 40 мм, мінімальна – до 0,5 мм.

У суспензійних сепараторах може збагачуватися матеріал крупніше 1,8 мм, у суспензійних циклонах – крупніше 0,5 мм. Унаслідок високої цінності алмазів і порівняно невеликого розходження в густині алмазів (3,5 т/м^3) і порожньої породи (2,7-2,9 т/м^3) найбільш раціональним для основного циклу збагачення є процес розділення в суспензіях (рис. 5.16 а, б).

В результаті збагачення одержують алмазовмісний концентрат (важкий продукт) і породу (легкий продукт). Виділення суспензії з продуктів збагачення і її регенерація здійснюються за звичайною схемою.

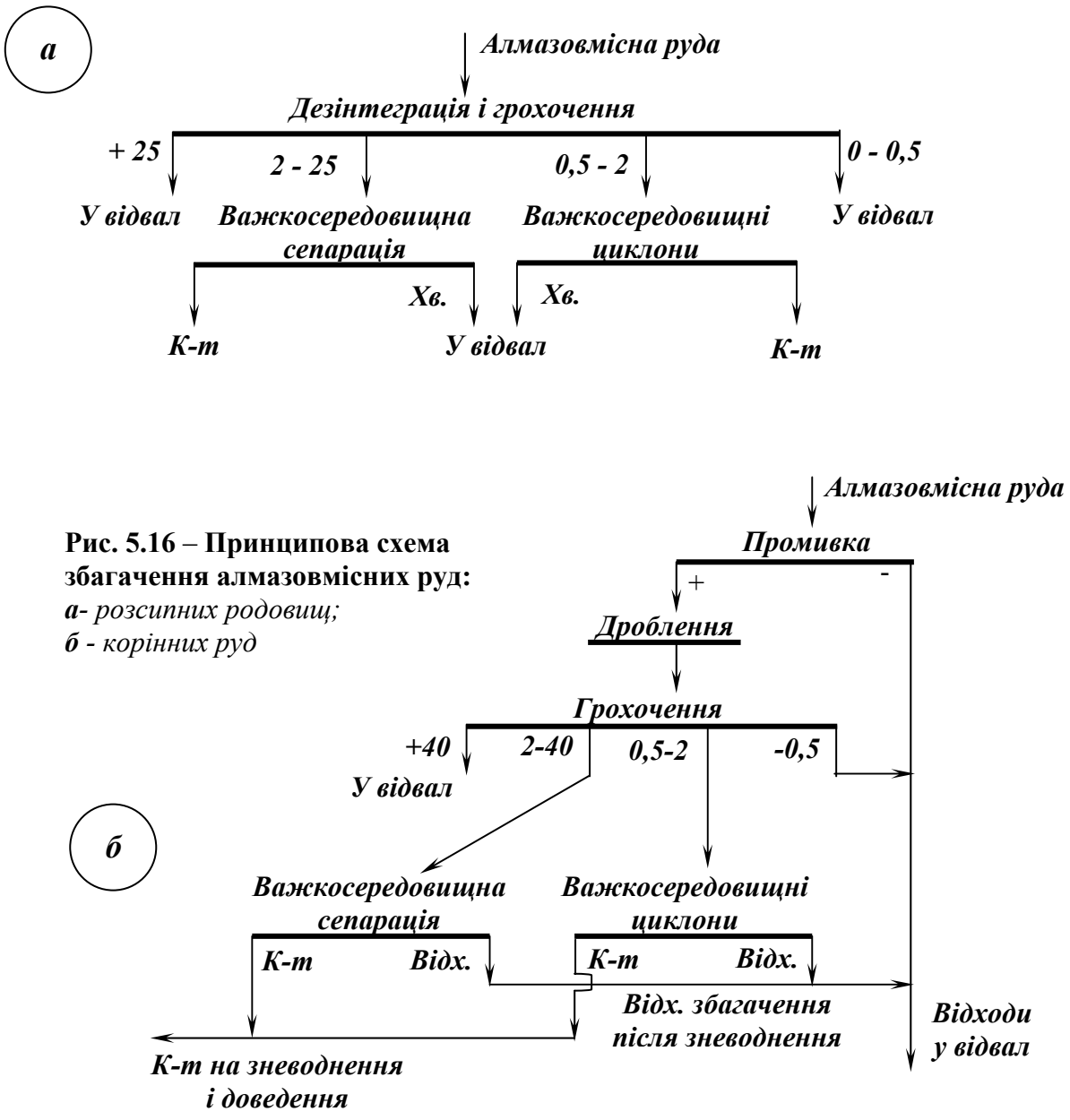


Рис. 5.16 – Принципова схема збагачення алмазовмісних руд:
а- *розсипних родовищ;*
б - *корінних руд*

Вихід чорнового концентрату важкосередовищних збагачувальних установок складає до 0,1 % при вилученні алмазів більше 98 % і вмісті їх у концентраті 100 – 1000 каратів на 1 т (1 карат = 0,2 г).

Доводка концентрату основного циклу збагачення здійснюється за схемами, що включають процеси грохочення, флотації, магнітної і електричної сепарації, збагачення на жирових столах і люмінесцентних автоматичних сепараторах. Вибір процесів доводки чорнових концентратів залежить від їх мінералогічного складу і крупності.

Схема збагачення алмазовмісних розсипних руд відрізняється від схеми, що наведена на рис. 5.16, тільки складом підготовчих операцій, до яких надходять дезінтеграція матеріалу (для руйнування глинистих комплексів і відділення шламів) і грохочення (для розділення матеріалу на чотири класи).

5.3. Відсадка

5.3.1. Теоретичні основи процесу відсадки

Відсадкою називається процес розділення суміші мінеральних частинок за густиною в турбулентному пульсуючому потоці води знакоперемінної швидкості, що коливається у вертикальному напрямку з заданими амплітудою і частотою [15, 20, 21].

Процес відсадження здійснюється у відсаджувальних машинах, де вихідний матеріал у результаті багаторазової періодичної дії висхідних і низхідних струменів середовища розділяється на продукти різної густини. У нижньому шарі концентруються частинки більшої густини, у верхньому – меншої.

Єдиної теорії про механізм розшарування матеріалу в постелі відсаджувальної машини зараз не існує. Відомі два основних напрямки у вивченні явищ розшарування: *детерміністський і статистичний.*

За детерміністським напрямком досліджується рух окремої частинки, яка має визначений розмір, густину і форму і знаходиться серед частинок іншого розміру і густини. Розглядаються сили, що діють на частинку, визначається результуюча сила і в окремих випадках вирішуються рівняння її руху при визначених граничних і початкових умовах. Розрахунки здійснюються для деяких середніх (для даного класу) частинок, тому що врахувати індивідуальні особливості кожної частинки в постелі неможливо. При правильному визначенні граничних умов і сил, що діють на частинку, математичне визначення траєкторій навіть середніх частинок може

служити основою розрахунку процесу відсадки. Практичне застосування цього напрямку для розрахунку розшарування частинок при відсаджуванні утруднено відсутністю математичного опису сил взаємодії між частинками.

В результаті детерміністського дослідження процесу запропоновані дві гіпотези розділення частинок при відсадженні: гіпотеза початкових швидкостей і гіпотеза розділення в середовищі, яке рухається прискорено.

Гіпотеза початкових швидкостей, у відповідності з якою розділення частинок відбувається в початковий період їх падіння в рідині, коли швидкості малі, а прискорення великі. Разом з тим, для реалізації цієї гіпотези частота коливань повинна бути значно більшою, ніж та, яку застосовують.

Гіпотеза розділення в середовищі, *яке рухається прискорено*, у відповідності з якою можливість відсадження пояснюється додатковою дією на частинки прискорень рідини.

Застосування у відповідності з цими гіпотезами підвищеної частоти коливань при відсадженні практикою не підтвердилося. Недоліком детерміністського напрямку є ігнорування масового характеру процесу розшарування і випадкових явищ, що відбуваються при відсаджуванні (напр., процесу перемішування).

За статистичним напрямком відсаджування розглядається як масовий процес, обумовлений різноманіттям фізичних характеристик частинок, що підлягають розділенню (розмір, форма, густина, положення центру ваги), і станом системи частинок, що піддається в процесі відсадження безупинному розпушенню і зімкненню (консолідації) під дією вертикальних коливань. За іншим підходом розрізняють такі основні гіпотези розділення частинок при відсадженні – швидкісна, суспензійна, енергетична і статистична.

Швидкісна гіпотеза основана на функціональній залежності швидкості падіння окремого зерна в стиснених умовах від його розміру, форми, густини і т.д. Сутність цієї гіпотези полягає у тому, що внаслідок різниці у швидкості і прискоренні частинок різної густини під дією вертикального потоку води, вони проходять різні шляхи: у низхідному потоці важкі частинки обгонять легкі в напрямку до решета, у висхідному потоці легкі частинки обгонять важкі в напрямку поверхні потоку. В результаті цього й відбувається розділення за густиною.

За цією гіпотезою розділення матеріалу можливе тільки при збагаченні вузьких класів крупності. У дійсності діапазон збагачуваних частинок вугілля за крупністю дуже широкий. Недолік цієї гіпотези полягає у тому, що вона розглядає рух окремої частинки і не враховує імовірнісні явища, що мають місце при масовому русі зерен, які утворюють шар постелі.

Суспензійна гіпотеза уподібнює розділення зерен у відсаджувальній машині розшаруванню за густиною в мінеральній суспензії. Вся відсаджу-

вальна постіль і рідина (вода) розглядається як важке середовище, густина якого дорівнює сумарній масі частинок і рідини, віднесеної до об'єму, у якому вони находяться. Залежно від густини середовища і частинок і відбувається їхнє розділення.

Гіпотеза справедлива лише в окремі моменти процесу, що виникають при розшаруванні тонкого матеріалу. Але вона не враховує дію динамічних сил при пульсації постелі. Крім того, стійку завись утворюють тільки дрібні частинки, крупні як обважнювач розглядати не можна. Також густина суспензії є величина змінна і залежить від розпушеності постелі, яка складається з крупних частинок.

Енергетична гіпотеза основана на тому, що суміш мінеральних частинок різної густини володіє різною потенціальною енергією до і після розшарування. Потенціальна енергія до розшарування завжди більше ніж після розшарування. Відповідно до другого закону термодинаміки всяка система прагне перейти в положення з меншою потенційною енергією, тобто в даному випадку розділитися на шари різної густини. При переході системи частинок постелі зі стану з вищою потенціальною енергією у стан з нижчою потенціальною енергією й відбувається розділення. Для такого переходу просто повинні бути створені умови, що досягається знакоперемінними вертикальними пульсаціями робочого середовища.

Енергетична гіпотеза розглядає розшарування постелі тільки у зв'язку з внутрішньою потенційною енергією і не враховує зовнішні гідродинамічні сили, за рахунок яких і відбувається процес відсадження.

Статистична гіпотеза описує відсадження як масовий процес з імовірнісним характером переміщення частинок різної крупності і густини як у вертикальному, так і в горизонтальному напрямках при їх русі до місць розвантаження з машини.

Постіль відсаджувальної машини розглядається як масова система, у якій переміщення окремих частинок носить випадковий характер, а переміщення усієї маси підкоряється закону діючих мас і має статистичний характер. На основі закону діючих мас кількість фракцій, що виділились у відповідний продукт за одиницю часу, пропорційна кількості тих же фракцій у вихідному матеріалі. Однак утворення кінцевих продуктів в процесі відсадки залежить не тільки від їхнього вмісту у вихідному матеріалі, але й від часу їхнього перебування у відсаджувальній машині. При цьому швидкість виділення продуктів зменшується зі збільшенням часу відсаджування.

Статистична гіпотеза характеризує кінцеві результати відсадки і дає можливість зробити практичні висновки.

Але жодна з існуючих гіпотез не дає надійного математичного апарату для розрахунків технологічних параметрів відсаджувальних машин при їхньому конструюванні і експлуатації, а також для прогнозування ре-

зультатів збагачення.

На ефективність процесу відсадки впливає багато факторів, одним з яких є режим пульсацій. Режим пульсацій води вибирається залежно від складу матеріалу і його крупності. Крупність вугілля, збагачуваного відсадкою, складає від 0,5 до 150 мм, антрацитів – від 0,5 до 250 мм. Ефективність відсадки тим вища, чим більша крупність збагачуваного матеріалу і чим більша різниця в густині розділюваних мінералів.

Цикл відсадки є важливим технологічним фактором, що впливає на ефективність процесу. Найбільш сприятлива діаграма відсаджувального циклу при висхідному потоці за відносно невеликий час повинна забезпечити максимальне розпушення по всій висоті постелі, а потім по можливості плавне опускання частинок.

Організація циклу відсадки має метою створення оптимального режиму руху води, що сприяє розшаруванню матеріалу за густиною. Режим руху води вибирається залежно від складу матеріалу і його крупності. При цьому оптимізація режиму полягає насамперед в установленні потрібних амплітуди і частоти пульсацій. Організація циклу коливань води здійснюється подачею повітря в повітряні камери відсаджувальної машини. Для одержання оптимальної діаграми відсаджувального циклу залежно від характеристики вихідного матеріалу і питомої продуктивності підбираються відповідні параметри повітряного циклу: тривалість впуску і випуску повітря і пауз між ними, тиск повітря і частота пульсацій. Параметри повітряного циклу в своїй сукупності обумовлюють динамічний режим розпушення постелі, який характеризується такими параметрами: амплітудою пульсацій, максимальним підйомом постелі, максимальними швидкостями висхідного і низхідного потоків та коефіцієнтом розпушення. Додаткова подача підрешітної води збільшує швидкість і тривалість дії висхідного потоку і знижує швидкість низхідного потоку. Звичайно, чим більше витрати підрешітної води, тим чистіше нижній шар матеріалу, який розділяють.

Необхідною умовою розділення матеріалу за густиною в процесі відсаджування є повторювані у кожному циклі підйом і розпушування постелі, що здійснюються вертикальними коливаннями середовища (або решета) і висхідним потоком підрешітної води. Від розпушення постелі залежить її густина, яка є основним параметром контролю і автоматизації процесу відсаджування.

Розпушеність постелі (або окремого її шару) характеризують коефіцієнтом розпушення, що дорівнює відношенню об’єму рідини в постелі (шарі) до її загального об’єму:

$$\Theta = W_p /(W_p + W_m), \qquad (5.10)$$

де W_p, W_m – об’єм рідини і твердого в постелі (окремому шарі).

Розпушеність будь-якого шару постелі визначається відносним збільшенням його висоти в порівнянні з його зімкненим станом. Середнє значення коефіцієнта розпушення постелі $\Theta_{ср}$ протягом циклу змінюється. Середнє за цикл значення коефіцієнта розпушення постелі визначається за формулою:

$$\Theta_{ср} = \Theta_0 + \frac{1-\Theta_0}{t-t_0} \cdot \int_{t_0}^{t} \frac{dt}{1+h_0/(S_в - S_н)}\ , \qquad (5.11)$$

де Θ_0 – коефіцієнт розпушення постелі в зімкненому стані; t, t_0 – моменти часу, в які постіль зависає і повертається в зімкнений (стиснутий) стан, с; h_0 – висота постелі в зімкненому стані, м; $S_в, S_н$ – переміщення верхнього і нижнього шарів постелі відносно решета, м.

Розпушення постелі, що створюється коливаннями води, залежить від висоти постелі, крупності і густини її частинок, амплітуди і частоти коливань води, циклу відсадки.

Розділення частинок по вертикалі супроводжується їх горизонтальним переміщенням, при цьому однорідні частинки розташовуються не горизонтальними шарами, а мають вигляд віяла з нахилом променів в бік розвантаження продуктів розділення (рис. 5.17), чому сприяє нерівномірність швидкості горизонтального руху різних за висотою шарів (нижні шари рухаються повільніше).

Таким чином, крізь найближчу до завантаження ділянку постелі проходять найбільш важкі частинки породи, далі – важкі зростки і т.д. При сталому режимі відсадження необхідно, щоб шари продуктів не виходили за межі відповідних відсаджувальних відділень.

Швидкість проходження мінеральних зерен крізь постіль залежить від багатьох факторів: відмінності в густині і розмірах зерен живлення і постелі, висоти постелі, її густини, форми частинок та ін.:

$$V = kq/(\delta_в S\Theta_{ср})\ , \text{ м/с}, \qquad (5.12)$$

де V – швидкість проходження матеріалу крізь постіль, м/с; q – кількість матеріалу, що проходить крізь постіль за одиницю часу, кг/с; $\delta_в$ – густина важких частинок, що проходять крізь постіль, кг/м^3; S – площа поперечного перетину постелі, м^2; $\Theta_{ср}$ – середній коефіцієнт розпушення постелі; k – коефіцієнт, який враховує інші фактори, зокрема гранулометричний склад штучної постелі, особливо її верхнього шару, який контактує з відсаджуваним матеріалом.

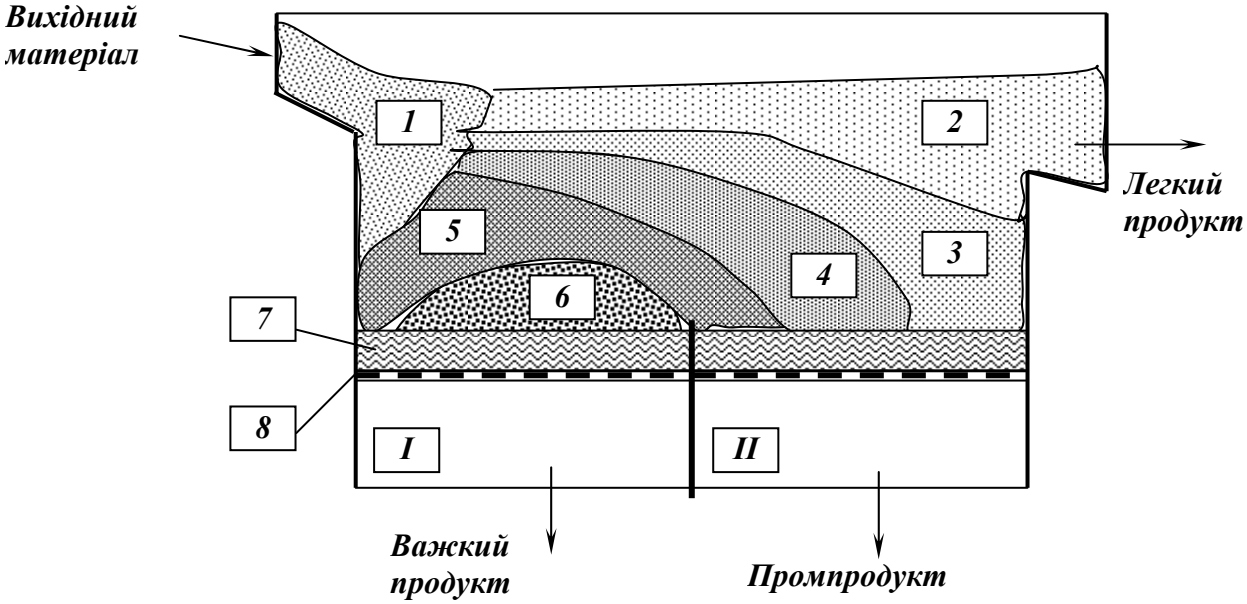


Рис. 5.17 - Розподіл продуктів у відсаджувальній машині.
I, II – відділення відсаджувальної машини;
1 – вихідний матеріал; 2 – легкі фракції; 3 – легкі зростки; 4 – зростки;
5 – важкі зростки; 6 – важкі фракції; 7 – постіль; 8 – решето.

Швидкість проходження частинок крізь постіль знижується зі збільшенням висоти і густини постелі, а також зі зменшенням розміру частинок матеріалу, що відсаджується. Швидкість проходження частинок крізь постіль підвищується зі збільшенням розходження в густині зерен живлення і постелі. Збільшення сферичності зерен постелі сприяє підвищенню швидкості проходження крізь неї.

Широке застосування відсадки обумовлюється рядом суттєвих переваг цього процесу: виробничою простотою, технологічною ефективністю і економічністю. Збагачення відсадкою займає одне з провідних місць у технології збагачення корисних копалин, але особливо широко відсадка використовується при збагаченні кам'яного вугілля і антрациту.

5.3.2. Відсаджувальні машини

Різноманітність умов застосування відсаджувальних машин і збагачуваної мінеральної сировини обумовила різноманіття їхніх конструкцій (відомо близько 90 різновидів), які розрізняють за такими ознаками:

– за цільовим призначенням (машини для збагачення крупного, дрібного, некласифікованого, ширококласифікованого матеріалу, а також шламу);

– за конструкцією приводного механізму (машини повітряно-пульсаційні або безпоршневі, діафрагмові, поршневі, з рухомим решетом);

– за способом розвантаження продуктів збагачення (машини з шибе-

рним розвантаженням, з розвантаженням крізь решето, з комбінованим розвантаженням);

– за числом ступенів або камер (машини одноступінчаті, двоступінчаті, триступінчаті, багатоступінчаті).

Процес відсадки протікає таки чином. Вихідний матеріал подається на решето разом з водою, що транспортує його уздовж машини, розподіляючи рівномірним шаром. Через отвори в решеті від пульсаторів створюються змінні по швидкості і напрямку висхідно-низхідні потоки води. У період дії висхідного потоку постіль розпушується, при цьому легкі зерна, швидкість падіння яких менше швидкості висхідних потоків, рухаються разом з водою угору, а важкі зерна лише зважуються у воді.

Під дією низхідних потоків постіль консолідується, при цьому важкі зерна водним потоком захоплюються вниз з більшою швидкістю, ніж легкі. У результаті багаторазових впливів висхідно-низхідних потоків матеріал розшаровується: легкі мінерали висхідними потоками виносяться у верхні шари, а важкі під дією сили ваги, переборюючи опір середовища, концентруються в нижніх шарах. За рахунок подовжнього потоку транспортної води матеріал переміщається уздовж машини до розвантажувального кінця решета, де відбувається пошарове вивантаження продуктів збагачення. Частина дрібних важких зерен вивантажується через важку постіль і сито.

Вибір типу відсаджувальної машини визначається складом сировини, що переробляється, крупністю живлення, продуктивністю і вимогами до продуктів збагачення.

На фабриках високої і середньої виробничої потужності краща установка *повітряно-пульсаційних (безпоршневих) відсаджувальних машин*, що мають велику площу решіт і відповідно високу одиничну продуктивність. Ці машини застосовують для відсадження кам’яного вугілля, крупно- і середньовкраплених олов’яних, вольфрамових руд і руд рідкісних металів.

При збагаченні вугілля повітряно-пульсаційні відсаджувальні машини витиснули машини інших конструкцій. Для збагачення коксівного і енергетичного вугілля використовуються відсаджувальні машини МО-208-1, МО-312-1, МО-318-1, МО-424-1 і МО-636-1, а для збагачення антрацитів – машини ОМА-8 і ОМА-10. Ці машини застосовують для відсадки крупних і дрібних класів, ширококласифікованого і некласифікованого вугілля.

Безпоршнева відсаджувальна машина типу МО (рис. 5.18) складається з корпусу ***10***, розділеного на три (або два) відділення: завантажувальне ***I***, проміжне ***II***, розвантажувальне ***III***.

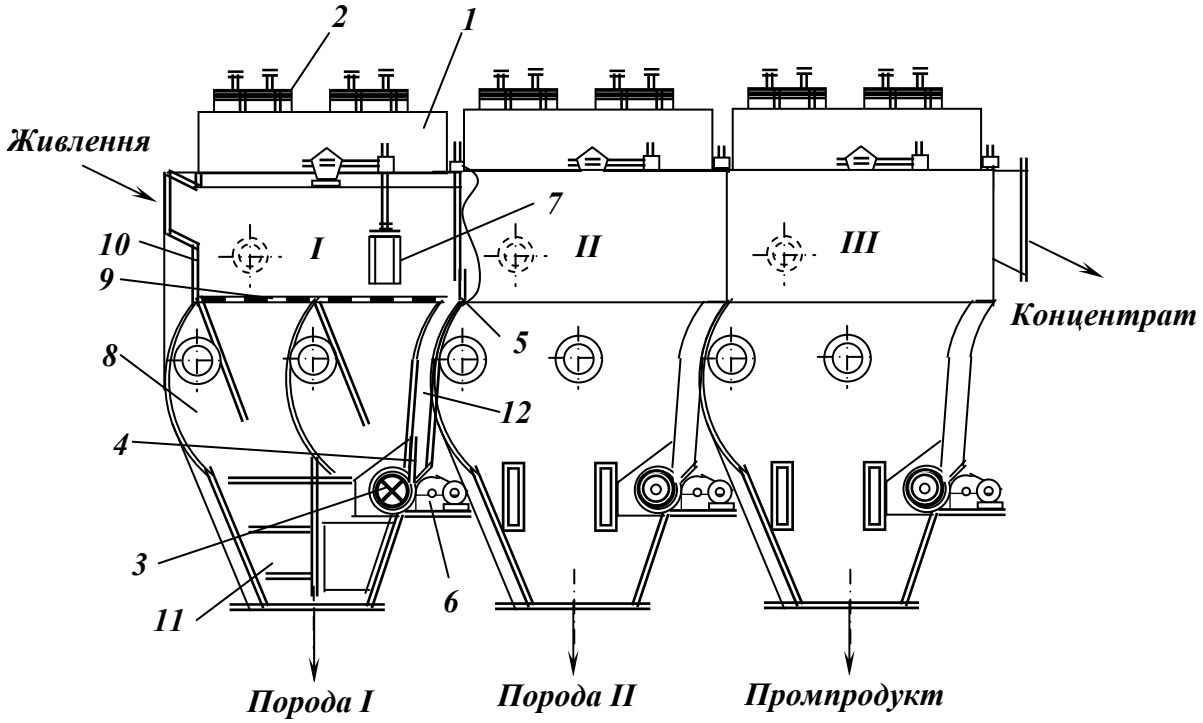


Рис. 5.18 – Відсаджувальна машина типу МО.

I, II, III – відділення машини: завантажувальне, проміжне, розвантажувальне.
1 – повітряний колектор; 2 – пульсатор; 3 – роторний розвантажувач; 4, 5 – шибери; 6 – електропривод розвантажувача; 7 – поплавок; 8 – повітряна камера; 9 – щілинне решето; 10 – корпус; 11 – розвантажувальна лійка; 12 – розвантажувальна камера.

Кожне відділення розділене на секції з повітряними камерами ***8***, розташованими під щілинними решетами ***9***. Решета (робочі поверхні) можуть бути поліетиленовими або сталевими штампованими.

Наприкінці кожного відділення є розвантажувальна камера ***14***, у верхній частині якої встановлений шибер ***5*** для регулювання висоти порога перед наступним відділенням. У нижній частині камери ***12*** знаходиться роторний розвантажувач ***3*** із шибером ***4***, що призначений для регулювання розміру щілини перед розвантажувачем у залежності від крупності матеріалу, який вивантажується. На бічній частині машини розташовані повітряні колектори ***1*** (по одному на кожне відділення). Кожен колектор укомплектований двома пульсаторами ***2*** клапанного (або роторного) типу, що служать для періодичного впуску повітря в повітряні камери ***8*** і випуску повітря з них.

Поруч на бічній стінці змонтований водний колектор, з якого по трубах в машину подається підрешітна вода, витрати останньої регулюються шиберами. Регулювання процесу вивантаження важких фракцій здійснюють спеціальною системою автоматичного регулювання (САР) за висотою шару важкої фракції, яка контролюється поплавковим датчиком *7*. Регулятор рівня збільшуючи, або зменшуючи швидкість вивантаження важких фракцій, забезпечує стабільне задане значення висоти шару важкої

фракції на ситі, що у свою чергу є фактором стабілізації гідродинамічного режиму відсадки.

При збагаченні вугілля у відсаджувальних машинах типу МО розділення матеріалу здійснюється на три кінцевих продукти – концентрат, промпродукт і відходи.

Процес відсадження здійснюється в такий спосіб. Вихідний матеріал подається в завантажувально-знешламлювальний пристрій, з якого він разом із транспортною водою подається на решето ***9*** завантажувального відділення відсаджувальної машини. В результаті пульсацій води матеріал при переміщенні уздовж машини розшаровується за густиною.

Важкий продукт по решету переміщається до розвантажувальної камери ***12***, звідки роторним розвантажувачем ***3*** вивантажується в лійку ***11*** і далі зневоднюючим елеватором видається з машини. Привод ***6*** роторного розвантажувача зв'язаний із системою автоматичного регулювання рівня постелі ***7*** і частота його обертання автоматично змінюється в залежності від товщини шару важких фракцій на решеті.

Легкий продукт разом із транспортною водою переливається через регульований шибером ***5*** зливний поріг розвантажувального відділення відсаджувальної машини і по жолобу направляється на операцію зневоднення, передбачену технологічною схемою.

Залежно від складу збагачуваного вугілля промпродукт проміжного відділення подається або у елеватор завантажувального відділення, або у елеватор розвантажувального.

Відсаджувальні машини типу ОМА двоступінчасті і на відміну від машин МО для збільшення амплітуди пульсацій мають повітряні камери збільшеної ємності. Вони призначені для збагачення антрацитів з верхньою межею крупності до 250 мм при густині розділення до 2000 кг/м^3.

Відсаджувальне решето першого відділення відсаджувальних машин ОМА-8 встановлюється під кутом 5º, машин ОМА-10 – під кутом 3º, решето другого відділення встановлюється горизонтально. Розвантаження важких продуктів здійснюється за допомогою секторного затвора.

При збагаченні антрацитів у відсаджувальних машинах типу ОМА розділення матеріалу здійснюється на два кінцевих продукти – концентрат і відходи.

Відсаджувальна машина типу МОШ двоступінчаста і призначена для збагачення крупнозернистого шламу різних марок вугілля з виділенням двох (на енергетичному вугіллі) або трьох (на коксівному вугіллі) продуктів. Машина МОШ може використовуватись з природною і штучною постіллю. Розвантаження важких продуктів здійснюється пристроями спеціальної конструкції.

Машина МОШ може використовуватись також при збагаченні руд.

Для збагачення руд серійно випускаються безпоршневі відсаджувальні машини двох типів – ОПМ для відсадки дрібного матеріалу (до 4 мм) і ОПС – для відсадки матеріалу середньої крупності (до 30 мм). Крім того, виготовляється також машина МОБК-8С для збагачення матеріалу крупністю понад 30 мм. Відсаджувальні машини складаються з двох – п'яти камер (секцій) з площею кожної камери 1,25 або 2 м^2.

В машинах ОПМ-12 – ОПМ-15 і ОПС-12 – ОПС-24 повітряне відділення розташоване під решетом, в машинах ОПМ-22 – ОПМ-25 – збоку від відсаджувального решета. При бічному розташуванні повітряних камер рівномірність пульсацій у відсаджувальному відділенні зберігається при його ширині не більше 2 м.

Відсаджувальна машина ОПМ-13 (рис. 5.19) складається з трьох окремих камер *1*. Решета *2* в камерах установлені на дерев'яних брусах і мають трафарети *3* для укладки штучної постелі.

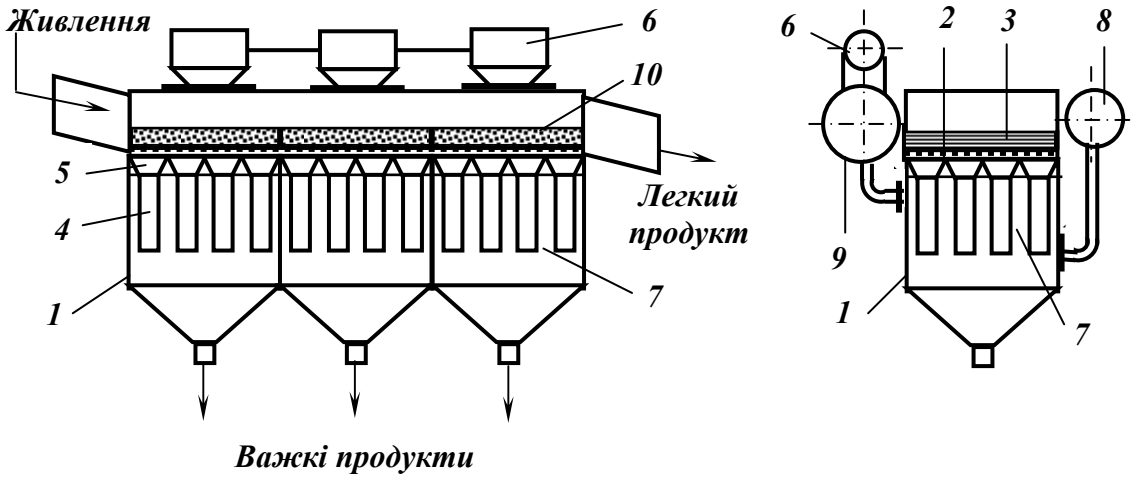


Рис. 5.19 – Схема відсаджувальної машини ОПМ-13.
1 – камера; 2 – решето; 3 – трафарет; 4 – вертикальні труби; 5 – дифузор; 6 – пульсатор; 7 – повітряна камера; 8 – водний колектор; 9 – повітряний колектор; 10 – штучна постіль.

Під решетами розташовані вертикальні труби *4* з дифузорами *5*, що примикають до них. Повітря під тиском через пульсатори *6* роторного типу надходить в повітряні камери *7* (простір між трубами) і приводить воду в коливальний рух. При подачі стисненого повітря вода в міжтрубному просторі опускається і піднімається вгору по трубах, при цьому у відсаджувальній машині створюється висхідний потік. Зворотній хід води при випуску повітря з міжтрубного простору створює низхідний (спадний) потік. Рівномірність розташування труб з дифузорами забезпечує рівномірність пульсуючого потоку води в машині.

Розвантаження дрібних фракцій важких продуктів здійснюється крізь штучну постіль і потім через насадки в пірамідальних відсіках під трубами. Легкий продукт видаляється через зливний поріг у кінці машини.

Машини ОПМ-12, ОПМ-14 і ОПМ-15 мають аналогічну конструкцію і відрізняються від ОПМ-13 тільки числом камер.

Відсаджувальна машина МОБК-8С (рис. 5.20) має аналогічну конструкцію. Відсаджувальне відділення цієї машини складається з двох секцій: першої площею 3 м^2, а другої – 5 м^2. Решета установлені під кутом 1 – 2º. Амплітуда коливань води регулюється кількістю подаваного повітря.

Відсадження руди в машині МОБК-8С здійснюється з природною постіллю. Крупні важкі частинки розвантажуються через шиберний пристрій *3*, а дрібні крізь решето *2*. Важкі продукти розвантажуються з машини зневоднюючими елеваторами, а легкий – через зливний поріг в кінці машини. Машина обладнана автоматичним пристроєм *8* для випуску важких продуктів.

Машина МОБК-8С виготовляється за індивідуальним замовленням.

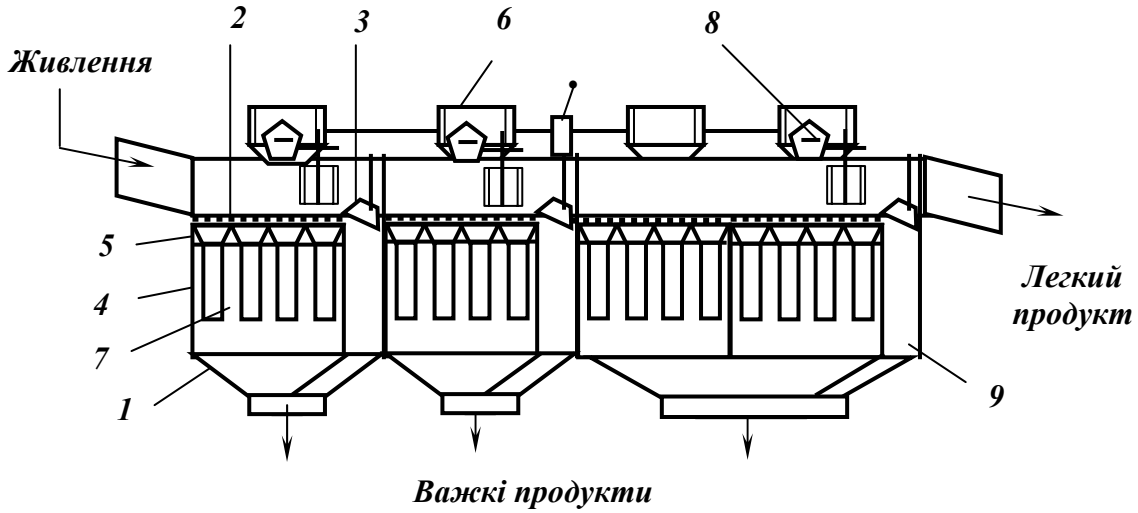


Рис. 5.20 – Схема відсаджувальної машини МОБК-8С.
1 – камера; 2 – решето; 3 – шиберний пристрій; 4 – вертикальні труби; 5 – дифузор; 6 – пульсатор; 7 – повітряна камера; 8 – автоматичний регулятор розвантаження важких фракцій; 9 – розвантажувальна камера.

Відсаджувальна машина ОПМ-22 (рис. 5.21) має бокове розташування повітряних камер, які відокремлені від відсаджувального відділення подовжньою перегородкою.

Корпус *1* машини складається з двох окремих уніфікованих камер, кожна з яких має знімну касету з відсаджувальним решетом *2*. Касета установлюється на опорних дерев'яних брусах і закріплюється болтами. В нижній частині камери змонтовані розвантажувальні насадки *7* або гідроциклони. Пульсації води створюються роторними пульсаторами *5*. Часто-

ту пульсацій повітря регулюють змінними шківами привода *6* пульсатора, а витрати повітря – заслінками *4*.

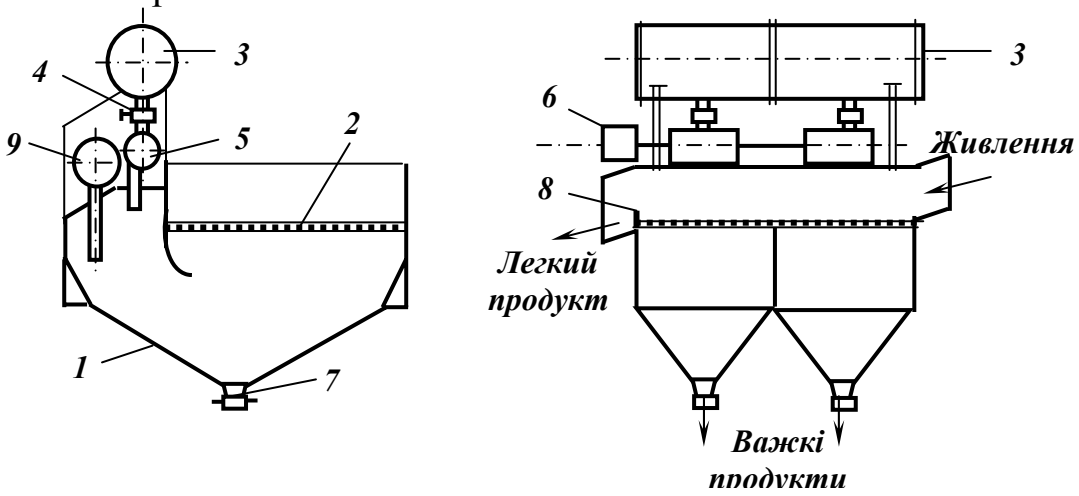


Рис. 5.21 – Схема відсаджувальної машини ОПМ-22.
1 – корпус; 2 – решето; 3 – повітряний колектор; 4 – заслінка;
5 – роторний пульсатор; 6 – привод пульсатора;
7 – розвантажувальна насадка; 8 – поріг; 9 – водний колектор.

Машина обладнана автоматичним пристроєм (датчиком завантаження), що забезпечує відключення подачі повітря і зупинку машини при відсутності живлення протягом 10 хв. і більше.

Аналогічну конструкцію мають машини ОПМ-23 – ОПМ-25 з числом камер від 3 до 5.

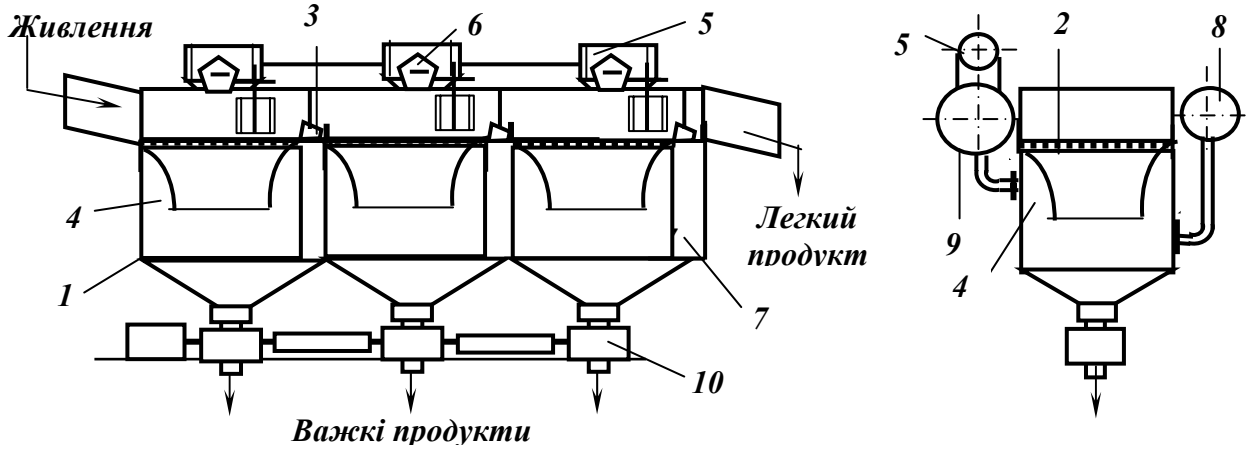


Рис. 5.22 – Схема відсаджувальної машини ОПС-13.
1 – камера; 2 – решето; 3 – шиберний пристрій; 4 – повітряна камера;
5 – пульсатор; 6 – автоматичний регулятор розвантаження важких
фракцій; 7 – розвантажувальна камера; 8 – водний колектор;
9 – повітряний колектор; 10 – блок розвантажувачів.

Відсаджувальна машина ОПС-13 (рис. 5.22) має підрешітне розташування повітряного відділення і три прямотечійні відсаджувальні камери *1*, що змонтовані по довжині машини. Повітряні камери розташовані по

периметру відсаджувального відділення. Решета *2* установлені на дерев'яних підставках, що дозволяє змінювати їх кут нахилу. Машина обладнана автоматичним пристроєм для розвантаження важких фракцій, що включає шибер *3*, який перекриває донну горизонтальну щілину, і авторегулятор *6* з поплавковим датчиком. Розвантаження важких продуктів створюється лопатевими розвантажувачами *10*. Машина оснащена уніфікованими повітряними пульсаторами *5*, що дозволяють змінювати частоту пульсацій і цикл відсадки.

Машини ОПС випускаються також з двома (ОПС-12) і чотирма (ОПС-14) камерами, а також з чотирма камерами більшої ширини (ОПС-24).

Діафрагмові відсаджувальні машини відрізняються простотою конструкції, компактністю, забезпеченням жорсткого режиму пульсацій середовища при постійній амплітуді коливань діафрагми. Недоліком діафрагмових відсаджувальних машин є їх порівняно невелика продуктивність, оскільки зі збільшенням площі відсаджувального відділення і підвищенням продуктивності порушується рівномірність пульсацій по всій площі. Крім того, збільшення площі відсаджувального відділення приводить до необхідності збільшення числа діафрагм, а отже до ускладнення конструкції машини.

Діафрагмові машини доцільно використовувати на фабриках невеликої виробничої потужності, які не мають повітряного господарства. Ці машини встановлюють у циклі подрібнення з метою вилучення мінералів з високою густиною із продукту розвантаження млинів, що працюють у замкненому циклі з класифікаторами.

При збагаченні розсипів на драгах і при відсадженні дрібноподрібнених руд рідкісних і кольорових металів, коли необхідні режими з порівняно малими амплітудами і підвищеним числом пульсацій (від 250 до 800 $хв^{-1}$), також доцільне застосування діафрагмових машин.

Розрізняють такі різновиди діафрагмових машин (рис. 5.23): з вертикальною діафрагмою в перегородці (ОВМ-1) і в зовнішній стінці (МОД-4), з рухомими конічними днищами (МОД-1, МОД-2, МОД-3, МОД-6).

Відсаджувальна машина ОВМ-1 (рис. 5.23 *а*) з вертикальною діафрагмою між камерами застосовується для збагачення дрібнозернистих руд рідкісних металів крупністю 0,1 – 8 мм в режимах високих частот коливань середовища (до 850 $хв^{-1}$). Машини ОВМ-1 застосовуються головним чином на драгах для збагачення розсипів.

Машина складається з двох камер, що розділені вертикальною перегородкою. В стінку перегородки вмонтована металева діафрагма *3*, що створює зворотно-поступальний рух. Коливання придають діафрагмі від ексцентрикового приводу *4* через порожній шток, що використовується

одночасно як трубопровід для подачі підрешітної води. Для цього по всій довжині штока просвердлені отвори діаметром 1,5 мм. Решета *2* в машині закріплюються дерев'яними брусами за допомогою клинів. Наприкінці кожної камери встановлений вертикальний регульований по висоті поріг *7*. Важкі продукти розвантажують крізь штучну постіль і випускають з машини через крани або гідроелеватори. Легкий продукт видаляють через зливний поріг останньої камери.

Відсаджувальна машина МОД-4 (рис. 5.23 *б*) застосовується головним чином для збагачення залізних, марганцевих руд і руд рідкісних металів крупністю до 30 мм.

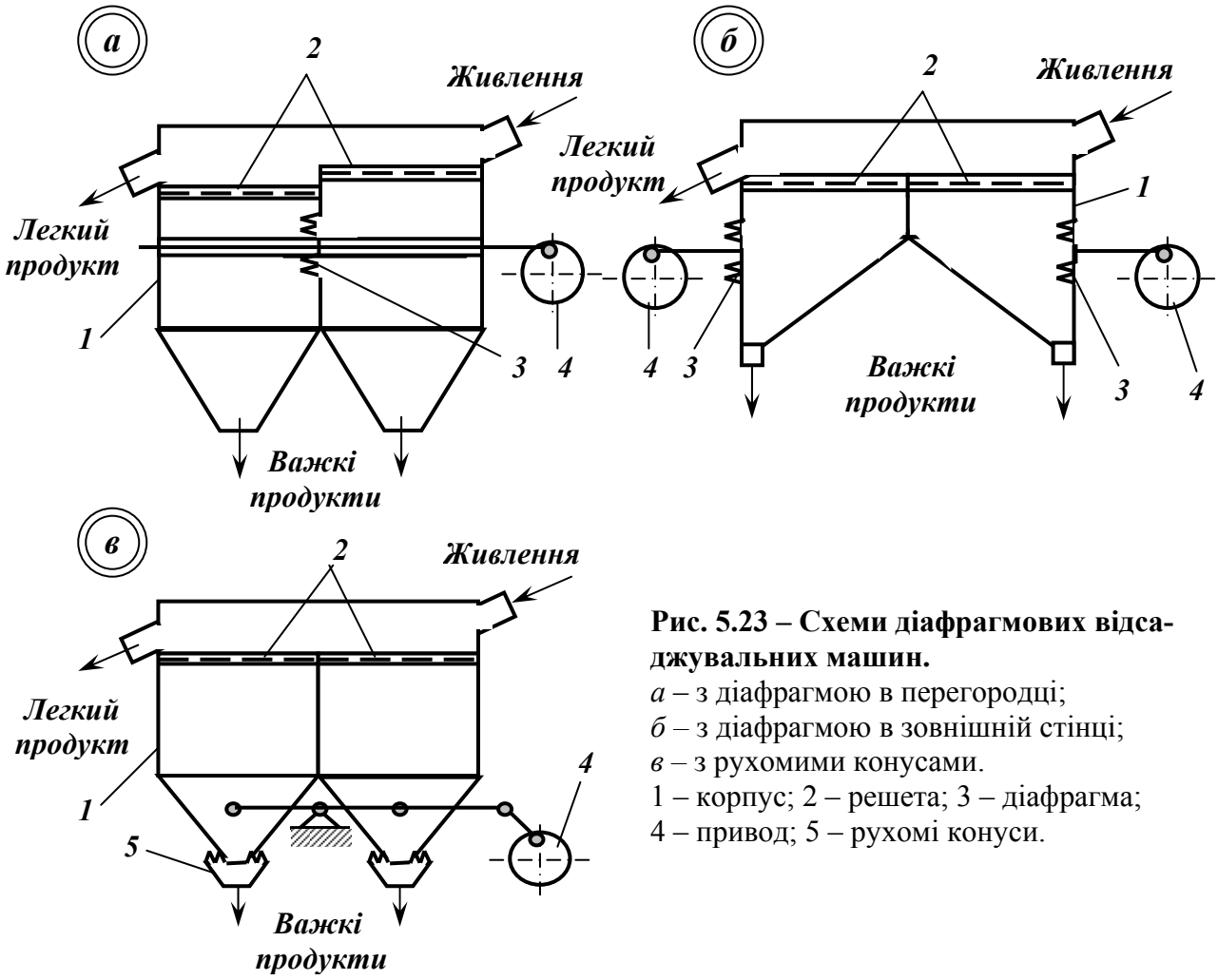


Рис. 5.23 – Схеми діафрагмових відсаджувальних машин.
а – з діафрагмою в перегородці;
б – з діафрагмою в зовнішній стінці;
в – з рухомими конусами.
1 – корпус; 2 – решета; 3 – діафрагма;
4 – привод; 5 – рухомі конуси.

Машина складається з чотирьох камер з пірамідальними днищами, які розділені вертикальними перегородками. Діафрагми *3* розташовані в торцевих стінках камер. Один привод *4* обслуговує дві діафрагми. Відсаджувальні решета *2* встановлені під невеликим кутом нахилу в бік розвантаження, крім того, в завантажувальних камерах решета розташовані вище, ніж в розвантажувальних. Таким чином, забезпечується рух матеріалу вздовж машини. Важкі продукти проходять крізь штучну постіль, потрап-

ляють в пірамідальні камери, звідки періодично або безперервно випускаються з машини за допомогою спеціальних розвантажувальних пристроїв. Легкий продукт видаляється через зливний поріг останніх камер.

Відсаджувальна машина МОД-2 (рис. 5.23 *в*) застосовується для збагачення залізних, марганцевих руд і руд рідкісних металів, але меншої крупності (до 15 мм).

Відсаджувальна машина МОД-2 має дві камери, а машини МОД-1, МОД-3 і МОД-6 – відповідно одну, три і шість камер. Коливання водного середовища створюються рухом (вгору-вниз) конусів *5* від ексцентрикового привода *4*. Один привод обслуговує два конуси. В нижній частині кожний конус має пристрій для періодичного або безперервного розвантаження важких продуктів, а у верхній – ґумову кільцеву діафрагму, яка герметично з'єднує його з основою конічної камери. Важкі продукти проходять крізь штучну постіль під решето *2*, потрапляють в пірамідальні камери, звідки випускаються з машини через конусні крани або насадки. Легкий продукт видаляється самопливом через зливний поріг.

Продуктивність відсаджувальних машин визначається по нормах питомого навантаження на 1 м^2 решета. Продуктивність машини зростає зі збільшенням розходження в густині розділюваних мінералів і крупності живлення:

$$Q = qF\text{, т/год,} \qquad (5.13)$$

де q – питоме навантаження, т/год·м^2; F – площа відсаджувального решета, м^2.

5.3.3. Технологія відсадки

На ефективність процесу відсадки впливає багато факторів [14, 15, 21], які можна розділити на три групи:

– технологічні, котрі поєднують якісно-кількісні характеристики збагачуваного матеріалу (гранулометричний і фракційний склад, форма і міцність зерен, питома продуктивність);

– гідродинамічні, що характеризуються параметрами стисненого повітря і підрешітної води (амплітуда і частота пульсацій, тиск і витрата повітря, витрата підрешітної і транспортної води);

– конструктивні, обумовлені головним чином способами розвантаження важких продуктів.

Оптимальним режимом відсадження вважають такий, при якому якість концентрату, величина втрат цінних компонентів і питома продуктивність відповідають реально можливим при максимальній техніко-економічній ефективності збагачення.

У схемах збагачувальних фабрик відсадження може застосовуватися як:

– основна операція збагачення з одержанням кінцевих продуктів;

– допоміжна операція в комбінації з іншими процесами збагачення: магнітною сепарацією, флотацією та ін.

Типовою схемою відсадження при збагаченні коксівного вугілля, попередньо класифікованого на два машинних класи +13 (10) мм і –13 (10) мм, є схема з виділенням трьох кінцевих продуктів – концентрату, промпродукту і відходів з перезбагаченням дробленого крупного промпродукту разом із дрібним машинним класом (рис. 5.24).

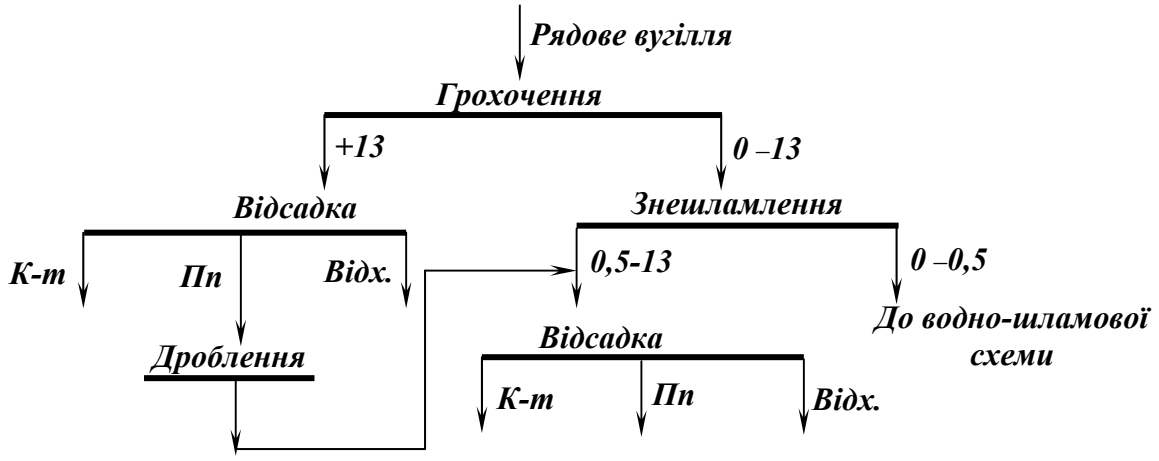


Рис. 5.24 – Схема роздільного збагачення крупних і дрібних класів відсадкою.

Якщо крупний машинний клас збагачується важкосередовищною сепарацією, то схема відсадження включає лише переробку дрібного машинного класу з виділенням кінцевих продуктів.

При вмісті у коксівному вугіллі до 5 % проміжних фракцій, його, як правило, збагачують з виділенням двох кінцевих продуктів.

Схеми з виділенням двох кінцевих продуктів застосовують також при збагаченні енергетичного вугілля.

При використанні відсадження як допоміжної операції в першій стадії збагачення звичайно виділяють відвальні відходи. А промпродукт після попереднього подрібнення і класифікації збагачують відповідно до прийнятого методу збагачення. У цьому випадку відсадження може використовуватися для:

– виділення кондиційних концентрату і відходів;

– одержання відвальних відходів і бідного концентрату, що направляється на подальше збагачення;

– виділення некондиційних концентрату і відходів, що направляються на подальше збагачення;

– попереднього збагачення матеріалу в циклі подрібнення в комплексі з іншими процесами.

Розсипні руди рідкісних металів збагачують за схемою, що включає попередню промивку і класифікацію матеріалу на класи 6 – 25 мм і 0 – 6

мм. Клас 6 – 25 мм направляють на відсадження з одержанням відвальних відходів і бідного концентрату, що направляється на збагачення на концентраційних столах і подальше доведення (рис. 5.25), а клас 0 – 6 мм збагачують або відсадкою, або іншим процесом.

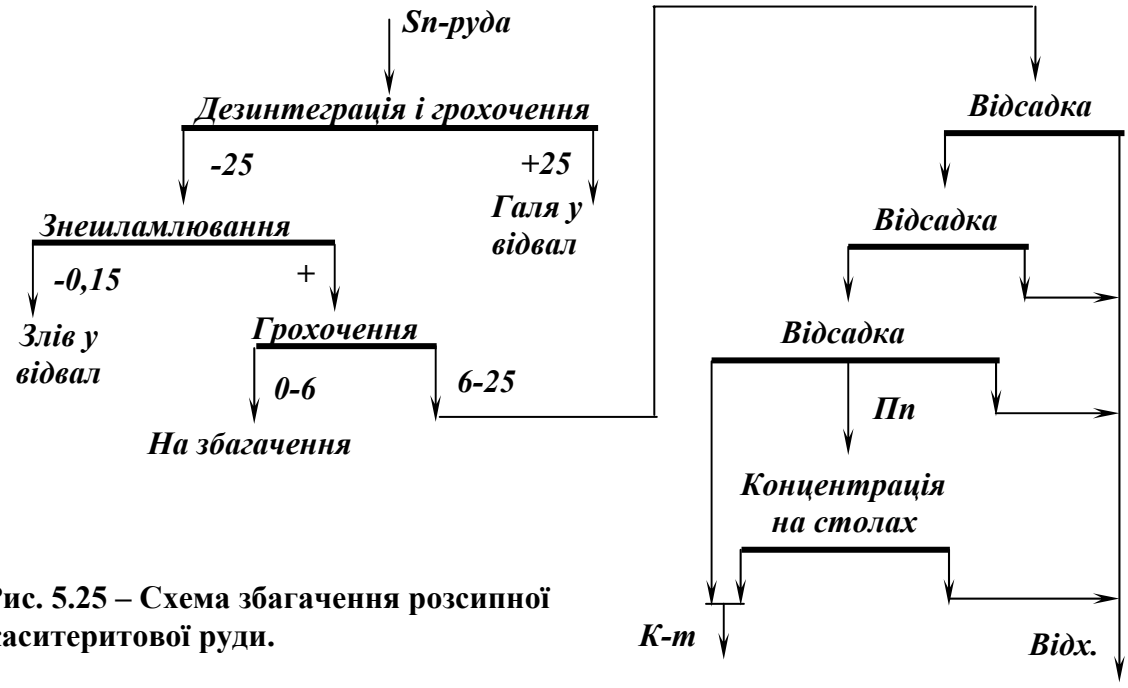


Рис. 5.25 – Схема збагачення розсипної каситеритової руди.

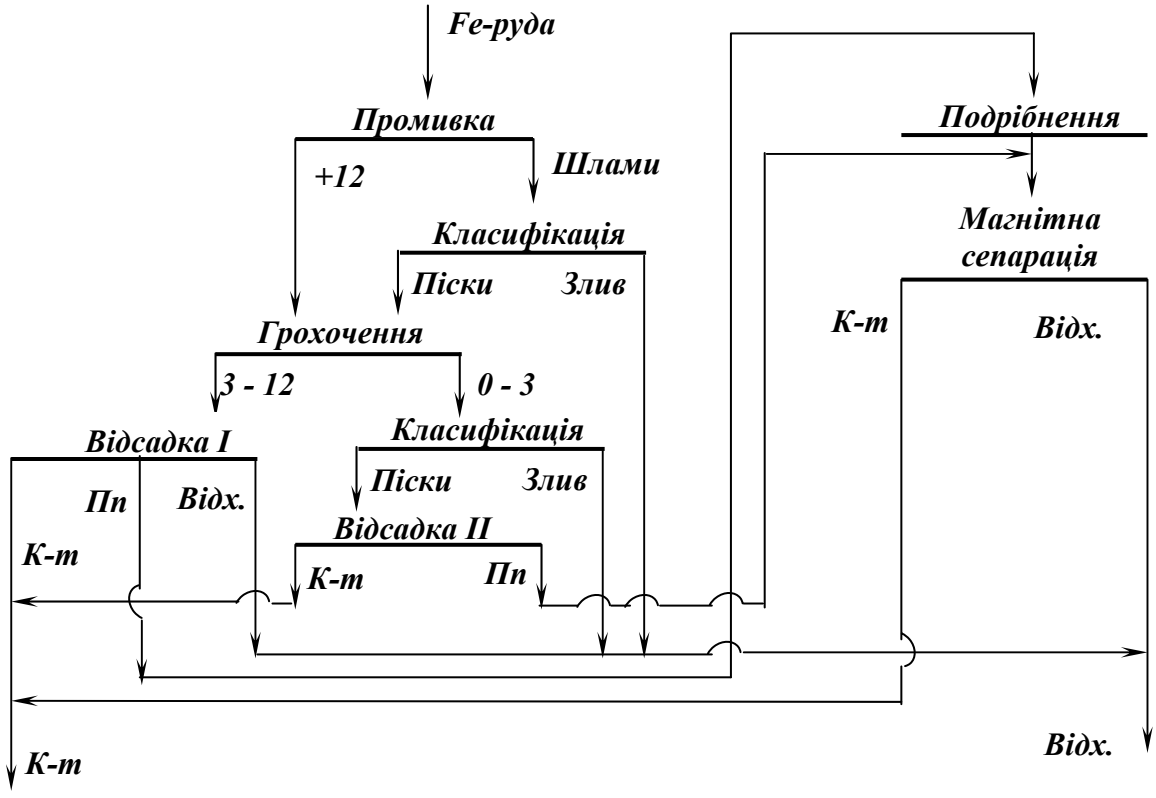


Рис. 5.26 – Схема збагачення гематитової руди відсадкою і магнітною сепарацією.

У схемах збагачення марганцевих руд відсадження застосовується в різних стадіях збагачення в поєднанні з магнітною сепарацією і флотацією.

Гематитові руди із застосуванням відсадження збагачують за схе-

мою (рис. 5.26), 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 відсадженні промпродукти після попереднього дроблення об'єднують із класом 0 – 1,5 мм і збагачують в окремому циклі.

При збагаченні руд кольорових і рідкісних металів (олов'яних, вольфрамових і ін.) відсадження застосовується в головній частині схеми для одержання грубого концентрату, що направляється на доведення, і багатих відходів, що піддаються багатостадійному збагаченню з метою максимального вилучення корисного компонента.

5.4. Збагачення у струмені води на похилій поверхні

5.4.1. Теоретичні основи процесів розділення

Розділення частинок у потоці води, що тече по похилій площині, здійснюється в шлюзах, гвинтових сепараторах і на концентраційних столах [15, 21]. Пульпа в цих апаратах рухається по похилій площині під дією сили ваги.

Струмінь води, що тече по похилій площині, зі зваженими в ньому частинками, зустрічає при цьому опір, створюваний шорсткістю поверхні, рифлями, осілими частинками (рис. 5.27).

Таким чином, на частинку, що рухається в потоці, діють такі сили:

– гравітаційна:

$$G_0 = m(\delta - \Delta)g / \delta; \qquad (5.14)$$

– динамічного тиску потоку:

$$P_0 = \psi(V_{cp} - V)^2 d^2 \Delta; \qquad (5.15)$$

– динамічного впливу вертикальної складової швидкості вихрових водних потоків, що утворюються при турбулентних режимах:

$$P_c = \psi f c^2 d^2 \Delta; \qquad (5.16)$$

– тертя:

$$T = G_0 f \cos\alpha; \qquad (5.17)$$

де m – маса частинки, кг; δ, Δ – густина частинки і середовища,

кг/м^3; d – розмір частинки, м; g – прискорення вільного падіння, м/с^2; ψ – коефіцієнт гідродинамічного опору середовища; V_{cp}, c, V – середня швидкість потоку, її вертикальна складова і швидкість руху частинки у потоці, м/с; f – коефіцієнт тертя ковзання; α – кут нахилу поверхні, град.

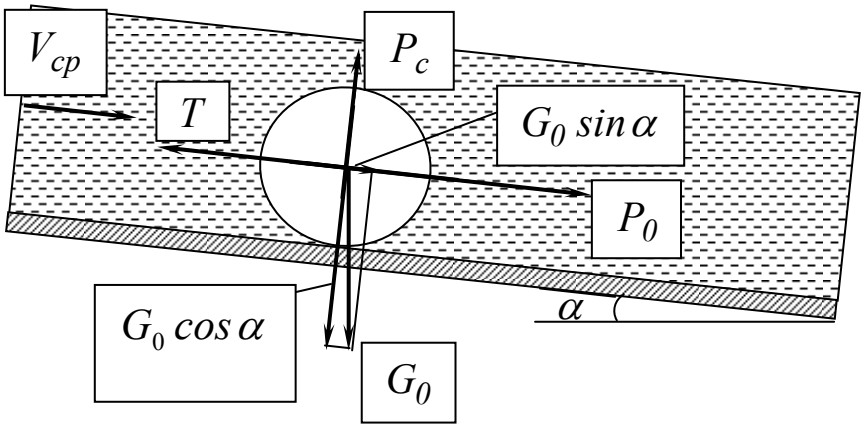


Рис. 5.27 – Схема сил, діючих на мінеральну частинку у струмені води, яка тече по похилої поверхні.

Мінеральні зерна залежно від їхньої форми під дією сукупності сил ковзають або перекочуються по дну, періодично піднімаються вихровими струменями і переміщаються водним потоком у зваженому стані, потім знову торкаються дна і т.д.

З умови рівноваги сил швидкість переміщення частинок:

– у потоці:

$$V = V_{cp} - \sqrt{V_0^2 (f \cos\alpha - \sin\alpha) - fc^2}\ , \text{м/с}; \qquad (5.18)$$

– по дну ($c = 0$):

$$V = V_{cp} - V_0 \sqrt{f \cos\alpha - \sin\alpha}\ , \text{м/с}, \qquad (5.19)$$

де V_0 – кінцева швидкість падіння частинки, м/с.

При малих кутах нахилу робочої поверхні можна прийняти $\sin\alpha \approx 0,\ \cos\alpha \approx 1$ і, якщо знехтувати вертикальною складовою швидкості потоку, величина якої дуже мала, то вирази (5.18) і (5.19) спростяться і приймуть вигляд:

$$V = V_{cp} - V_0 \sqrt{f}\ , \text{м/с}. \qquad (5.20)$$

З виразу (4.16) видно, що при $V_{cp} \succ V_0$ частинки будуть переміщатися водним струменем, при $V_{cp} \prec V_0$ – ні. Швидкість подовжнього перемі-

щення частинки потоком $V_{ср}$ буде тим більше, чим менше швидкість її падіння V_0. З цієї причини дрібні і легкі частинки будуть переміщатися водним струменем по похилій площині з більшою швидкістю, ніж великі і важкі, тому що швидкість падіння частинки залежить від її розміру і густини.

5.4.2. Збагачення на шлюзах

Шлюзи застосовуються для збагачення корисних копалин зі значною контрастністю густини складових компонентів (напр., золото- і олововмісні розсипи).

У найбільш простому виконанні шлюз являє собою нерухомий жолоб прямокутного перетину, установлений з нахилом 5 – 8˚ (рис. 5.28). На дно його укладаються трафарети, виготовлені з матеріалів, уступчаста або шорсткувата поверхня яких сприяє утриманню осілих частинок важких мінералів.

Наявність трафаретів на днищі шлюза сприяє як збільшенню сил тертя частинок об їхню поверхню (за рахунок підвищення коефіцієнта тертя), так і утворенню вихрових потоків. Як трафарети використовують крупногрудкову гальку, решітчасті дерев'яні конструкції, гумові килими з чарунками різної глибини і форми. При збагаченні дрібних розсипів і тонкоподрібнених руд застосовують ворсисті покриття у вигляді матів з рослинних або штучних волокон, плюшу, повсті, полотна, вовни й ін. [15, 21].

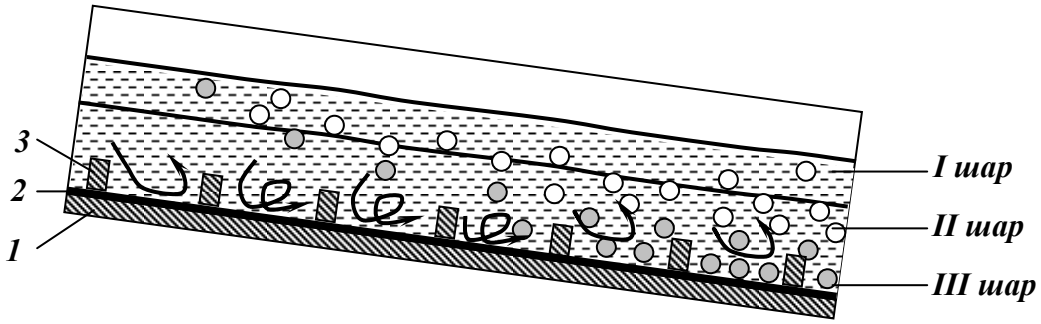


Рис. 5.28 – Схема збагачення на шлюзі.
1 – днище; 2 – мат; 3 – трафарет.
I шар – шар завислих зерен; II шар – шар первинної концентрації;
III шар – шар остаточної концентрації.

На шлюзах звичайно здійснюється первинна обробка корисної копалини. Вихідний продукт і вода спільно подаються в завантажувальний кінець шлюзу. При переміщенні мінеральних частинок у потоці відбувається їхнє розшаровування за густиною і крупністю внаслідок утворення

придонних вихрових зон і наявності комплексу сил, що діють на частинку (рис. 3.14). Вихідна пульпа подається на шлюз безупинно доти, поки чарунки трафаретів не заповняться зернами важких мінералів, після чого завантаження припиняється і здійснюється споліскування, що полягає у видаленні зі шлюзу важкого продукту (концентрату). У залежності від конструкції шлюзу споліскування може бути виконане вручну (зняття трафарету і змив важкого продукту у відповідний приймач), механічно або автоматично.

Залежно від властивостей збагачуваного матеріалу, вмісту в ньому важкої фракції і його крупності інтервал між спoліскуваннями може складати від декількох годин до декількох днів. Вихід концентрату на шлюзі – десяті і соті частки відсотка, однак при збагаченні бідних розсипних руд шлюз характеризується високим ступенем концентрації.

Відповідно до умов роботи шлюзи підрозділяються на такі групи:

– *шлюзи глибокого наповнення* – працюють на рядових не підготовлених до збагачення рудах, в них одночасно виконується дві операції – дезинтеграції і концентрації;

– *шлюзи дрібного наповнення* – працюють на попередньо дезінтегрованому і розкласифікованому за крупністю матеріалу;

– *ворсисті шлюзи* – працюють на тонкозернистому матеріалі крупністю до 1 мм, вони армуються лише м'яким уловлюючим покриттям і не мають трафарету;

– *рухомі шлюзи і шлюзи з рухомим уловлюючим покриттям* – за характером процесу концентрації відносяться до шлюзів другої і третьої груп, але за конструктивними особливостями виділені в самостійну групу.

Застосування шлюзів з рухомим уловлюючим покриттям дозволяє підвищити продуктивність збагачувальної установки в 3 рази за рахунок скорочення часу технологічного циклу – споліскування здійснюється безупинно без демонтажу трафаретів і уловлюючих покрить.

Шлюз з рухомим уловлюючим покриттям ШПРП (рис. 5.29) являє собою нескінченну гумову стрічку коробчастого перетину з покриттям у виді нарифлень.

Стрічка натягнута між двома барабанами (приводним і натяжним) закріпленими на рамі. Конструкцією передбачена можливість регулювання кута нахилу робочої поверхні. Вихідний матеріал завантажується на верхню (робочу) гілку стрічки, що рухається назустріч потоку пульпи. Легкі фракції змиваються водою і розвантажуються з нижнього барабану, а осілі на стрічку важкі фракції змиваються за допомогою зрошувача після огинання стрічкою ведучого барабана.

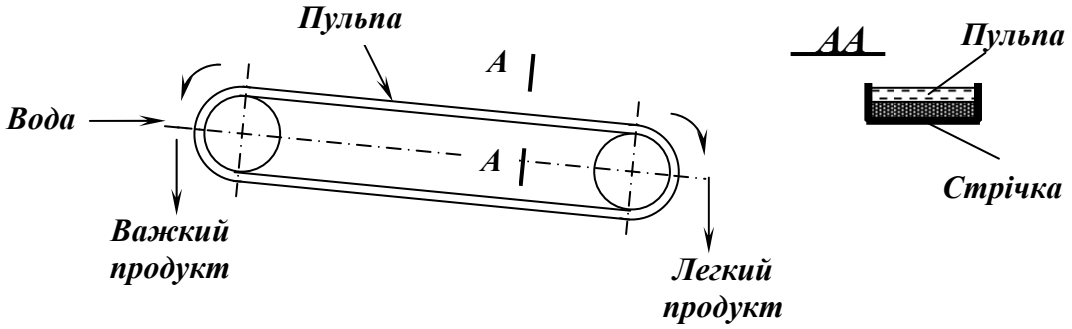


Рис. 5.29 – Схема шлюзу з рухомим уловлюючим покриттям.

Шлюзи мають високу продуктивність, великий ступінь концентрації і найбільш економічні при збагаченні розсипів.

Об'ємна продуктивність шлюзів залежить від розрідженості пульпи, вмісту і густини твердої фази в живленні і розраховується за формулою:

$$Q = q(1+R)/\delta, \text{ м}^3/\text{год}, \qquad (5.21)$$

де q – продуктивність шлюза по твердій фазі, т/год; δ – густина твердої фази, т/м^3; R – розрідженість пульпи, частки од.

Основна умова підготовки матеріалу до збагачення на шлюзах – його дезінтеграція, промивка і грохочення. Схема збагачення золотовмісних розсипів з використанням шлюзів наведена на рис. 5.30.

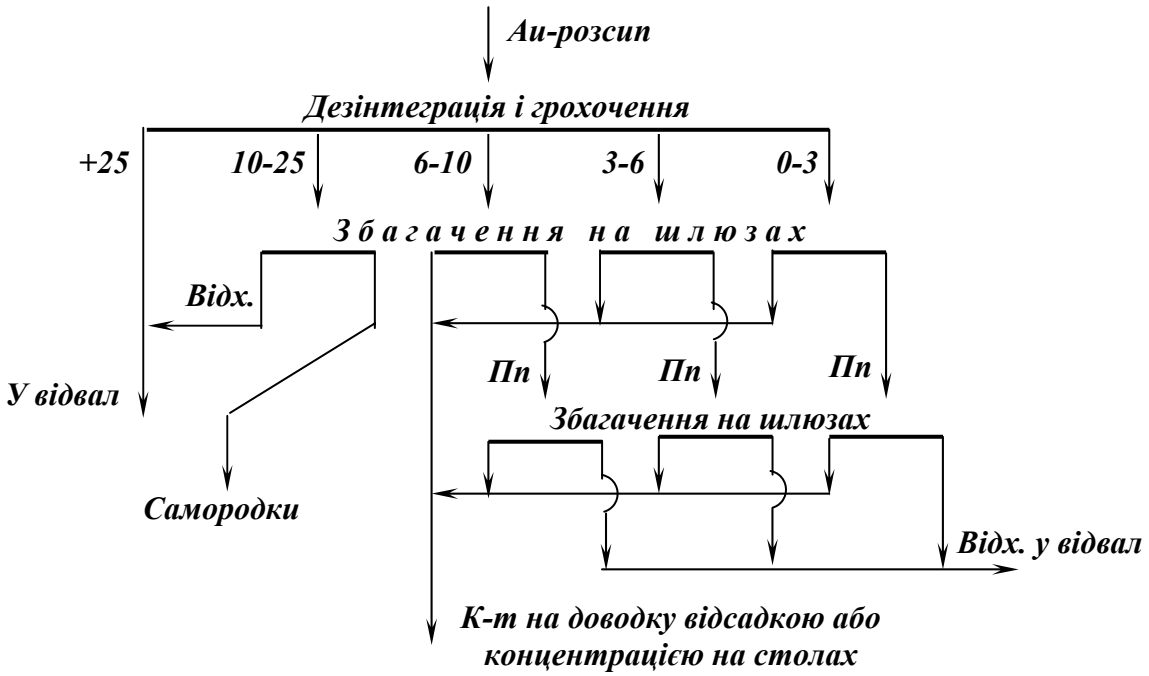


Рис. 5.30– Схема збагачення золотовмісних розсипів на драгах із використанням шлюзів.

Головними технологічними і конструктивними параметрами, що впливають на показники роботи шлюзів, є гідродинамічні характеристики

потоку (швидкість, розрідженість, глибина потоку і витрати пульпи), розміри жолоба (ширина, довжина і нахил поверхні), стан уловлюючого покриття (характер покриття і шорсткість поверхні).

5.4.3. Збагачення на концентраційних столах

Концентрація на столах – процес розділення сипучої суміші мінеральних частинок за їх густиною в тонкому потоці води, який тече по нахиленій деці концентраційного столу, що здійснює зворотно-поступальний поздовжній рух. Концентраційні столи використовують для збагачення руд рідкісних, благородних і чорних металів (крупністю 0,01 – 3 мм) за густиною в межах 1200 – 15600 кг/м^3. Зокрема збагачують олов'яні, вольфрамові, рідкіснометалічні та золотовмісні руди. Концентраційні столи можуть бути також використані для збагачення і знесірчування вугілля крупністю 0,1 – 13 мм [15, 21]. Схематична будова концентраційного стола показана на рис. 5.31.

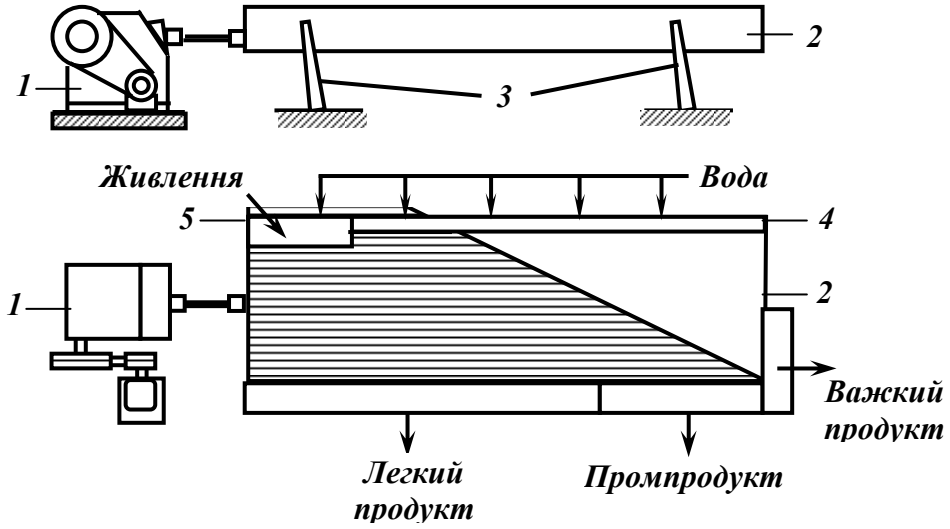


Рис. 5.31 – Схема концентраційного стола .
1 – привод; 2 – дека стола з рифлями; 3 – опори; 4 – жолоб змивної води; 5 – бункер живлення.

Робочою поверхнею концентраційного стола служить дека з закріпленими на ній рифлями прямокутної форми. Форма дек може бути прямокутною, трапецієподібною і діагональною (рис. 5.32).

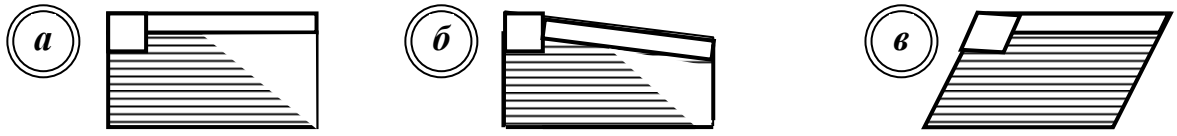


Рис. 5.32 – Форми дек концентраційних столів.
а – прямокутна; *б* – трапецієподібна; *в* – діагональна.

У залежності від способу установлення столи можуть бути опорними (дека опирається на ресори) або підвісними (дека підвішена до опорної рами). Розділення матеріалу за густиною відбувається на деці ***2*** столу, що являє собою похилу площину, закріплену за допомогою шарнірних опор ***3*** на рамі. Дека покривається лінолеумом, зверху до неї прикріплюються рифлі. Конструкцією передбачена можливість регулювання поперечного і подовжнього кутів нахилу деки. Дека столу одержує зворотно-поступальні рухи від привода ***1*** і зворотної пружини. Вихідне живлення разом з водою подається в завантажувальний бункер ***5***, а додаткова (змивна) вода – у подовжній жолоб ***4***, у якому є заслінки для розподілення води по поверхні столу.

За час перебування матеріалу на деці концентраційного столу відбувається розпушення шару, розшарування і транспортування частинок у подовжньому і поперечному напрямках відповідно до їх густини і крупності.

Розпушення шару частинок створюється коливаннями деки і турбулентними вертикальними пульсаціями, що відбуваються в потоці води.

Розшаровування на концентраційному столі носить значною мірою сегрегаційний характер: у нижніх шарах розташовуються тонкі частинки більшої густини, над ними – крупні частинки тієї ж густини, вище – у тій же послідовності частинки малої густини.

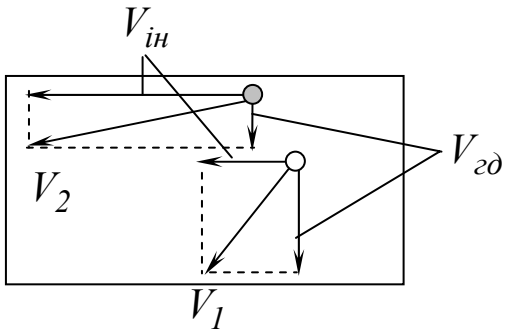


Рис. 5.33 – Схема руху часток різної густини ($\delta_1 < \delta_2$) по деці столу.

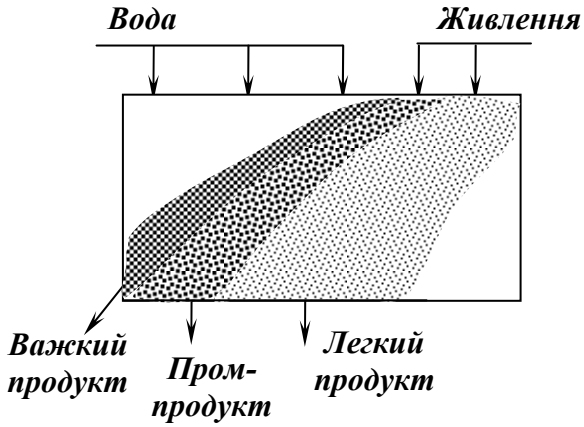


Рис. 5.34 – Схема розподілу продуктів на деці концентраційного столу ($\delta_{к\text{-}т} > \delta_{пп} > \delta_{відх}$).

Транспортування частинок у подовжньому напрямку здійснюється в результаті зворотно-поступального руху деки. Асиметричність її руху (назад під дією пружини дека рухається швидше) приводить до появи значних інерційних сил, що перевищують сили тертя об поверхню. У поперечному напрямку частинки транспортуються потоком води. Таким чином, кінцева швидкість V переміщення частинки по деці столу залежить від двох складових: інерційної $V_{ін}$ і гідродинамічної $V_{гд}$. Частинки більшої

густини (δ_2), що знаходяться в нижніх шарах, зазнають більшого впливу від інерційних сил, частинки меншої густини (δ_1) – більшого впливу від гідродинамічних (рис. 5.33). В результаті неоднакового впливу інерційних і гідродинамічних сил на мінеральні частинки різної густини на деці столу утвориться своєрідне віяло продуктів розділення (рис. 5.34).

Концентраційні столи мають малу питому продуктивність і вимагають для установки великих виробничих площ. Тому на фабриках для збагачення корінних і розсипних руд рідкісних металів концентраційні столи використовують головним чином для перечищення концентратів. Концентраційні столи випускаються одно-, дво-, і багатодечними.

За способом встановлення столи можуть бути опорними (дека опирається на ресори чи пружинні опори) або підвісними (дека підвішена до опорної рами).

Концентраційний однодечний стіл СКМ-1 (рис. 5.35) призначений для збагачення матеріалів крупністю 0,1–3 мм. Стіл має одну дерев'яну деку ***1*** трапецієподібної форми.

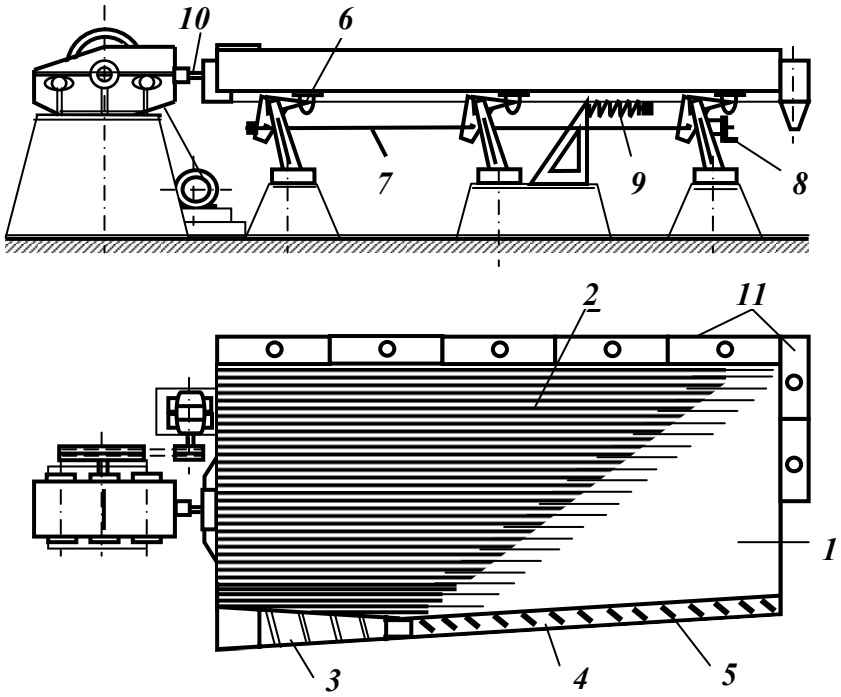


Рис. 5.35 – Схема концентраційного стола СКМ-1.
1 – дека; 2 – рифлі; 3 – приймальний лотік; 4 – жолоб змивної води; 5 – планки для регулювання подачі змивної води; 6 – опора; 7 – гвинт кренового механізму; 8 – маховичок кренового механізму; 9 – натяжний пристрій; 10 – тяга; 11 – збірники продуктів.

Поверхня деки покрита лінолеумом, на якому закріплені рифлі ***2*** прямокутного перетину шириною 7 см, але довжина і висота рифлів –

змінна. Найкоротші рифлі (1200 мм) закріплені біля приймального лотка, найдовші (4500 мм) – в нижній частині деки. Найбільшу висоту рифлі мають біля завантажувального торця деки. Приймальний лотік, що встановлений на деці, має два відділення: одне (***3***) – для прийому і розподілення пульпи, друге (***4***) – для змивної води. Подача пульпи і води регулюється зміною розміру отворів лотка і рухомими планками ***5***.

Дека спирається на шість роликових опор ковзання **6**. Регулювання кута поперечного нахилу деки здійснюється механізмом *7*, ***8***. Зворотно-поступальний рух в площині деки здійснюються від ексцентрикового привода через тягу ***10*** (при прямому ході) і пружину ***9*** (при зворотному ході).

Концентраційний ярусний здвоєний стіл ЯСК-1 (рис. 5.36) має шість дек, що приводяться в рух від одного приводного механізму ***1***. Деки розташовані в три яруси двома паралельними секціями (по три з кожного боку).

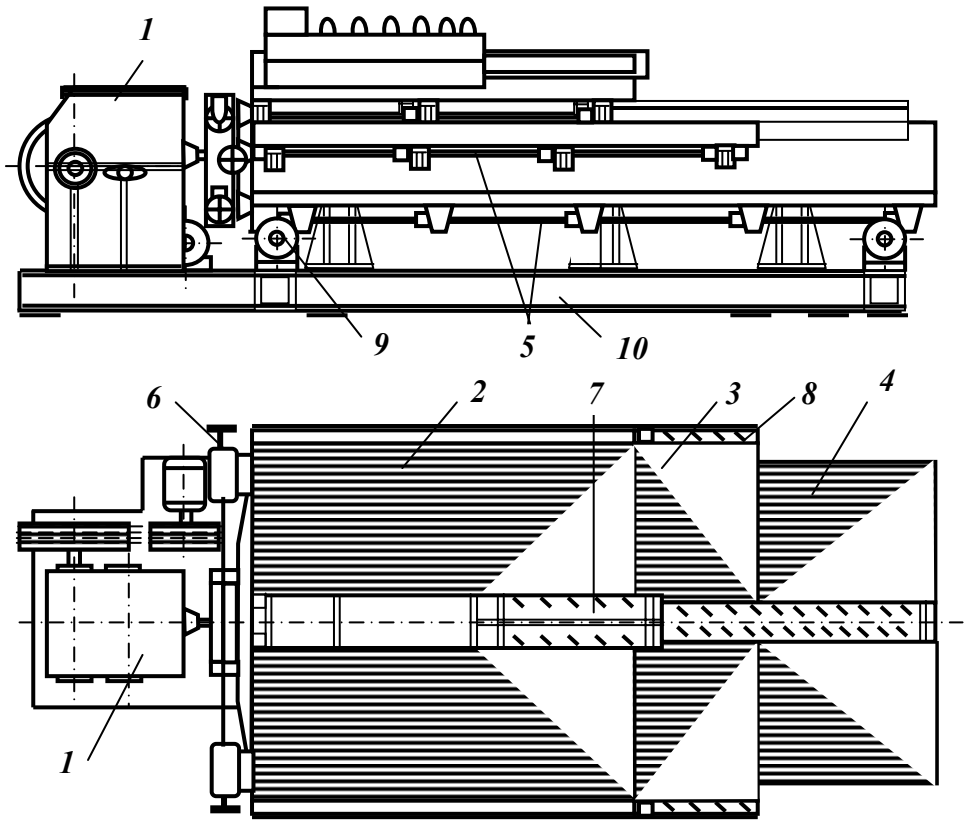


Рис. 5.36 – Схема концентраційного стола ЯСК-1.
1 – приводний механізм; 2 – верхні деки; 3 – середні деки; 4 – нижні деки; 5 – осі рухомої рами; 6 – механізм поперечного нахилу деки; 7 – жолоб-розподільник пульпи і змивної води; 8 – рухомі планки для регулювання подачі води; 9 – роликові опори; 10 – фундаментна рама.

Матеріал надходить на дві верхні деки ***2***, з яких переходить на середні ***3***, а потім на нижні ***4***. Збір остаточних продуктів збагачення здійсню-

ється з нижніх дек, але іноді (напр., при збагаченні залізних руд) і з середніх дек. Всі шість дек змонтовано на осях ***5*** рухомої рами стола за допомогою кронштейнів і гумометалевих втулок.

Деки стола виготовляються з алюмінієвого сплаву з гумовим покриттям або без нього. Гумові рифлі наклеюють на поверхню дек. Форма рифлів і їх розташування такі ж, як у стола СКМ-1.

Рухома рама стола разом зі змонтованими на ній деками опирається чотирма роликовими опорами ***9*** на фундаментну раму ***10***.

Пульпу подають зверху в приймальну частину жолоба *7*, звідки вона через вікна в бокових стінках потрапляє на верхні деки. Деякі вікна мають дерев'яні засувки, що дозволяє регулювати навантаження на ліву і праву половини стола. Однак стіл функціонує найбільш ефективно при рівномірному навантаженні на обидві половини. В кінці жолоба *7* є відсік для змивної води, з якого одна частина її подається на верхні деки, а друга – в жолоби над нижніми деками. На середні деки змивна вода подається по спеціальних жолобах.

Столи ЯСК-1 рекомендується застосовувати для збагачення матеріалів крупніше 0,2 мм.

Багатодечний підвісний концентраційний стіл СКПМ-6 (рис. 5.37) являє собою підвісну конструкцію етажеркового типу, яка складається з шести алюмінієвих діагональних дек ***1***, розташованих одна над одною і скріплених чотирма вертикальними планками-підвісками ***2***. На деку перпендикулярно до її короткого боку наклеєні рифлі ***5***, висота яких зменшується зі збільшенням відстані від вібратора ***3***.

Деки обладнані лотками ***6*** для прийому пульпи і жолобами *7* для змивної води, в які вона надходить по патрубках ***8***. Стіл має живильник, що розподіляє вихідну пульпу рівномірними потоками по деках. Видалення продуктів збагачення здійснюється в алюмінієві збірники ***9***, які розділені на дев'ять відсіків. В днищі кожного відсіку є циліндричні отвори ***10*** і патрубки ***11***, по яких за допомогою гумових шлангів продукти збагачення з верхніх дек потрапляють у відповідні відсіки нижніх дек і далі в спільні збірники продуктів.

Бігармонічний самобалансний вібратор ***3***, що створює коливання деки, зв'язаний з електродвигуном ***4*** клиноремінною передачею. Для регулювання кута нахилу деки служать маховички ***12***. Концентраційний стіл підвішується до перекриття будівлі збагачувальної фабрики за верхні кінці планок ***2*** системою тросів ***13***. Вібратор також підвішується до перекриття системою тросів.

Концентраційний стіл СКПМ-6 розроблений спеціально для збагачення вугілля крупністю до 6 мм з метою одержання низькозольних концентратів, його застосування також ефективне для знесірчування корисної копалини, що має значний вміст піриту.

Продуктивність концентраційних столів залежить від крупності живлення, розходження в густині розділюваних мінералів і вимог до якості продуктів збагачення. Для операцій первинного збагачення руд з одержанням чорнових концентратів, промпродукту і відвальних відходів продуктивність концентраційного столу може бути розрахована за формулою:

$$Q = 0{,}1m\delta_{вих}\left(Fd_{ср}\frac{\delta_т - 1}{\delta_л - 1}\right)^{0{,}6}, \text{ т/год,} \qquad (5.22)$$

де m – число дек; $\delta_{вих}, \delta_т, \delta_л$ – густина вихідного матеріалу, важкого і легкого мінералів, т/м^3; F – площа деки столу, м^2; $d_{ср}$ – середньоарифметична крупність зерен у вихідному живленні, мм.

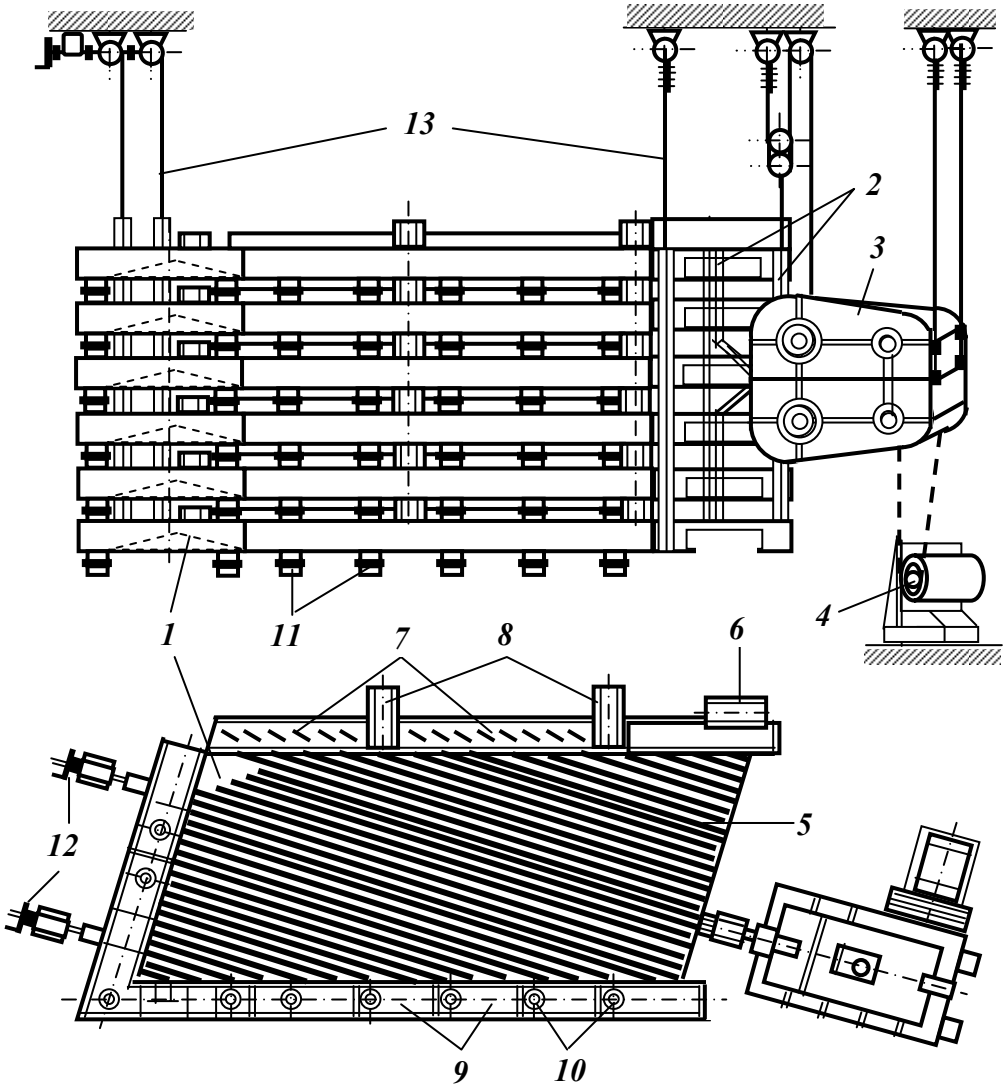


Рис. 5.37 - Схема концентраційного стола СКПМ-6.
1 – деки; 2 – підвісні планки; 3 – вібратор; 4 – електродвигун; 5 – рифлі; 6 – приймальний лотік; 7 – жолоб змивної води; 8 – патрубки підводу води; 9 – збірники продуктів; 10 – отвори збірників; 11 – партрубки відводу продуктів; 12 – регулювальні маховички; 13 – троси підвіски.

При збагаченні і знесірченні вугілля і антрацитів продуктивність концентраційних столів визначається по формулі:

$$Q = kV_{ср}\delta_{вих}d_{max}L \text{,т/год,} \qquad (5.23)$$

де d_{max} – розмір максимального зерна в живленні, м; k – коефіцієнт, що залежить від d_{max} (при d_{max} = 1 мм k = 6, при d_{max} = 10 мм k = 1,5); $V_{ср}$ – середня швидкість руху матеріалу по деці, м/год; $\delta_{вих}$ – густина збагачуваного матеріалу, т/м^3; L – периметр розвантаження продуктів, м.

Продуктивність концентраційного столу, яка розрахована за формулами (5.22) і (5.23), відноситься до операцій основної концентрації. В операціях перечищення промпродуктів продуктивність столів зменшують на 20 – 40 %, а в операціях доведення концентратів – на 50 % у порівнянні з продуктивністю операції основної концентрації.

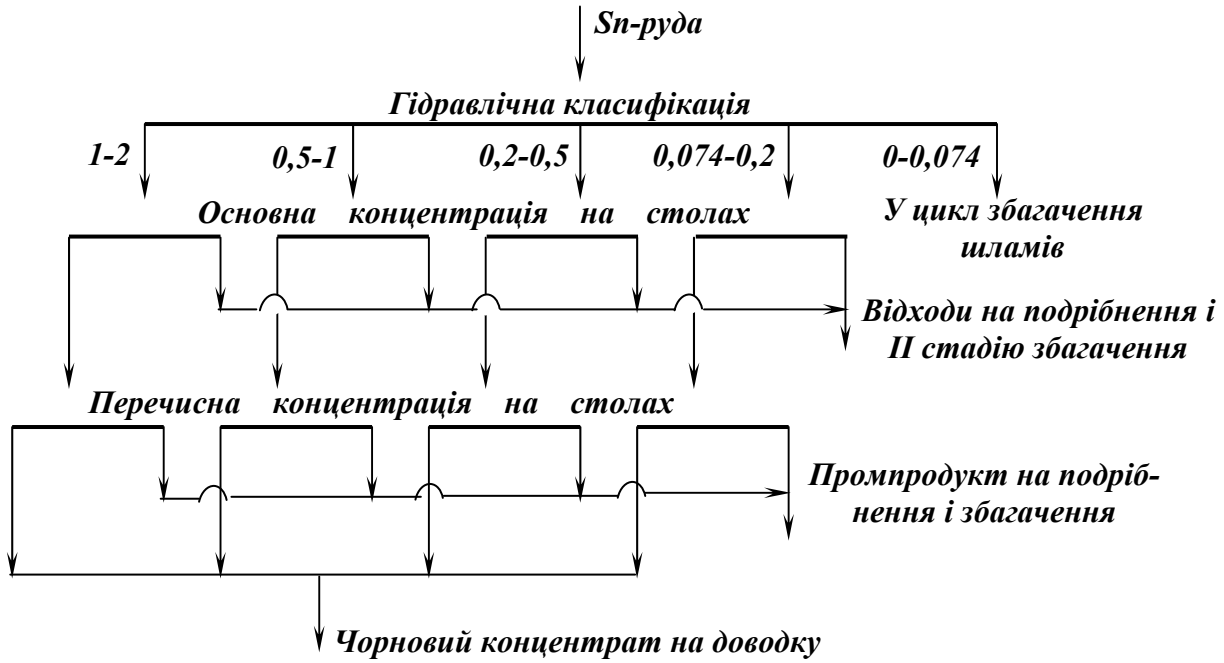


Рис. 5.38 – Схема збагачення подрібненої каситеритової руди.

Основна умова підвищення ефективності збагачення на концентраційних столах полягає в попередньому відділенні крупних класів і знешламлюванні. Схема збагачення подрібненої каситеритної руди на концентраційних столах для прикладу наведена на рис. 5.38.

Головними технологічними і конструктивними параметрами, що впливають на роботу концентраційних столів, є речовинний склад вихідного матеріалу, вміст твердого в живленні і витрата змивної води, частота коливань і хід деки, кут її нахилу і тип нарифлень.

Конкуруючими з концентраційними столами апаратами є гвинтові сепаратори.

5.4.4. Гвинтова сепарація

Гвинтові сепаратори і шлюзи застосовують для вилучення питомоважких мінералів з корінних і розсипних руд і додаткового вилучення цінних мінералів з високою густиною з відходів флотаційного або магнітного збагачення. Вони знайшли широке застосування для збагачення дрібнозернистих пісків, що містять ільменіт, циркон, рутил і інші корисні копалини, а також для збагачення корінних руд рідкісних і благородних металів, залізних руд, фосфоритів, хромітів, кам'яного вугілля і алмазів [14, 15, 21].

Галузь застосування того або іншого типу гвинтового апарата визначається крупністю цінних мінералів. При крупності цінних мінералів 0,1 – 3 мм застосовують гвинтові сепаратори, для дрібнішого матеріалу 0,05 – 0,2 мм використовують гвинтові шлюзи. Принцип дії гвинтових апаратів однаковий, вони відрізняються лише за формою жолоба: у шлюза – прямокутна, у сепаратора – частина круга або еліпса.

Гвинтовий сепаратор (рис. 5.36) являє собою нерухомий спіральний жолоб ***1*** з вертикальною віссю ***2***, яка служить йому опорою. У завантажувальний пристрій ***3***, що знаходиться у верхній частині жолоба подається попередньо класифікована руда (вугілля) разом із водою.

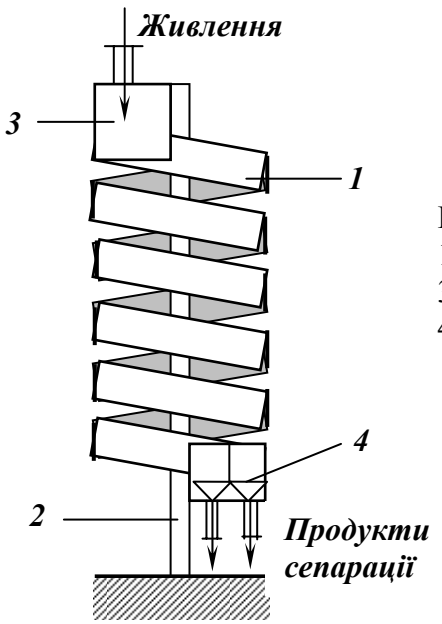


Рис.5.39 – Схема гвинтового сепаратора.
1 – гвинтовий жолоб; 2 – опора;
3 – завантажувальний пристрій;
4 – розвантажувальний пристрій.

Друга частина води подається безпосередньо у жолоб. Пульпа подовжніми струменями висотою 6 – 15 мм під дією сил ваги стікає униз по гвинтовому жолобу, при цьому тверда фаза пульпи розділяється за густиною на окремі потоки. Зерна важких мінералів концентруються в придон-

ній частині жолоба, а зерна легких мінералів виносяться в верхні шари потоку і зносяться униз з більшою швидкістю, ніж важкі.

Одночасно, крім подовжніх струменів, у пульпі утворюються поперечні циркулюючі потоки. Під дією поперечних потоків і відцентрових сил, що виникають під час криволінійного руху, відбувається розшарування зерен за густиною в радіальному напрямку. Легкі зерна під дією відцентрових сил і поперечних водних потоків переміщаються у периферичну зону жолоба і концентруються поблизу його зовнішнього борту. Величина відцентрових сил, що діють на зерна важких мінералів, які концентруються в придонній зоні, значно менша, ніж у верхніх шарах. Також у придонній зоні поперечні водні потоки і відцентрові сили діють у протилежних напрямках. Тому зерна важких мінералів концентруються поблизу внутрішнього борту жолоба.

Розшарування основної маси зерен за густиною закінчується після проходження пульпою двох-трьох витків, далі зерна рухаються униз по траєкторіях, близьких до гвинтових ліній. Важкий продукт розвантажується відсікачами з верхніх витків, промпродукт – з нижніх витків, а легкий продукт – в кінці жолоба.

Жолоби гвинтових апаратів виготовлюють з чавуну, алюмінієвих сплавів, пластмас. Число жолобів в гвинтових апаратах може бути від 1 до 4.

Продуктивність гвинтових апаратів залежить від діаметра витків жолоба, кута підйому гвинтової лінії, речовинного складу і крупності збагачуваного матеріалу. Зменшення крупності живлення, а також підвищений вміст у ньому глини і шламів приводить до зниження продуктивності.

Продуктивність гвинтових апаратів визначається за формулою:

$$Q = k_з \delta_{вих} D^2 m \left(d_{max} \frac{\delta_m - 1}{\delta_л - 1} \right)^{0,5}, \text{ т/год,} \qquad (5.24)$$

де $k_з$ – коефіцієнт, що залежить від збагачуваності матеріалу (для важкозбагачуваних руд $k_з = 0{,}4$; для легкозбагачуваних – $k_з = 0{,}7$); $\delta_{вих}$, δ_m, $\delta_л$ – густина вихідного матеріалу, важкого і легкого мінералів, т/м^3; D – діаметр спіралі жолоба, м; m – число жолобів; d_{max} – максимальна крупність питомо-важких часток у живленні, мм.

Схема збагачення вугільних шламів крупністю 0,1–3 мм гвинтовою сепарацією наведена на рис. 5.40.

При зольності вугільних шламів 20 – 35 % і крупності до 3,5 мм гвинтова сепарація дозволяє отримати концентрат зольністю 7 – 12 % і відходи зольністю до 75 %.

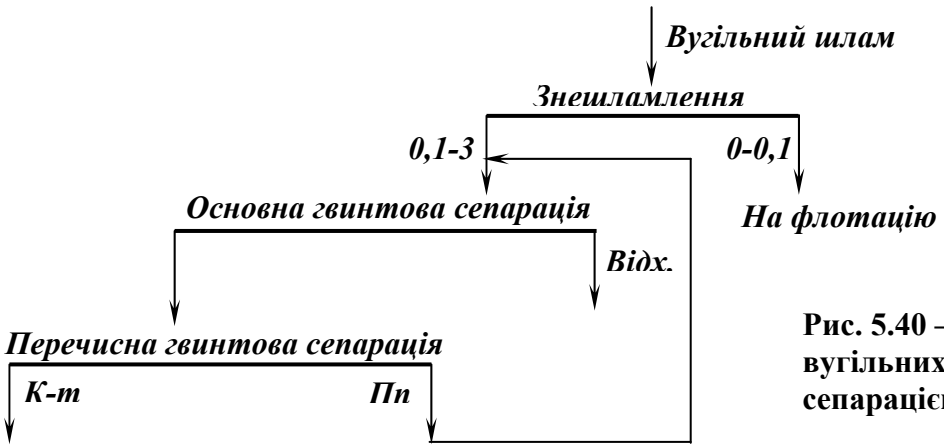


Рис. 5.40 – Схема збагачення вугільних шламів гвинтовою сепарацією.

Схема збагачення титановмісних розсипних руд з використанням гвинтових сепараторів наведена на рис. 5.41.

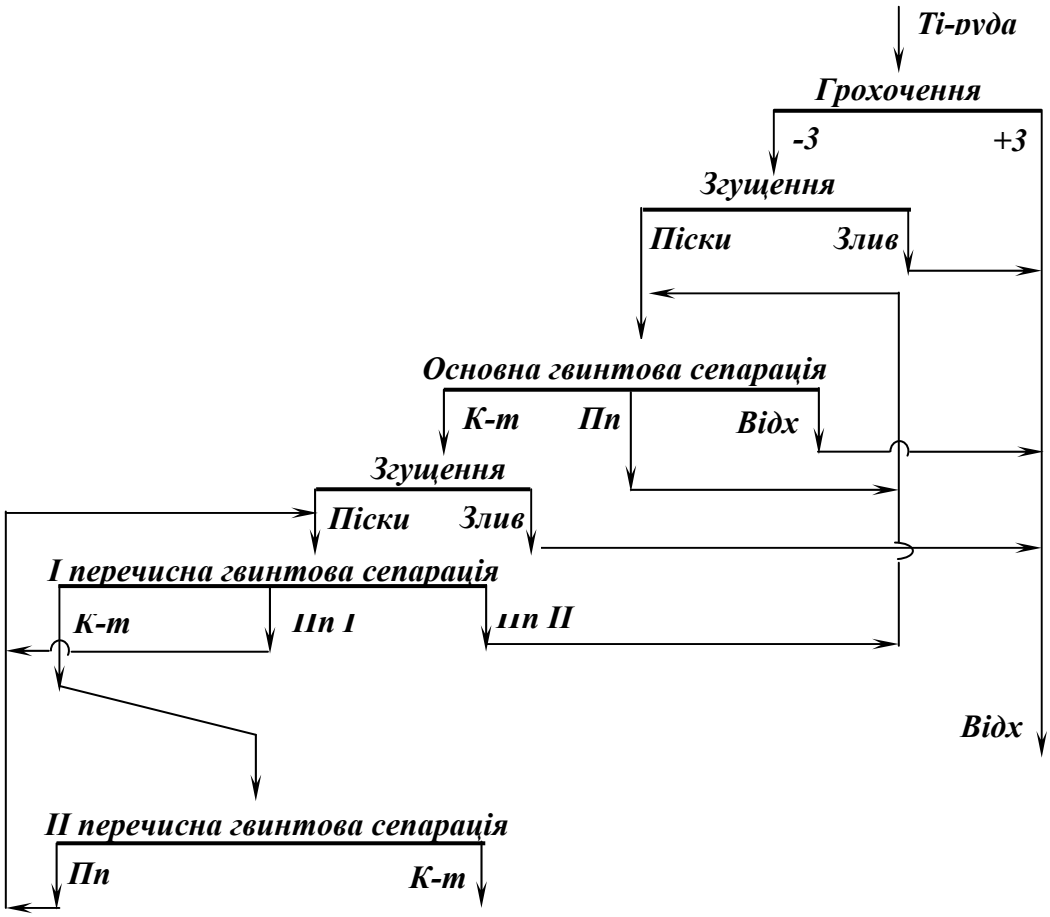


Рис. 5.41 – Схема збагачення титановмісної розсипної руди з використанням гвинтової сепарації.

Використання гвинтових сепараторів для збагачення бідних руд дозволяє різко скоротити число концентраційних столів. Також ефективне застосування гвинтових сепараторів для переробки тонкоподрібнених відходів флотації.

5.4.5. Протитечійна водна сепарація

Протитечійна водна сепарація – гравітаційний процес, який застосовується для збагачення енергетичного вугілля, антрацитів, збідненої гірничої маси відкритих розробок, крупнозернистих шламів і видалення породи з гірничої маси на шахтах і розрізах. Протитечійні гравітаційні апарати відрізняються характером розділення збагачуваного матеріалу, способами транспортування продуктів і принципами регулювання робочого режиму. При цьому, незважаючи на відмінності в конструктивних особливостях сепараторів, в них реалізуються спільні принципи, що полягають у підвищенні ефективності розділення внаслідок рециркуляції частини збагачуваного матеріалу в межах робочої зони. Вихідний матеріал у всіх протитечійних апаратах розділяється на два продукти: концентрат і відходи. Сформовані в процесі сепарації зустрічні транспортні потоки продуктів розділення рухаються в межах робочої зони з заданими гідродинамічним опором їх відносному переміщенню. При цьому потік легких фракцій є попутним потоку розділювального середовища, а важких – зустрічним. Робочі зони сепараторів являють собою закриті канали, які оснащені системою однотипних елементів, що обумовлюють утворення організованої системи вторинних течій і вихорів. У таких системах при визначених умовах вихідний матеріал розділяється за густиною, що значно перевищує густину розділювального середовища.

Протитечійна сепарація реалізується з використанням крутопохилих (КНС) і шнекових (СШ і СВШ) сепараторів [14, 15, 20].

Суттєвою відмітною властивістю протитечійних гравітаційних апаратів є наявність специфічної природної постелі, яка значно відрізняється від відомих аналогів гравітаційного збагачення. В робочій зоні апаратів цього типу накопичуються важкі зерна і зростки, і тут їх вміст виявляється значно більшим, ніж у вихідному живленні. Природна постіль виконує роль важкої суспензії, на її підтримку витрачається додатковий градієнт тиску, що рівнозначно підвищенню густини середовища до деякого ефективного значення. Завдяки наявності взаємопроникних зустрічних потоків легких і важких фракцій природна постіль добре розпушена, а її довжина в напрямку сегрегації збагачуваного матеріалу достатньо велика. Крім того, природна постіль є саморегульованою, в ній краще гасяться випадкові засмічення і вона менш чутлива до коливань навантаження і речовинного складу живлення.

Застійні зони зі зворотною циркуляцією і зворотні течії виникають в місцях зміни перетину проточної частини каналу. При цьому робота, що пов’язана з приростом кінетичної енергії в зоні звуження потоку в більшій мірі витрачається на створення вихорів. Утворення вихорів відбувається тим активніше, чим гірше обтікається перепона.

У потоках, що несуть тверді частинки, неоднорідності в геометрії обмежувальних поверхонь приводять до появи зон з рециркуляцією твердих частинок і створення дюн. Сприятливіші умови для розділення за густиною виникають, якщо в робочій зоні апарата енергія хаотичного руху несучого середовища значно перевищує енергію направленого руху.

При виборі раціонального робочого простору протитечійного гравітаційного сепаратора головними є умови подачі вихідного матеріалу і первинного збагачення в центральній частині апарату, умови протікання процесів перезбагачення в периферійних частинах робочої зони, можливість і межі регулювання процесу, надійність елементів конструкцій.

Ці умови враховані в конструкціях відцентрово-гравітаційних сепараторів СШ і СВШ, що функціонують при низьких значеннях фактора розділення, а також в сепараторах КНС, в яких найбільш повно реалізована ідея сортувального шару.

Шнекові сепаратори горизонтального і вертикального типів належать до класу збагачувальних апаратів, в яких підвищення густини розділення обумовлюється відставанням руху частинок збагачуваного матеріалу від руху розділювального середовища, а також дією додаткового градієнту тиску, що виникає при розбіжності векторів швидкостей частинок і середовища.

Відставання руху частинок є результатом дії сил інерції і особливого характеру розділення окружних швидкостей в межах робочої зони. В цьому випадку ефективна густина розділення буде:

$$\Delta_e = \Delta V_c^2 / V_ч^2 \text{, кг/м}^3, \qquad (5.25)$$

де $V_c, V_ч$ – окружні швидкості розділювального середовища і твердої частинки, м/с; Δ – густина середовища, кг/м^3.

Між ефективною густиною розділення і швидкістю руху частинок матеріалу існує зворотно пропорційна залежність. При визначених умовах виникає додаткова об'ємна сила, що направлена до центру кривизни гвинтового потоку; вона й визначає ефективність розділення.

В сепараторах КНС, на відміну від шнекових сепараторів, спостерігається керована взаємодія між транспортними потоками легкої і важкої фракцій по всій довжині їх контактування в робочій зоні. В умовах рівноваги частинок в нахиленому каналі, в якому створюються турбулентні збурювання потоку (напр., пластинами з перегородками), опір турбулентного потоку для одних і тих же частинок буде тим більше, чим більше задана інтенсивність турбулентності. Ця залежність може бути описана рівнянням уявної додаткової густини середовища:

$$\Delta_{дод} = dp/(gdl) = kN\Delta(V_{max}^2 - V^2)/(2g), \text{ кг/м}^3, \qquad (5.26)$$

де $\Delta, \Delta_{дод}$ – густина середовища і уявна додаткова густина середовища, кг/м^3; dp/dl – додатковий перепад тиску на одиницю довжини каналу, Па/м; k – коефіцієнт повноти турбулізації потоку; N – число перегородок на одиницю довжини каналу, м$^{-1}$; V_{max}, V – швидкості потоку середовища: максимальна на рівні перегородок і середня, м/с; g – прискорення вільного падіння, м/с^2.

Це рівняння отримано з припущення, що турбулізація потоку введенням в нього регулярних перепон створює додатковий перепад тиску за рахунок переходу надлишкової кінетичної енергії на рівні перепон в енергію турбулентних вихорів.

Крутопохилі сепаратори

Крутопохилі сепаратори використовуються для збагачення розубоженого (збідненого) вугілля, крупнозернистих шламів і механізації вибірки породи крупністю до 150 мм [9, 17, 20].

Крутопохилий сепаратор (рис. 5.42) являє собою прямокутний короб ***1***, нахилений під кутом 46 – 54º до горизонту. Усередині корпуса розташовано завантажувальний жолоб ***2*** для подачі в сепаратор вихідного матеріалу. На верхній кришці кожного із відділень закріплені гвинтові регулятори ***3*** дек ***4***, які обладнані зигзагоподібними перегородками. Деки, що фіксуються гвинтовими регуляторами, забезпечують необхідний перетин каналу у породному (нижньому) і концентратному (верхньому) відділеннях сепаратора. Крім того, зигзагоподібні перегородки на деках збільшують опір потоку у верхній частині каналу і створюють змінне по довжині і ширині поле швидкостей потоку, яке забезпечує сприятливі умови для розділення матеріалу в робочій зоні. Гідравлічний опір каналу залежить від висоти, взаємного розташування і форми геометрично подібних обтічних поперечних перегородок на деках, а також інтенсивності створення вихорів на їх кромках.

Вихідний матеріал з водою безперервно по завантажувальному жолобу ***2*** подається в центральну частину каналу ***1***. Одночасно у нижню частину каналу через опирач елеватора ***5*** надходить із заданою швидкістю вода. Важкі фракції випадають у придонний шар і рухаються назустріч потоку води. Легкі фракції виносяться потоком води угору і розвантажуються через зливний поріг сепаратора. Таким чином, в сепараторі існують два потоки – висхідний і низхідний.

Зони перегородок, що є ділянками локального збільшення швидкості потоку, крім того, являють собою багаторазово повторювані ділянки під-

вищеного розпушення матеріалу. Низхідний потік матеріалу, що несе важкі частинки, періодично розпушується і згущується, при цьому легкі частинки виділяються в зону висхідного потоку. Отак, по всій довжині робочого каналу сепаратора здійснюється протитечійний процес розділення частинок переважно за густиною. При еквівалентності гідравлічного опору в зоні осадження важких частинок і перепаду тиску в зоні перегородок режим сепарації – оптимальний.

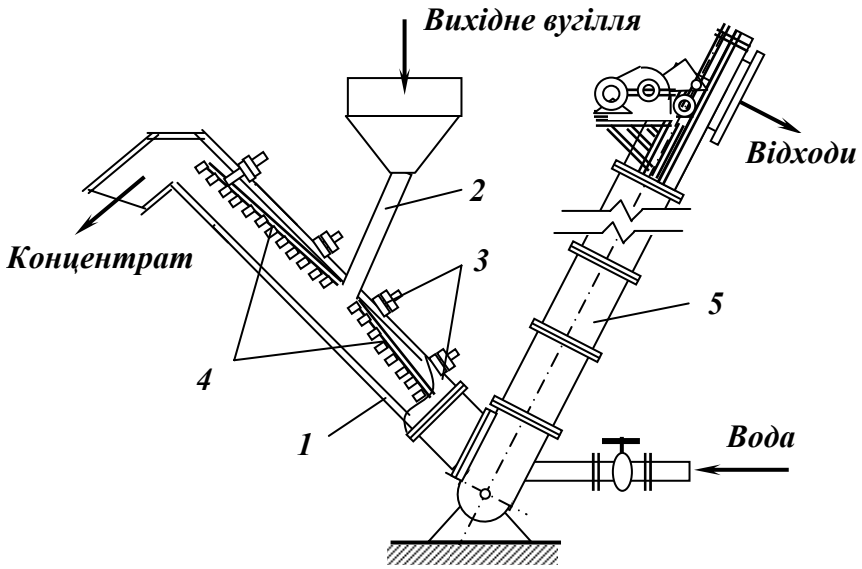


Рис. 5.42 – Крутопохилий сепаратор.
1 – робочий канал; 2 – завантажувальний жолоб;
3 – гвинтові регулятори; 4 – деки; 5 – елеватор.

Ефективність роботи крутопохилого сепаратора залежить від ряду постійних і змінних параметрів. Постійні параметри – кут нахилу корпуса сепаратора (вибирається перед монтажем) і положення рухомих дек (підбирається в період настройки режиму роботи сепаратора). Змінним (оперативним) параметром є витрата води, що подається в завантажувальну лійку з вихідним матеріалом і надходить у опирач елеватора.

Кут нахилу корпуса сепаратора визначає ступінь розпушення матеріалу в робочій зоні. При збагаченні крупних класів і вугілля, класифікованого за вузькою шкалою, кут нахилу повинен бути більшим, ніж при збагаченні некласифікованого або знешламленого вугілля.

Положення рухомих дек визначає прохідний перетин робочого каналу в концентратній і породній зонах сепаратора. Від їх положення залежать продуктивність сепаратора, показники процесу розділення, а також відносні витрати води на переробку вихідного матеріалу при оптимальному навантаженні.

Об’єм води, що надходить в завантажувальну лійку і опирач елева-

тора, визначає поле швидкостей в різних перетинах робочого каналу. Витрати води повинні відповідати пропускній спроможності перетинів у концентратній і породній зонах каналу. Співвідношення потоків необхідно вибирати таким чином, щоб підтримувати задану густину розділення в робочій зоні на постійному рівні. Відповідний вибір регульованих параметрів дозволяє забезпечити в сепараторі при збагаченні крупних класів робочі швидкості 0,5 – 0,7 м/с, при збагаченні дрібних класів – 0,2 – 0,3 м/с.

У крутопохилих сепараторах досягається рівномірне збагачення по всіх класах крупності аж до класу 0 – 3 мм. Засмічення крупного концентрату не перевищує 2%, дрібного – 3 %.

Шнекові сепаратори

Шнекові сепаратори використовуються для збагачення енергетичного вугілля крупністю 6 – 25 і 13 – 100 мм [17, 20].

Сепаратор шнековий горизонтальний СШ-15 (рис. 5.43) складається з циліндричного корпуса ***1***, шнека ***2***, рами ***8*** і привода ***3***. У верхній частині корпусу знаходиться завантажувальна лійка ***4*** для подачі вихідного матеріалу. У нижній частині розташована лійка ***5*** для розвантаження породи. Концентрат розвантажується через тангенціальну лійку ***6*** у верхній частині корпусу. Вода в апарат подається через тангенціальний патрубок *7* і рухається по гвинтовому каналу, що створюється внутрішньою стінкою корпуса і шнеком, у напрямку руху гвинтового потоку. Обертання шнека суттєво перерозподіляє профіль швидкостей водного потоку. Ця швидкість і швидкість обертання шнека підбираються так, щоб ефективність розділення вихідного матеріалу була найбільшою при мінімальних витратах води.

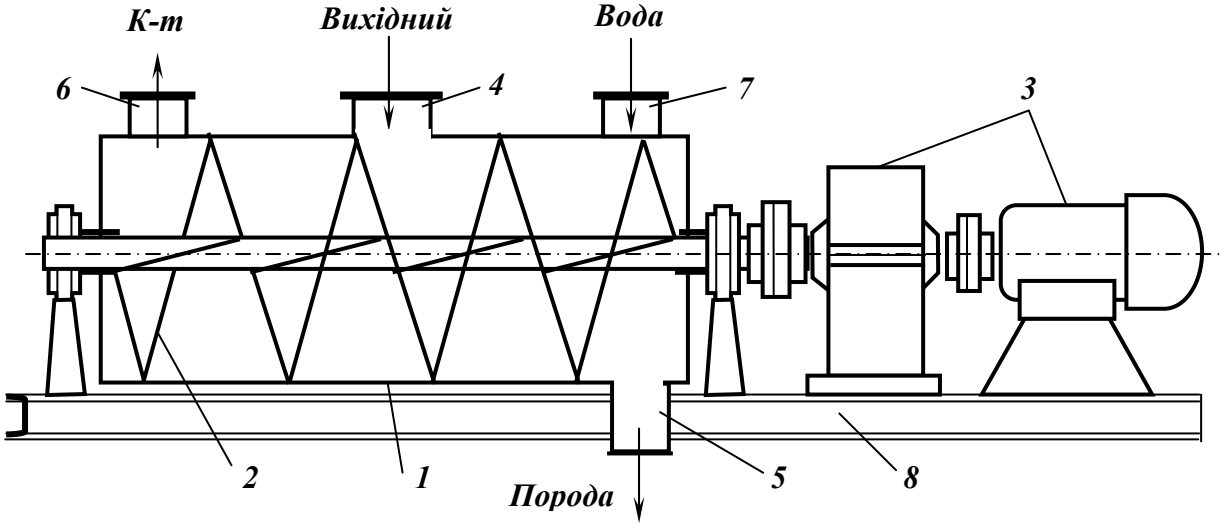


Рис. 5.43 – Схема горизонтального шнекового сепаратора.
1 – корпус; 2 – шнек; 3 – привод; 4 – завантажувальна лійка;
5 – лійка розвантаження породи; 6 – лійка розвантаження концентрату;
7 – тангенціальний патрубок введення води;

Вихідний матеріал подається через завантажувальну лійку у середи-

ну робочої зони сепаратора, де на ділянці один-півтора витка здійснюється основне збагачення і формування двох транспортних потоків, що спрямовані у протилежні боки – до концентратної і породної розвантажувальних лійок.

Частинки матеріалу рухаються у сепараторі за складними гвинтовими траєкторіями, при цьому частота їх обертання навколо валу шнека визначається густиною і крупністю. Частинки, у яких частота обертання близька до частоти обертання водного потоку, переміщуються разом з ним до концентратної лійки. Частинки, у яких частота обертання менше частоти обертання водного потоку, а також ті, що випали зі зваженого потоку на дно і придонні ділянки біля стінок сепаратора, з різною швидкістю транспортуються шнеком до породної лійки. Зони робочого каналу по обидва боки від завантажувальної лійки виконують функції перечисних. Ефективність перезбагачення визначається інтенсивністю обмінної взаємодії частинок матеріалу на кожному витку робочого каналу. Густина розділення визначається головним чином витратами води, частотою обертання шнека і навантаженням на сепаратор.

Переваги сепаратора СШ-15 полягають в простоті конструкції і можливості регулювання густини розділення; недоліки – в швидкому зносі корпуса і шнека, що порушує криволінійний потік, і в складності ремонту.

Сепаратор шнековий горизонтальний СШ-15П розроблений з метою усунення недоліків сепаратора СШ-15.

Корпус цього сепаратора складається з трьох робочих і двох розвантажувальних секцій. Шнек сепаратора укорочений на 650 мм без зміни довжини робочої зони. Витки шнека, що швидко зношуються, виконані знімними, а їх зовнішні кромки футеровані пластинами зі зносостійкого чавуну. Труба шнека також захищена сталевими накладками. Конструкцією сепаратора СШ-15П передбачений мінімальний кільцевий зазор (3 мм) між стінкою корпусу і кромкою шнека, що в значній мірі запобігає заклинюванню шнека. Зміни в конструкції сепаратора СШ-15П дозволяють збільшити термін його міжремонтного циклу в 1, 5 – 2 рази в порівняні з сепаратором СШ-15.

Сепаратор шнековий вертикальний СВШ-15 (рис. 5.44) відрізняється від горизонтального завантаженням вихідного матеріалу через порожній вал і приводом, що розташований знизу.

Сепаратор СВШ-15 складається з циліндричного корпуса ***3***, шнека ***6*** і привода ***8***. В середній частині валу прорізані два завантажувальних вікна *7*, через які матеріал надходить у сепаратор. Вода подається через тангенціальний патрубок ***2*** таким чином, щоб напрямки обертання шнека і водного потоку збігалися.

Вода з нижньої частини сепаратора рухається вгору по гвинтовому каналу, що створений внутрішньою стінкою корпуса, валом і лопаттю

шнека. Зверху через порожній вал шнека подається вихідний матеріал. При переміщенні по криволінійних траєкторіях легкі зерна вугілля, густина яких менше густини розділення, виштовхуються до вала шнека і виносяться спіральним висхідним водним потоком до розвантажувальної концентратної лійки ***4***. Важкі зерна під дією відцентрової і гравітаційної сил рухаються по нахиленій поверхні лопаті шнека в напрямку до породної лійки ***1***.

Параметрами регулювання процесу в сепараторі СВШ-15, як і в горизонтальному, є: витрати води, частота обертання шнека і навантаження сепаратора.

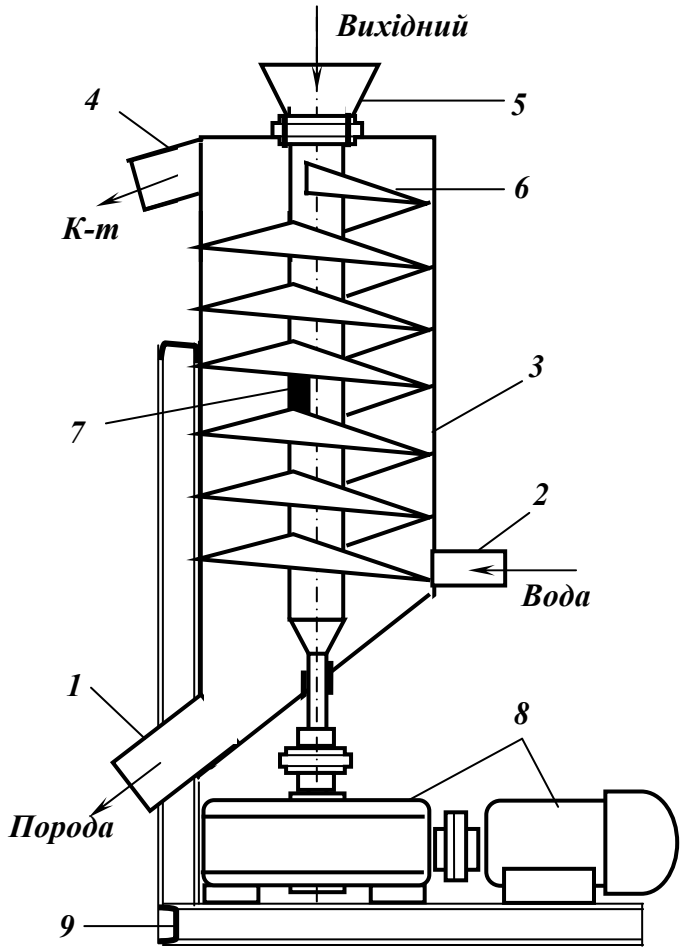


Рис. 5.44 – Схема вертикального шнекового сепаратора.
1 – лійка розвантаження породи;
2 – тангенціальний патрубок введення води;
3 – корпус;
4 – лійка розвантаження концентрату;
5 – завантажувальна лійка;
6 – шнек;
7 – завантажувальне вікно;
8 – привод;
9 – рама.

Сепаратор шнековий вертикальний СВШ-15М (модернізований варіант) відрізняється від сепаратора СВШ-15 конструкцією корпусу, що виконаний з чотирьох циліндричних секцій, збільшеним прохідним перетином завантажувальної труби і розвантажувальних лійок, підвищеною зносостійкістю шнека.

Найбільше розповсюдження у промисловості отримали сепаратори СШ, які застосовуються при збагаченні вугілля крупністю 6 – 25, 13 – 80 і 13 – 100 мм марок А, Д, К і Г

Схеми протитечійної сепарації

Протитечійна сепарація застосовується для збагачення енергетичного вугілля, антрацитів, розубоженої гірничої маси відкритих розробок, крупнозернистих шламів і видалення породи з гірничої маси на шахтах і розрізах [14, 15].

Механізація породовибірки здійснюється на шахтах і розрізах із застосуванням сепараторів КНС. Відповідно зі схемою (рис. 5.45) гірнича маса надходить на попереднє грохочення по крупності 100 мм на грохоті інерційного типу (напр., ГІТ-71).

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 бункери відсіву для відвантаження, а надрешітний (+13 мм) – на сепарацію в КНС. Після збагачення (породовибірки) концентрат зневоднюється і подається на відвантаження роздільно або спільно з відсівом, а відходи зневоднюючим елеватором направляються у відвал.

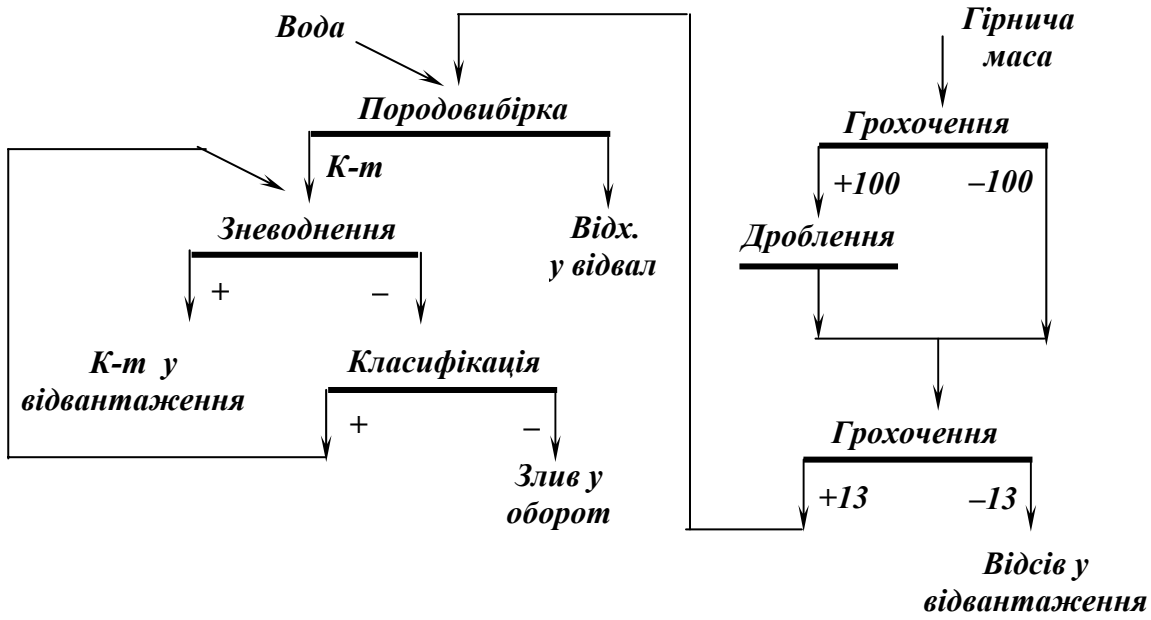


Рис. 5.45 – Схема механізованої породовибірки з використанням крутопохилого сепаратора.

Вихід збагачуваного продукту складає 45 – 65 % від вихідної гірничої маси при зниженні зольності на 20 – 30 %.

Протитечійна сепарація в КНС може бути використана для *вилучення вугілля з відвальної породи шахт*.

Технологічна схема установки (рис. 5.46) передбачає класифікацію вихідного матеріалу по зерну 100 мм для видалення грудок +100 мм, які в основному представлені породою.

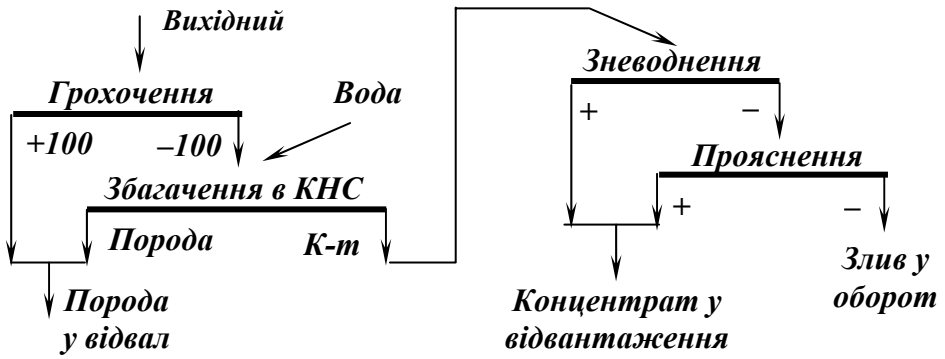


Рис. 5.46 – Схема вилучення горючої маси з відвальної породи.

При збагаченні розубоженого (збідненого) вугілля застосовують технологічні схеми з сепараторами КНС, *при збагаченні енергетичного вугілля* – схеми з сепараторами СШ і СВШ.

Одностадійна технологічна схема збагачення розубоженого вугілля (рис. 5.47) призначена для переробки розмитої гідромонітором гірничої маси, що по трубах подається на збагачувальну установку.

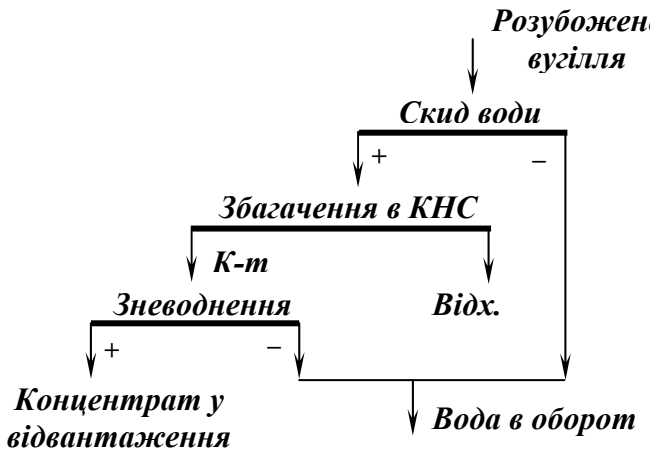


Рис. 5.47 – Схема збагачення розубоженого вугілля.

В результаті розмиву гірничої маси утворюється велика кількість високозольних шламів, що значно ускладнює водно-шламове господарство і приводить до сильного забруднення технічної води (до 300 г/л). З використанням цієї схеми можна одержати концентрат із зольністю 20 – 25% і відходи з зольністю 70 – 80%.

При великому вмісті в збагачуваному матеріалі проміжних фракцій і підвищених вимогах до якості концентрату застосовують технологічну схему з двома послідовними стадіями збагачення в сепараторах КНС (рис. 5.48).

Вибір схеми залежить від речовинного складу вихідної сировини і задач збагачення. Якщо вміст вугільних фракцій у вихідному матеріалі великий, доцільно застосувати схему з одержанням концентрату в першій стадії і перезбагаченням промпродукту в другій стадії (рис. 5.48 *а*). Якщо

вміст породних (особливо тих, що розмокають) фракцій у вихідному матеріалі великий, доцільно застосувати схему з виділенням відвальної породи в першій стадії і перезбагаченням промпродукту в другій стадії (рис. 5.48 *б*).

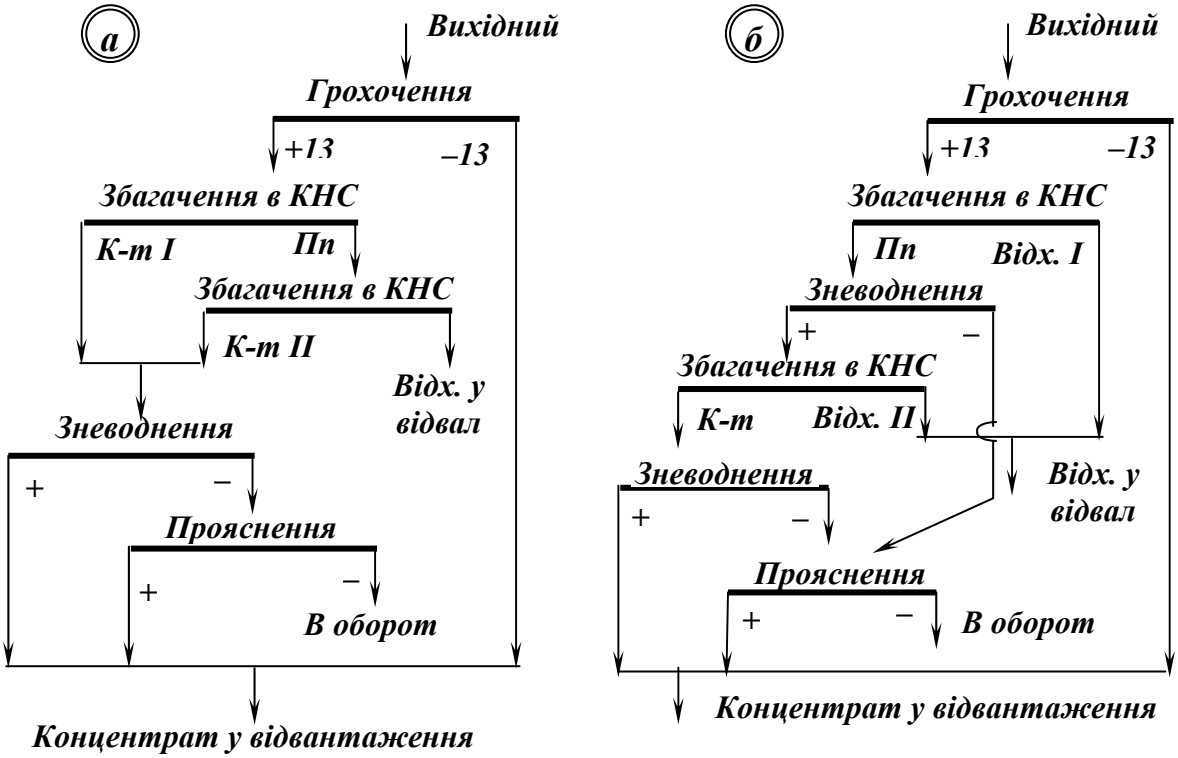


Рис. 5.48 – Двостадійні схеми збагачення вугілля в КНС.
а – при високому вмісті концентратних фракцій;
б – при високому вмісті породних фракцій.

Одностадійні схеми збагачення енергетичного вугілля з використанням сепараторів СШ і СВШ (рис. 5.49) 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.

Протитечійна водна сепарація характеризується порівняно низькими капітальними та експлуатаційними витратами, простотою компонувальних рішень і високою ефективністю процесу.

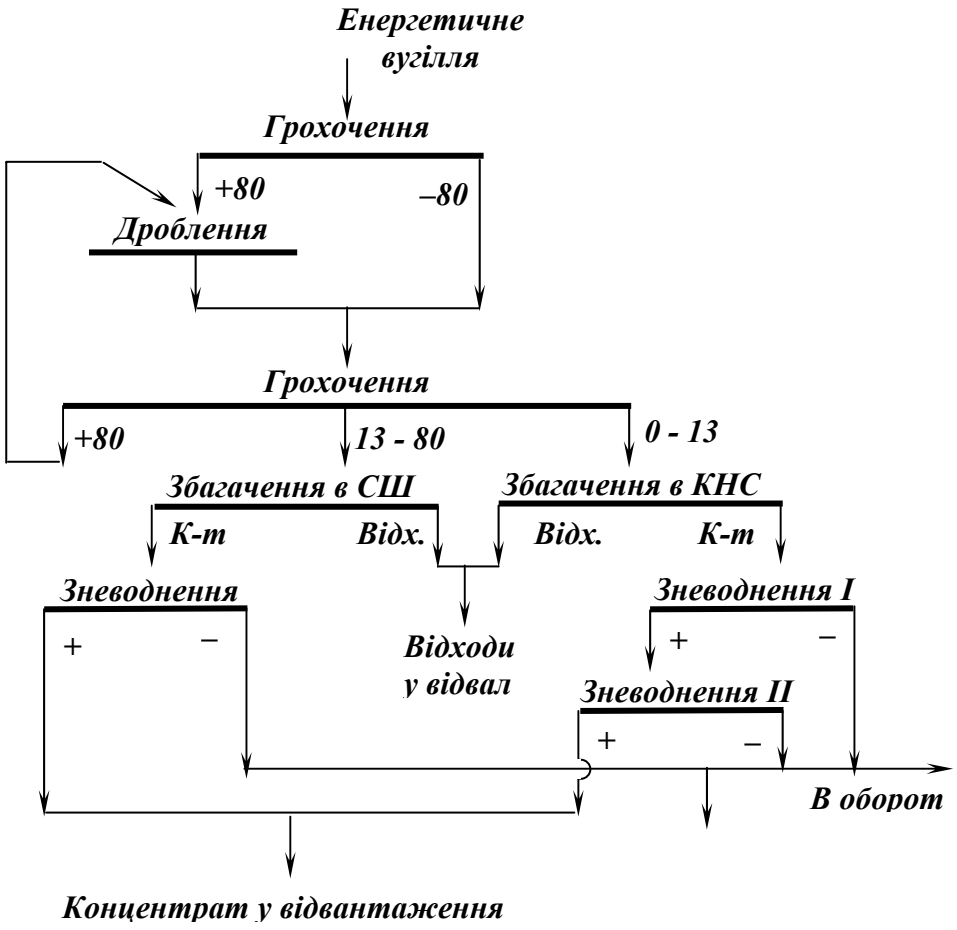


Рис. 5.49 – Схема збагачення енергетичного вугілля.

Протитечійні гравітаційні апарати допускають різні варіанти компоновки двох апаратів з можливістю перечистки будь-якого з продуктів, що виділяється у першій стадії збагачення. Це дозволяє створити достатньо гнучкі і раціональні технологічні схеми в яких повністю враховуються специфічні особливості перероблюваної сировини.

Досвід роботи протитечійних апаратів показав їх надійність при збагаченні вугілля широкого діапазону крупності з високим вмістом породи і зростків. Використання протитечійних апаратів для механізації породовибірки на шахтах, а також для вилучення вугілля з відвальної породи дозволяє значно покращити техніко-економічні показники, додатково залучити до експлуатації частину некондиційних пластів і скоротити втрати вугілля.

5.5. ПНЕВМОЗБАГАЧЕННЯ

5.5.1. Процеси збагачення у повітряному середовищі

Застосування пневматичних процесів збагачення доцільне в суворих кліматичних районах або в районах з недостачею води, а також при переробці корисних копалин, що містять породу, яка легко розмокає з утворенням значної кількості шламів, внаслідок чого порушується процес розділення [15, 21].

Пневматичні процеси протікають у відповідності з законами гравітаційного розділення. Рух тіл у повітряному середовищі аналогічний руху тіл у рідині, суттєва відмінність повітряного середовища від водного – низька густина $\Delta = 1{,}23$ кг/м^3 і мала в'язкість $\mu = 1{,}8 \cdot 10^{-5}$ Па·с.

Повітряне середовище створює незначний опір руху зерен у порівняні з водою, що приводить до збільшення кінцевої швидкості, внаслідок чого шкала класифікації більш вузька.

Особливість процесу пневматичного збагачення полягає в тому, що він відбувається при коефіцієнті розпушення постелі значно більшому, ніж при гідравлічній відсадці, що обумовлюється важчими умовами транспортування продуктів розшарування по робочій поверхні. Для забезпечення нормальної роботи апаратів пневматичного збагачення тиск повітря повинен бути не менше 50 – 80 Па на кожний сантиметр товщини постелі. Відносне переміщення частинок в постелі і їх розшарування залежать в основному від густини. При $\delta \succ \Delta_{ср}$ – частинки переміщуються в нижні шари постелі; при $\delta \prec \Delta_{ср}$ – частинки переміщуються у верхні шари постелі; при $\delta = \Delta_{ср}$ – частинки будуть знаходитися в постелі у зваженому стані. Утриманню кожного шару постелі, що сформувався, у зваженому стані відповідає строго визначена швидкість висхідного потоку повітря.

Процеси пневматичного збагачення характеризуються спрощеною технологією, їх переваги полягають в простоті схем збагачення, менших капітальних витратах, собівартості процесу і енергоємності, одержанні сухих продуктів збагачення і відсутності потреб у воді та операції зневоднення. Основні недоліки пневматичних процесів: вологість збагачуваних матеріалів не повинна перевищувати 5 %, їх збагачуваність повинна бути легкою, точність розділення – низька. Низьку ефективність процесу обумовлюють необхідність ведення процесу пневматичного збагачення при

великих значеннях коефіцієнта розпушення і малій густині повітря. Тому пневматичні процеси мають обмежене застосування – переважно для збагачення бурого та легкозбагачуваного кам'яного вугілля, азбесту і деяких інших корисних копалин з малою густиною.

5.5.2. Машини пневмозбагачення

Пневмозбагачення здійснюється в пневматичних сепараторах і пневматичних відсаджувальних машинах [15, 21].

Пневматичні сепаратори використовують для збагачення вугілля крупністю 6(13) – 50(75) мм легкої збагачуваності.

Пневматичний сепаратор СП-106 (рис. 5.50) складається з односкатної деки ***1***, яка розділена на три поля; дифузорів ***3*** для подачі повітря під деку; рами ***4*** і поворотної рами 5, похилих опор ***6*** і привода ***7*** сепаратора.

На деці, що вкрита рашпільними ситами з отворами трикутної форми розміром 3 мм, укріплені рифлі ***2***, розташовані під кутом до осі сепаратора. Дека розділена на три поля, під якими змонтовані дифузори ***3***, з'єднані повітропроводом ***9*** з вентилятором ***10***. Пульсуючий висхідний потік створюється пульсаторами ***8***, під якими встановлені дросельні заслінки, що призначені для регулювання подачі повітря під кожне поле.

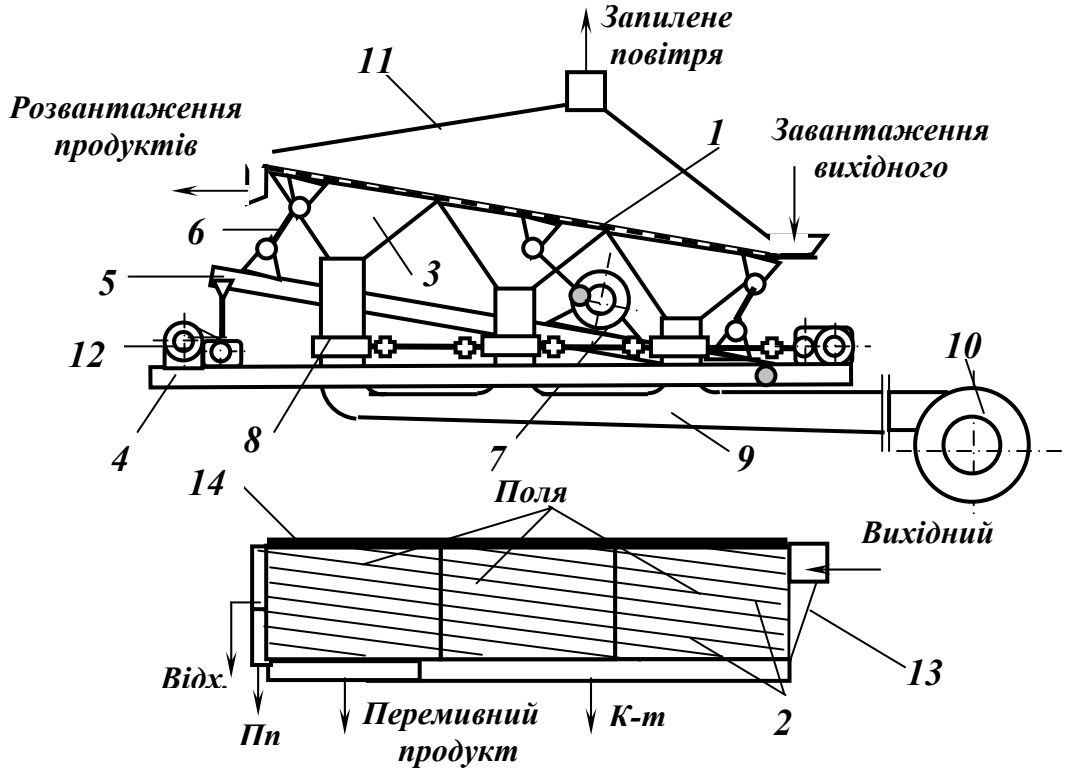


Рис. 5.50 – Схема повітряного сепаратора.

1 – дека; 2 – рифлі; 3 – дифузори ; 4 – рама; 5 – поворотна рама; 6 – похилі опори; 7 – привод сепаратора; 8 – пульсатори; 9 – повітропровід; 10 – вентилятор; 11 – витяжний зонт; 12 – підйомний механізм; 13 – завантажувальний лотік; 14 – відбійний брус.

Над декою встановлений витяжний зонт ***11***.

Привод *7* сепаратора, установлений на рамі ***4***, придає коробу з декою зворотно-поступального руху. Для урівноваження сил інерції коливальних мас короба на ексцентрикових валах привода насаджені дебаланси.

Регулювання подовжнього кута нахилу деки здійснюється підйомом або опусканням поворотної рами за допомогою механізму ***12***.

Вугілля через завантажувальний лотік ***13*** подається в нижню зону деки сепаратора. Під дією висхідного пульсуючого повітряного струменя і коливань деки матеріал розшаровується за густиною і крупністю.

Зерна вугілля, займаючи верхні шари постелі, скочуються через рифлі в поперечному напрямку і розвантажуються уздовж бортів напівдек. Порода осаджується в жолобках між рифлями і переміщається під дією коливальних рухів короба до середини деки до відбійного бруса ***14***, а потім уздовж його до прийомного жолоба. На робочій поверхні утворюється віяло продуктів збагачення (рис. 5.51)

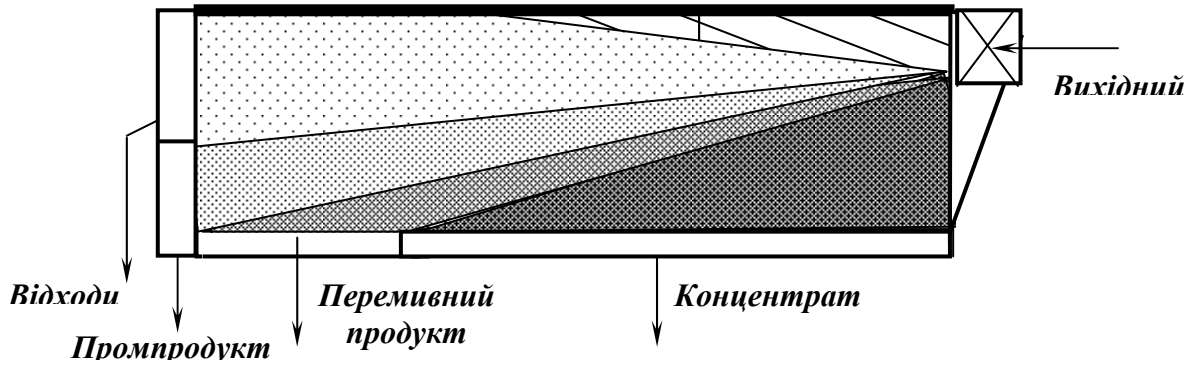


Рис. 5.51 – Схема розподілу продуктів на деці пневматичного сепаратора.

За час сепарації деяка частина матеріалу не встигає розділитися і видаляється з деки у вигляді механічної суміші зерен різної густини і крупності. Ці зерна створюють перемивний продукт і підлягають перезбагаченню разом з вихідним матеріалом.

Сепаратор СП-112 відрізняється від сепаратора СП-106 тільки величиною площі робочої поверхні і відповідно більшою продуктивністю.

Розроблено новий пневмовібраційний *сепаратор ПВМ*, призначений для збагачення вугілля, руд і інших сипких матеріалів густиною до 2,8 т/м^3, крупністю до 75 мм і вологістю до 8 %. Він, у порівнянні з іншими сепараторами, має простішу конструкцію приводу, меншу металоємність, дозволяє оперативно регулювати вібродинамічний режим і є більш зручним в експлуатації і ремонті.

Пневматичні відсаджувальні машини використовують для збагачення дрібного вугілля крупністю до 13 мм і вологістю не вище 5 %.

Відсаджувальна машина ПОМ-2А (рис. 5.52) складається з гермети-

чного корпуса ***1***, у якому під кутом 10 – 11º до горизонту встановлене нерухоме решето ***2***. Під першим решетом змонтоване друге решето ***3*** з отворами 6х12 мм для рівномірного розподілення повітря. Проміжок між решетами розділено перегородками на відсіки і заповнено фарфоровими кулями ***4*** діаметром 14 мм (штучна відсаджувальна постіль). По довжині робоча поверхня складається з трьох основних полів (породного, промпродуктового і концентратного) і додаткового поля попереднього розділення. Поля відділяються одне від одного розвантажувальними камерами ***5***, які обладнані секторними затворами ***6*** і шнеками *7*. Простір під решетами являє собою розподільчу повітряну камеру, до якої повітря надходить від вентилятора. Витрати повітря регулюються дросельними заслінками ***12***. Пульсації повітря створюються ротаційними пульсаторами ***8***. Розрівнювання вихідного матеріалу, що надходить у відсаджувальну машину, здійснюється шарнірно підвішеною зональною плитою ***9***.

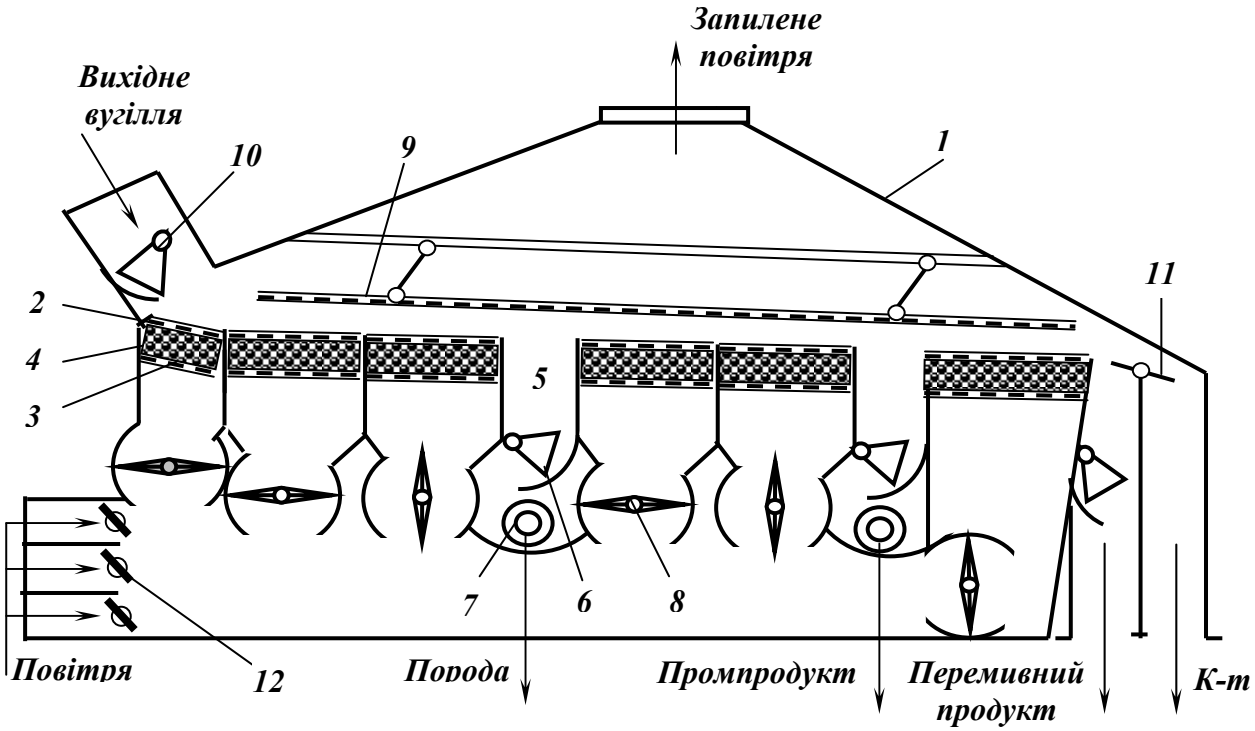


Рис. 5.52 – Схема повітряної відсаджувальної машини.
1 – корпус; 2 – решето верхнє; 3 – решето нижнє; 4 – фарфорові кулі; 5 – розвантажувальна камера; 6 – секторний затвор; 7 – шнек; 8 – ротаційний пульсатор; 9 – зональна плита; 10 – секторний живильник; 11 – відсікач; 12 – дросельні заслінки.

Вихідне вугілля після попереднього розпушення на додатковому полі секторним живильником ***10*** подається на решето відсаджувальної машини. Для розрівнювання і рівномірного розподілення матеріалу по всій робочій поверхні машини передбачена зональна плита ***9***, що являє собою стальну решітку з отворами розміром 50х50 мм.

Висота розташування зональної плити над робочою поверхнею регу-

люється залежно від висоти постелі і вмісту важких фракцій в вихідному продукті.

Під дією пульсацій потоку повітря відсаджувальна постіль розшаровується і переміщується до розвантажувального кінця машини. При збагаченні одержують чотири продукти. Поріг перед другою секцією затримує породу, яка розвантажується із машини через першу розвантажувальну камеру. У другій секції відбувається подальше розшарування матеріалу з виділенням промпродукту, який розвантажується у другу розвантажувальну камеру. Решта матеріалу розшаровується на третій секції і при сході з решета легкі зерна концентрату відділяються від перемивного продукту за допомогою відсікача ***11***. Перемивний продукт повертається у машину на перезбагачення.

Зверху машина закрита витяжним зонтом для відсмоктування запиленого повітря.

Пневматична відсаджувальна машина ПОМ-1 відрізняється від машини ПОМ-2А меншими габаритами і головним чином тим, що пульсації створюються не в кожному окремому відсіку індивідуально, а одним пульсатором для всієї машини.

Одним з нових процесів розділення вугілля в повітряному середовищі є *збагачення в аеросуспензіях*.

Процес збагачення в аеросуспензіях оснований на застосуванні явища псевдозрідження тонкодисперсних сипучих матеріалів під дією висхідного повітряного потоку. Аеросуспензія («киплячий шар»), що створюється при цьому, застосовується як важке середовище для гравітаційного розділення частинок вугілля за густиною. Аеросуспензії за своїми фізико-хімічними характеристиками подібні водним суспензіям.

Як обважнювачі в аеросуспензіях можуть бути використані різні порошкоподібні сипучі матеріали крупністю 0,05–0,15 мм: кварц (пісок), магнетит, галеніт, апатит, оолітова бурозалізнякова руда, гранульований феросиліцій та інші. На базі магнетитових руд і їх концентратів можна одержати аеросуспензії густиною до 2200 кг/м^3. При використанні трикомпонентної суміші (кварц, магнетит, феросиліцій) можна одержати по висоті «киплячого шару» такі зони густин розділення: 1100 – 1400, 1700 – 2200, 2600 – 3300 кг/м^3, що дозволяє за один цикл збагачення розділити вихідний матеріал на чотири продукти.

Схема дослідно-промислового зразка аеросуспензійного сепаратора СВС-100 наведена на рис. 5.53.

Сепаратор складається з корпуса ***1***, в нижній частині якого розміщена пориста плита ***7***. Ця плита (технічна повсть, пориста кераміка) служить для забезпечення рівномірного розташування повітряного потоку на елементарні струминки (цівочки) з мінімальним перетином і створення однорідної аеросуспензії. Під пористу плиту ***7*** через повітряні камери ***6*** вентилятором ***8*** по-

дається повітря, яке при проходженні крізь шар обважнювача, що подається в сепаратор пристроєм ***3***, зважує його і створює аеросуспензію.

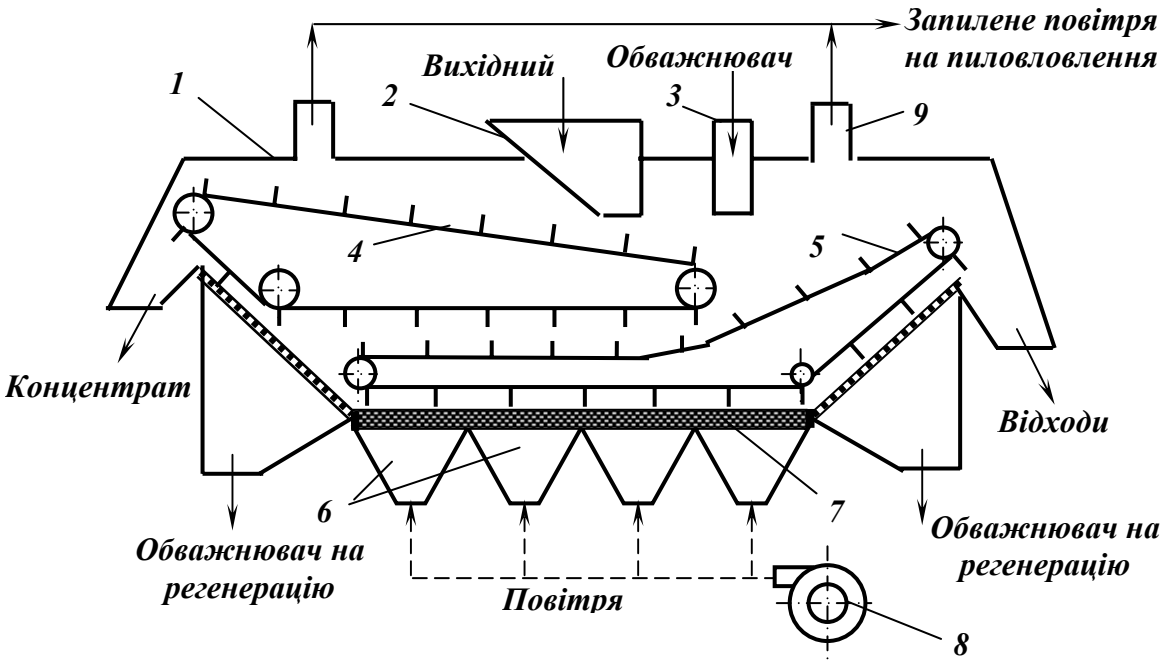


Рис. 5.53 – Схема аеросуспензійного сепаратора.
1 – корпус; 2 – вузол завантаження вихідного вугілля; 3 – вузол завантаження обважнювача; 4 – концентратний скребковий конвеєр; 5 – породний скребковий конвеєр; 6 – повітряні камери; 7 – пориста плита; 8 – вентилятор; 9 – витяжний патрубок.

Вихідне вугілля спеціальним живильником ***2*** подається на поверхню суспензії, де воно розділяється на легкий продукт (концентрат), що видаляється скребковим конвеєром ***4***, і важкий продукт, що видаляється скребковим конвеєром ***5***. Обважнювач відділяється від продуктів збагачення на бокових ситах і направляється на регенерацію. Спосіб регенерації обважнювача вибирається залежно від його фізичних і властивостей характеристики збагачуваного вугілля. Для регенерації обважнювача можна використовувати магнітну і електричну сепарацію.

Запилене повітря відсмоктується через патрубки ***9***. Повітряна система сепаратора повинна функціонувати таким чином, щоб тиск усередині сепаратора (над аеросуспензією) був нижче атмосферного, завдяки чому виключається запилення робочого приміщення.

5.5.3. Технологія пневмозбагачення

Основні технологічні і конструктивні параметри, що впливають на ефективність процесу пневмозбагачення підрозділяють на дві групи: технологічні і конструктивні [15, 21].

Технологічні параметри

До основних технологічних параметрів відносять: гранулометричний і фракційний склад вихідного матеріалу і його вологість.

Вологість вихідного матеріалу за умовами експлуатації повинна бути 5 – 7 % . Підвищення вологості призводить до зниження швидкості розшарування, продуктивності і якості продуктів збагачення, тому що забиваються отвори робочої поверхні і порушується подача повітря.

Крупність вихідного матеріалу впливає на товщину постелі. Збільшення крупності вихідного матеріалу приводить до збільшення товщини постелі і вимагає збільшення витрат і тиску повітря, збільшення амплітуди і зменшення частоти пульсацій.

Гранулометричний склад вихідного матеріалу. При гравітаційному збагаченні вугілля в широкому діапазоні крупності дрібні класи не збагачуються, але їх присутність в пневматичному апараті поліпшує процес розділення інших класів крупності. Тому бажано, щоб в збагачуваному матеріалі було близько 30 % дріб'язку, хоча в той же час відомо, що його присутність погіршує технологічні показники.

Зольність дрібних класів повинна бути невисокою, тому що дрібні класи переходять у концентрат в незбагачуваному стані.

Фракційний склад вихідного матеріалу визначає його збагачуваність, а отже вихід і зольність продуктів збагачення.

Рівномірність навантаження апарата. Подача живлення повинна бути рівномірною, тому що при зниженні навантаження матеріал осідає між рифлями і направляється у відходи, при підвищенні навантаження не всі важкі зерна розташовуються між рифлями і потрапляють у концентрат.

Продуктивність апарата залежить від вологості, збагачуваності і гранулометричного складу матеріалу.

Конструктивні параметри

До основних конструктивних параметрів відносять: характеристику робочої поверхні і коливального режиму.

Висота рифлів сепараторів установлюється залежно від гранулометричного і фракційного складу вихідного матеріалу. Висота рифлів в поперечному напрямі поступово зменшується від розвантажувального борту до відбійного бруса і в подовжньому напрямі – до торця деки. Від висоти рифлів деки залежить рівномірність розподілення матеріалу, від висоти бортових рифлів – товщина постелі і швидкість розвантаження концентрату. Ширина простору між рифлями повинна бути не менше потрійного розміру максимальних грудок збагачуваного матеріалу.

Подовжній кут нахилу деки визначає швидкість розвантаження відходів і промпродукту і для сепараторів звичайно складає 6º. Якщо розпушення матеріалу недостатнє і різниця в швидкостях руху вздовж деки нижніх і верхніх шарів постелі не забезпечує необхідної концентрації матеріалу, подовжній кут збільшують до 8º. Для відсаджувальних машин кут подовжнього нахилу деки складає 10 – 11º.

Поперечним кутом нахилу деки сепаратора регулюють швидкість розвантаження концентрату. При оптимальних режимах він складає близько 6º. Якщо при занижених витратах повітря верхні шари постелі слабко розпушені і швидкість їх переміщення недостатня, поперечний кут нахилу деки сепаратора збільшують до 8 – 10º.

Кути нахилу опор сепаратора визначають інтенсивність розпушення шару постелі на деці. Оптимальні результати збагачення досягаються при кутах нахилу деки до горизонту біля завантажувального торця 38 – 45º, біля розвантажувального – 50 – 55º. Зі зменшенням вмісту породи у вихідному матеріалі різниця в нахилах опор деки повинна зростати. Завдяки зменшенню різниці в нахилах опор забезпечується накопичення важких фракцій біля розвантажувального торця і внаслідок цього – одержання чистих відходів.

Витрата повітря залежить від гранулометричного і фракційного складу вихідного матеріалу. Повітря повинно розподілятися рівномірно по всій деці. При недостатній витраті повітря і нерівномірному його розподіленні по площі деки ефективність збагачення різко знижується. Надмір повітря приводить до місцевого здуття і заглиблень, наслідком чого є перемішування постелі. Чим більша крупність, вологість і збагачуваність вугілля, а також висота постелі, тим більшими повинні бути витрати і тиск повітря.

Частота і амплітуда коливань деки сепаратора впливає на ступінь розпушення постелі і продуктивність апарата. Вона встановлюється залежно від вмісту породи у вихідному матеріалі і його вологості. Чим більша частота коливань деки, тим швидше відбувається розвантаження відходів.

Амплітуда коливань деки визначається ексцентриситетом приводного валу і параметрами кінематичної схеми машини, при встановленому положенні опор вона складає 6 – 10 мм.

Область застосування. Пневмосепарація дозволяє переробляти матеріал крупністю 6 – 50 або 13 – 75 мм, пневмовідсадка – крупністю до 13 мм. Технологічні схеми відрізняються простотою. Для вугілля легкої збагачуваності з малозольним дріб'язком може бути застосована схема з глибиною збагачення 6 або 13 мм (рис. 5.54 *а*). Крупний клас + 6 (+13) мм збагачується в пневмосепараторах, а дрібний – 6 (– 13) мм приєднується до концентрату в незбагачуваному виді. Пневматичне збагачення простіше і дешевше гідравлічного, але ефективність його значно нижча.

Пневмозбагачення в зв'язку з низькою технологічною ефективністю і чутливістю до вологості і збагачуваності вихідного матеріалу одержало деяке застосування при переробці бурого вугілля, а також кам'яного вугілля в районах з суворими кліматичними умовами або з обмеженими водними ресурсами.

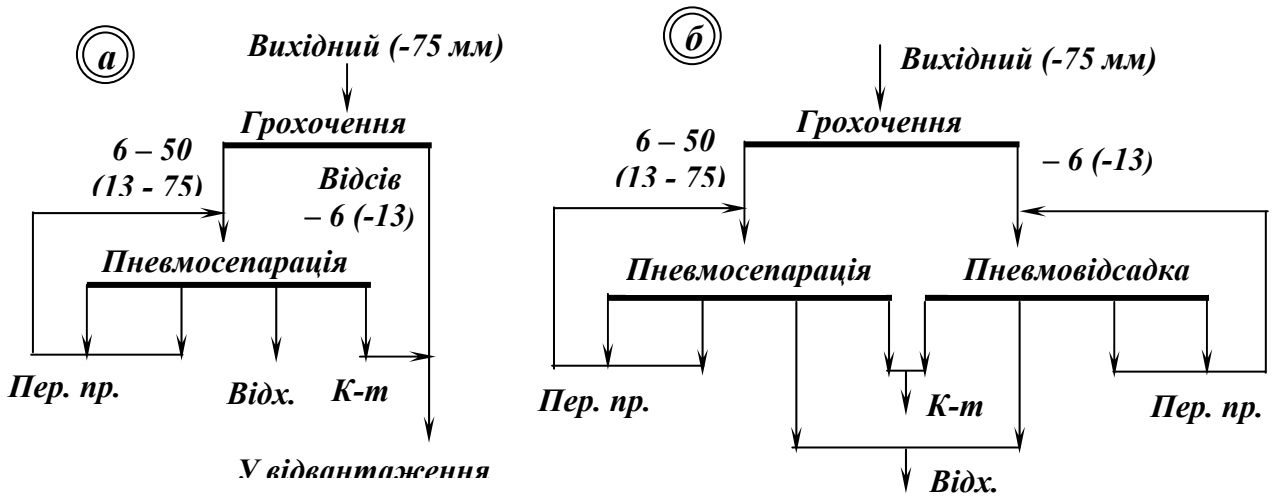


Рис. 5.54 – Схеми пневмозбагачення вугілля.
а –збагачення класу крупності 6 (13) мм; *б* – збагачення всього вихідного матерілу.

Для вугілля з підвищеною зольністю передбачається схема (5.54 ***б***), що включає пневмосепарацію крупного класу і пневмовідсадку – дрібного.

Пневмозбагачення дозволяє одержати 10 – 15 % відвальних відходів і знизити зольність в концентраті на 5 – 7 % в порівнянні з вихідним матеріалом.

6. ФЛОТАЦІЙНИЙ МЕТОД ЗБАГАЧЕННЯ

6.1. Сутність процесу флотації і галузі використання

Флотація – процес збагачення, який базується на відмінності розділюваних компонент за поверхневими фізико-хімічними властивостями, що обумовлює вибіркову здатність деяких мінералів до закріплення на поверхні розділу рідина – газ. Закріплення мінеральних зерен на поверхні розділу рідина – газ залежить у першу чергу від змочуваності їх поверхні водою [1, 7, 11, 17].

Змочуваність – властивість рідини взаємодіяти з твердою поверхнею, яка обумовлена молекулярними силами притягання. Змочуваність залежить від величини вільної поверхневої енергії твердого тіла. При великому запасі вільної поверхневої енергії поверхня частинки добре змочується водою, при малому – погано. За змочуваністю водою поверхні твердих тіл класифікують на незмочуванні – гідрофобні і добре змочувані водою – гідрофільні.

Відомо декілька способів флотації: масляна, плівкова і пінна. Крім того, існує пінна сепарація та збагачення флотогравітаційними процесами.

Масляна флотація полягає у вибірковому прилипанні гідрофобних частинок до крапель масла у пульпі. Комплекси «мінерал-масло», які при цьому утворюються, спливають на поверхню пульпи, оскільки густина цих комплексів менше густини води. На поверхні пульпи ці комплекси утворюють шар масляного продукту. Не змочувані маслами частинки залишаються у пульпі у завислому стані – це камерний продукт. Але процес масляної флотації не знайшов широкого застосування в практиці збагачення через значні витрати дорогого масла.

Плівкова флотація – процес розділення мінералів на поверхні води в залежності від змочуваності тонкоподрібнених частинок, що обережно подаються на поверхню води. Тонка плівка, утворена на поверхні води за допомогою флотаційних реагентів, утримує природно гідрофобні частинки. А гідрофільні – тонуть. Самостійного значення процес плівкової флотації не має, він застосовується рідко, в основному, в процесі флотогравітаційної доводки олов'яних і вольфрамових концентратів.

Пінна флотація – найбільш поширений різновид флотації. Пінна флотація основана на здатності погано змочуваних водою мінеральних частинок (гідрофобних) прилипати до бульбашок повітря, які виникають при аерації пульпи. Комплекси «мінерал-повітря» спливають на поверх-

ню пульпи, утворюючи пінний продукт. Змочувані водою мінеральні частинки залишаються завислими у пульпі і утворюють камерний продукт. Для підсилення різниці в змочуваності мінеральних частинок пульпа обробляється спеціальними флотаційними реагентами – збирачами.

Пінна сепарація – процес розділення мінеральних частинок за їх змочуваністю при проходженні зверху вниз крізь шар рухомої піни, яка утворюється на поверхні аерованої рідини. Гідрофобні частинки концентруються у верхніх шарах піни, а гідрофільні вимиваються з піни потоком рідини, яка подається з потоком живлення на піну зверху. В піні створюються умови протитечійного руху частинок і бульбашок, що інтенсифікує процес розділення. Пінна сепарація має багато переваг у порівнянні з флотацією (менші тривалість, енерго- та металомісткість, більша крупність флотованих частинок), але широкого розповсюдження вона не одержала.

Флотогравітація – комбінований процес збагачення, який поєднує флотацію і гравітацію. Флотогравітація здійснюється на апаратах для гравітаційного збагачення (концентраційних столах, гвинтових сепараторах, відсаджувальних машинах та інших), в яких, завдяки обробці флотаційними реагентами і введенню до пульпи бульбашок повітря, утворюються аерофлокули певних мінералів, що мають меншу густину, ніж частинки, які не взаємодіють з повітряними бульбашками. Відмінність у густині, яка створюється при цьому, сприяє більш ефективному розділенню мінералів, ніж при звичайному гравітаційному збагаченні. В промисловості флотогравітацію використовують в основному для виділення сульфідних мінералів з гравітаційних олов'яних і вольфрамових концентратів.

6.2. Фізико-хімічні основи флотації

Флотаційна пульпа являє собою багатофазну систему. Вона складається з твердої «Т» фази (дрібні мінеральні частинки), рідкої «Р» фази (вода) і газоподібної «Г» фази (бульбашки повітря). Результати флотаційного збагачення залежать від властивостей і структури фаз [7, 11, 17].

Всі речовини, що входять до складу рідкої фази пульпи, і речовини мінеральних комплексів залежно від властивостей і структури молекул поділяють на аполярні (неполярні), полярні і гетерополярні.

Аполярні речовини – сполуки, в молекулах яких електричні центри позитивних і негативних зарядів збігаються, тому кінці молекул електронейтральні. До аполярних речовин відноситься багато органічних рідин з симетричною будовою молекул (напр., насичені вуглеводні) і тверді речовини з насиченими ковалентними зв'язками. Аполярні речовини у воді не розчинюються, хімічно малоактивні і гідрофобні.

Полярні речовини – сполуки, в молекулах яких електричні центри позитивних і негативних зарядів не збігаються: один кінець молекули несе позитивний заряд, другий – негативний. Полярні речовини хімічно активні і при розчиннені у воді дисоціюють на йони. До полярних речовин відносяться неорганічні кислоти і їх солі, вода та ряд природних мінералів. Тверді полярні речовини гідрофільні.

Гетерополярні речовини – сполуки, молекули яких складаються з полярних і неполярних груп атомів, вони володіють одночасно властивостями полярних і неполярних сполук. Полярні кінці молекул гідрофільні і змочуються водою, а неполярні – гідрофобні і не змочуються водою. До гетерополярних речовин відноситься багато флотаційних реагентів. У флотаційній пульпі гетерополярні речовини адсорбуються на межі розділу фаз і створюють точно орієнтований шар. Орієнтація молекул залежить від полярності фаз: аполярний кінець гетерополярної молекули завжди спрямований у бік менш полярної фази.

Процес флотації здійснюється у результаті так званого *елементарного акту флотації* (прилипання мінеральних частинок до бульбашок повітря). В основі елементарного акту флотації лежать фізико-хімічні явища, що протікають на межі розділу трьох фаз – твердої, рідкої і газоподібної. Найбільш важливі з них – змочуваність поверхні твердої фази і зміна її властивостей при сорбції флотореагентів.

Флотованість мінералів пояснюється на основі теорії гідратних шарів. Гідратний шар складається з упорядкованих диполів води, які знаходяться на межі розділу двох фаз. При великій товщині гідратного шару поверхня мінералу – *гідрофільна* (змочується водою), при малій – *гідрофобна* (не змочується водою). Кількісною оцінкою змочуваності служить *крайовий кут змочуваності*, який утворюється дотичною до поверхні краплі (або бульбашки повітря) і поверхнею мінералу (рис. 6.1).

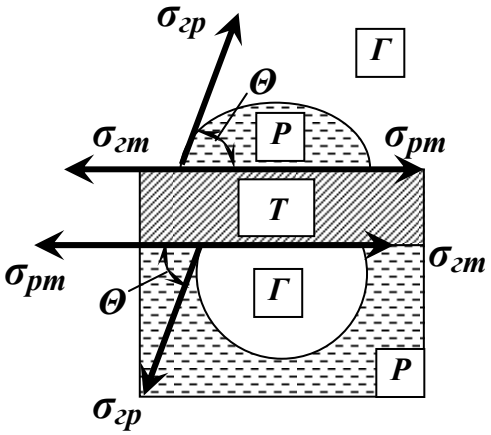


Рис. 6.1 – Схема сил поверхневого натягу на межі розділу трьох фаз.

Величина крайового кута змочуваності Θ змінюється від 0 до 180º. Крайовий кут змочуваності залежить від сил поверхневого натягу на поверхні розділу фаз. Лінія, по якій поверхня розділу «газ-рідина» стикаєть-

ся з поверхнею твердого тіла, називається периметром змочування. Розтікання краплі води по поверхні мінералу припиниться при зрівноваженні сил поверхневого натягу:

$$-\sigma_{гт} + \sigma_{рт} + \sigma_{гр} \cdot \cos\Theta = 0,$$

звідки

$$\cos\Theta = (\sigma_{гт} - \sigma_{рт}) / \sigma_{гр}, \qquad (6.1)$$

де $\sigma_{гт}, \sigma_{рт}, \sigma_{гр}$ – поверхневий натяг на межі розділу фаз «газ – тверде», «рідина – тверде» і «газ – рідина», Н/м.

Менші значення крайового кута змочування відповідають гідрофільним поверхням, які добре змочуються водою. Навпаки, гідрофобним частинкам, на поверхні яких молекули води утримуються неміцно, відповідають більші значення крайового кута змочування. З поверхні гідрофобних частинок повітря легко витискує воду, а з поверхні гідрофільних частинок вода легко витискує повітря.

Таким чином, сила прилипання залежить від ступеня гідрофобності поверхні частинки, величини бульбашки і густини пульпи. Сила прилипання частинки до бульбашки повітря описується рівнянням:

$$F = W\Delta_n g + \frac{\pi d^2}{4} \cdot \left(\frac{2\sigma_{гр}}{R} - H\Delta_n g \right), \text{ Н}, \qquad (6.2)$$

де W – об'єм бульбашки, м^3; Δ_n – густина пульпи, кг/м^3; g – прискорення вільного падіння, м/с^2; d – діаметр периметра злипання повітряної бульбашки з твердою поверхнею, м; $\sigma_{гр}$ – поверхневий натяг на межі повітря–вода, Н/м; R – радіус верхньої частини повітряної бульбашки, м; H – висота бульбашки, м.

Зміна змочуваності при флотації здійснюється введенням у пульпу флотаційних реагентів. Флотаційні реагенти впливають на гідратні шари і змінюють їх товщину та стійкість. Підготовка мінеральної сировини до флотації полягає у обробці в пульпі поверхні природно гідрофобного матеріалу аполярними реагентом-збирачем, що приводить до суттєвого збільшення гідрофобності цих частинок і, відповідно, гідрофільно-гідрофобної контрастності розділюваних компонент.

Велике значення для успішної флотації мінеральних частинок має *аерація пульпи* – насичення її повітряними бульбашками. Аерація пульпи здійснюється безпосереднім введенням в неї повітря і виділенням газів на поверхні твердих частинок. Повітряні бульбашки при флотації мають розмір від 0,05 до 1 мм.

Завершальна фаза флотаційного процесу після утворення і зміцнення комплексу «мінеральна частинка – повітряна бульбашка» – утворення

мінералізованої піни. Мінералізована піна утворюється завдяки спливанню і накопиченню флотаційних комплексів на поверхні пульпи. Для формування дрібних повітряних бульбашок, а також для попередження їх коалесценції (злипання) в об'єм пульпи вводять поверхнево-активні реагенти – спінювачі, молекули яких адсорбуються на межі розділу «газ – рідина» і зменшують поверхневий натяг.

Таким чином, процес флотації включає адсорбцію реагентів на границях розділу «рідина – тверде» і «газ – рідина», прилипання частинок до повітряних бульбашок і утворення мінералізованої піни.

6.3. Флотаційні реагенти

Флотаційний процес не може бути здійснений ефективно без застосування флотаційних реагентів, тому що число природно-гідрофобних мінералів обмежене, але навіть при їх флотації необхідно введення збирачів, спінювачів і інших реагентів[7, 11, 17, 18].

Реагенти, які застосовуються при флотації, забезпечують високу селективність, стабільність і ефективність флотаційного процесу. Дія флотаційних реагентів дозволяє в широкому діапазоні змінювати поверхневі властивості мінералів, що робить флотацію універсальним методом збагачення корисних копалин.

Склад флотаційних реагентів дуже різноманітний. До їхнього числа входять органічні і неорганічні сполуки, кислоти і луги, солі різного складу, речовини, які добре розчинні і практично нерозчинні у воді. Залежно від призначення усі флотаційні реагенти ділять на три групи: *збирачі* або *колектори, спінювачі* або *піноутворювачі* і *модифікатори*. Реагенти останньої групи у свою чергу підрозділяють на *активатори, депресори* і *регулятори середовища*.

Збирачі – речовини, що мають здатність до сорбції на межі розділу фаз «рідина (вода) – тверде (поверхня мінеральної частинки)», в результаті чого збільшується крайовий кут змочування флотованого мінералу і його гідрофобність, що забезпечує необхідне прилипання мінеральних частинок до повітряних бульбашок.

Усі збирачі залежно від їхньої структури підрозділяються на дві основні групи: гетерополярні і аполярні.

Гетерополярні збирачі розділяють на аніон-активні і катіон-активні залежно від знака заряду адсорбційно-активної частки молекули збирача. Залежно від розчинності у воді гетерополярні збирачі можуть бути йоногенні і нейоногенні.

Аніон-активні гетерополярні збирачі ділять на *оксигідрильні* і *сульфгідрильні*. До оксигідрильних збирачів відносяться жирні кислоти та їх со-

лі (мила), алкілсульфати, алкіл- і арилсульфонати. До сульфгідрильних збирачів відносяться ксантогенати, меркаптани, дитіофосфати та ін.

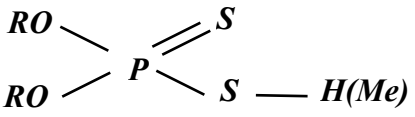
До групи жирних кислот входять такі реагенти: олеїнова кислота, олеат натрію, сульфатне мило, талове масло, окиснені нафтопродукти та ін. Активною часткою цих реагентів є вищі карбонові кислоти з спільною формулою *R–COOH* і їх солі *R–COOMe*, де *R* – вуглеводневий радикал з числом атомів вуглецю від 12 до 18 ($C_{12} – C_{18}$). Жирні кислоти погано розчинюються у воді, а їх мила добре з утворенням аніону $R – COO^-$. Жирні кислоти подають у процес у вигляді водних емульсій, а їх мила – у вигляді водних розчинів. Реагенти цієї групи можуть флотувати усі окиснені мінерали. В практиці збагачення корисних копалин ці реагенти використовують при флотації полярних мінералів, які мають у своєму складі катіони кальцію, стронцію, барію, а також при флотації окиснених мінералів кольорових і чорних металів – карбонатів, сульфатів та оксидів.

Алкілсульфати, алкіл- і арилсульфонати являють собою сульфокислоти і їх солі – похідні сірчаної кислоти і вуглеводних сполук. У полярній групі молекули вони містять сірчанокислий залишок SO_3. У молекулах алкілсульфатів атом сірки кислотного залишку зв'язаний з атомом вуглецю безпосередньо *R–SO₃Me*, у сульфонатах через кисневий місток *R–O – SO₃Me*. Алкілсульфати, алкіл- і арилсульфонати добре розчинюються у воді, практично повністю дисоціюють на йони, стійкі до гідролізу. Вони використовуються переважно у суміші з іншими аніонними, катіонними і аполярними збирачами при флотації залізних, берилієвих, хромових, марганцевих та інших окиснених кальційвмісних мінералів і розчинних солей.

Ксантогенати є найбільш поширеними збирачами при флотації руд кольорових металів. Вони являють собою калієві або натрієві солі ксантогенових кислот і мають спільну формулу *RO–C–S₂Me*. Залежно від будови радикалу *R* ксантогенати називають метиловий, етиловий, пропіловий і т.д.

Меркаптани у хімічному відношенні є спиртами або фенолами, але в молекулах цих спиртів або фенолів гідроксильна група *OH* замінена сульфгідрильною *SH,* спільна формула меркаптанів *R–SH* або *R–SMe*. Назва меркаптану залежить від назви радикалу *R*, що входить до складу його молекули: етилмеркаптан, фенілмеркаптан і т.д. Меркаптани погано розчинюються у воді, мають дуже сильний і неприємний запах, тому використовуються рідко.

Дитіофосфати відомі під назвою аерофлоти. Вони є похідними дитіофосфорної кислоти і представлені діарил- і діалкілдитіофосфорними кислотами і їх солями. Дитіофосфати містять два радикали, їх спільна формула:



Водень у полярній групі може замінятися калієм, натрієм або групою NH_4. Залежно від цього аерофлот називається калієвим, содовим або амонієвим, етиловим або фенольним. Аерофлоти бувають рідкими і твердими, з рідких найбільше поширення одержав крезиловий аерофлот, а з твердих – содовий. Аерофлоти використовують для флотації сульфідних мінералів.

Катіон-активні збирачі є похідними аміаку, у якому атоми водню усі або частково замінені вуглеводневими радикалами. Залежно від числа замінених атомів водню аміни діляться на:

первинні $R-NH_2$, вторинні $\begin{matrix} R \\ R \end{matrix}\!\!>\!NH$,

третинні $R-N\begin{matrix} R \\ R \end{matrix}$, четвертинні $\begin{matrix} R \\ R \end{matrix}\!\!>\!N\!<\!\begin{matrix} R \\ R \end{matrix}\!\!-OH$.

За своєю будовою аміни – органічні сполуки. Аміни з коротким радикалом добре розчинюються у воді, зі збільшенням довжини вуглеводневого радикалу розчинність амінів зменшується.

Як збирачі найбільш часто застосовують первинні аліфатичні аміни і четвертинні амонієві луги. Катіонні збирачі використовують при флотації силікатів, алюмосилікатів і оксидів, для яких аніонні збирачі недостатньо ефективні. Однак відносно висока вартість і токсичність катіонних збирачів перешкоджають їхньому широкому використанню.

Аполярні збирачі являють собою вуглеводні. Вони хімічно не взаємодіють з поверхнею мінералів, майже не розчинюються у воді, не дисоціюють на йони. Аполярні речовини володіють вибірковою здатністю закріплюватися на поверхні природно або штучно гідрофобних мінералів і підвищувати їхню гідрофобність. Аполярні збирачі закріплюються на поверхні мінералів в молекулярній формі за рахунок сил Ван-дер-Ваальса (фізична адсорбція). Ці збирачі використовуються для флотації мінералів з високою природною флотованістю – вугілля, талькові, сірчані, графітові та інші руди, а також спільно з гетерополярними збирачами при флотації багатьох корисних копалин. Аполярні збирачі вводять у пульпу у вигляді водних емульсій. До цієї групи флотаційних реагентів належать різні вуглеводні масла, які одержують при переробці нафтопродуктів та вугільних смол (гас, трансформаторне, солярове та інші масла, мазут, природна нафта і т.д.).

Спінювачі – речовини, що мають здатність до сорбції на межі розділу фаз «рідина (вода) – газ (повітря)», в результаті чого зменшується поверхневий натяг, що сприяє збереженню повітряних бульбашок в дисперсному стані і запобігає їх коалесценції. Спінювачі збільшують стійкість

флотаційної піни за рахунок підвищення стійкості мінералізованої бульбашки, яка спливає на поверхню.

Спінювачі сприяють диспергуванню повітря в об'ємі флотаційної пульпи і стабілізуванню піни на її поверхні. Спінювачі мають гетерополярну будову. Гетерополярні молекули спінювачів складаються з аполярного радикалу достатньої довжини (5 – 10 атомів вуглецю в радикалі) з однією або декількома полярними групами: карбоксильною (*–COOH*), карбонільною (*–C–O*), гідроксильною (*–OH*), аміногрупою ($–NH_2$), сульфогрупою ($–SO_2OH$) та ін. Полярна група спінювача взаємодіє з водою й тим самим утруднює коалесценцію бульбашок у об'ємі пульпи і у шарі піни.

У хімічному відношенні спінювачі є похідними органічних вуглеводних сполук і можуть бути аніонними, катіонними і нейоногенними. При подачі спінювачів у флотаційний процес підвищується стабільність і дисперсність пін, а також відбувається збільшення ступеня аерації пульпи за рахунок зниження швидкості підйому бульбашок і накопичення їх у пульпі.

Правильний вибір спінювача дозволяє суттєво підвищити результати флотації. Це обумовлено тим, що швидкість флотації, перечищення у шарі піни і циркуляція твердої фази у значному ступені визначаються властивостями піни. При цьому ефективне одночасне застосування двох спінювачів: одного – активного стабілізатора піни і диспергатора повітря, другого – активного диспергатора, але слабкого стабілізатора піни.

Залежно від характеру впливу водневого показника (*pH*) розрізняють основні, кислі і нейтральні спінювачі. Основні спінювачі мають максимальну піноутворюючу здатність у лужному середовищі. Піноутворююча здатність кислих спінювачів знижується з підвищенням лужності пульпи. До кислих спінювачів належать фенольні реагенти (крезол, ксиленол, феноловмісні деревні масла і ін.), а також алкіларилсульфонати (детергенти, азоляти). Найбільшу групу складають нейтральні спінювачі, які підрозділяються на ароматичні і аліциклічні спирти (Т-66, ІМ-6-8 і ін.) і нейтральні реагенти, які містять речовини з ефірними зв'язками (ОПСБ, діалкілфталати, масло Х і ін.).

Модифікатори *(активатори, депресори* і *регулятори середовища)* – флотаційні реагенти, що використовуються для регулювання взаємодії збирача з мінералами з метою збільшення або зменшення гідрофобізації їх поверхні. Завдяки застосуванню модифікаторів підвищується селективність флотаційного процесу.

У одних випадках модифікатор (*активатор*) діє безпосередньо на поверхню визначеного мінералу і сприяє взаємодії цього мінералу зі збирачем, у результаті чого підвищуються показники флотації. У іншому випадку модифікатор (*депресор*), навпаки, погіршує гідрофобізацію мінералу збирачем, що приводить до погіршення флотації визначеного мінералу.

Крім того, модифікатор безпосередньо впливає на стійкість гідратних шарів біля поверхні мінералу і тим самим змінює флотованість незалежно від дії збирача. Як активатори, так і депресори у більшості випадків є неорганічними речовинами.

До модифікаторів відносяться також *регулятори середовища*. Регулятори середовища створюють сприятливе середовище для флотації одних мінералів і несприятливе – для флотації інших мінералів. Дія цих реагентів виявляється в забезпеченні необхідного для флотації йонного складу пульпи, зміні концентрації водневих йонів або розчинних солей, збереженні дисперсності частинок шламів для поліпшення умов флотації і створенні оптимальних умов для дії збирача, активатора, депресора.

Модифікатори вибірково змінюють гідратованість поверхні частинок, в результаті чого у свою чергу змінюється взаємодія збирача з мінералами або на мінеральній поверхні утворюється гідрофільне чи гідрофобне покриття.

Використання модифікаторів дозволяє збільшити селективність дії збирача на мінерали і таким чином забезпечується їх чітке розділення при флотації. При введенні у пульпу модифікатора збирач гідрофобізує одні мінерали і не впливає на інші. Як модифікатори використовуються різні за складом, структурою і властивостями хімічні сполуки (солі, кислоти, луги, електроліти, органічні і неорганічні речовини). Модифікатори взаємодіють з мінералами, збирачами і йонами, що присутні у пульпі, при цьому характер взаємодії може бути таким:

– модифікатори діють безпосередньо на поверхні мінералу і змінюють її хімічний склад. При використанні активатора досягається посилення взаємодії збирача з мінералом, при використанні депресора – припинення;

– модифікатори можуть витискувати збирач, що закріпився на поверхні мінералу, і таким чином припиняти його флотацію;

– модифікатори спроможні змінювати флотованість мінералів незалежно від їх взаємодії зі збирачем. Сорбція йонів або молекул модифікатора вільними від збирача ділянками поверхні мінералу змінює гідратацію цієї поверхні. Зниження гідратації приводить до підвищення гідрофобності мінеральної поверхні і посилення дії збирача. Підвищення гідратації приводить до протилежного результату;

– деякі модифікатори можуть у широкому діапазоні змінювати лужність середовища, у якому здійснюється взаємодія збирача з мінералом, і таким чином впливати на флотацію.

У практиці флотації використовують:

– *активатори*: мідний купорос $CuSO_4 \cdot 5H_2O$ (активація сфалериту), сульфід натрію Na_2S (активація окиснених мінералів руд кольорових металів), сірчану кислоту H_2SO_4 (активація піриту), луги (активація силіка-

тів) і ін. Активатори поліпшують взаємодію реагентів-збирачів з поверхнею визначених мінералів за рахунок утворення на поверхні мінералів плівки, на якій закріплюється збирач; закріплення йонів-активаторів, з якими потім взаємодіє збирач; розчинення і видалення з мінеральної поверхні вторинної гідрофільної плівки з подальшою взаємодією збирача з свіжеоголеною поверхнею;

– *депресори*: ціанід натрію $NaCN$ (депресія сфалериту, піриту, сульфідів міді), біхромат калію K_2CrO_7 (депресія сульфідів свинцю), силікат натрію Na_2SiO_3 (депресія кварцу і інших породних мінералів), вапно CaO (депресія піриту), сульфід натрію Na_2S (депресія сульфідних мінералів) і ін. Депресори використовуються для підвищення селективності флотаційного процесу за рахунок розчинення поверхневих сполук збирача; витиснення йонів збирача іонами депресора і утворення ним з іонами мінералу важкорозчинної гідрофільної сполуки; утворення гідрофільної сполуки на ділянках поверхні не зайнятої збирачем; зв'язування збирачів в нерозчинні сполуки;

– *регулятори середовища*: луги і кислоти (вапно CaO , їдкий натр $NaOH$, сода Na_2CO_3, сірчана кислота H_2SO_4 і ін.) змінюють pH середовища і таким чином впливають на процес флотації.

6.4. Підготовка пульпи до флотації

Основними технологічними характеристиками рудної пульпи є: склад і властивості мінеральних частинок; дисперсність твердої фази – крупність частинок і їхня питома поверхня; склад рідкої фази, тобто водного розчину, який утворює дисперсійне середовище пульпи; густина. в'язкість і гідродинаміка пульпи; насиченість пульпи повітряними бульбашками і дисперсність останніх; склад, структура, електрична характеристика і інші властивості поверхні мінеральних частинок в її динамічній рівновазі з водним середовищем; ступінь стабільності пульпи, явища коагуляції і флокуляції, тобто утворення агрегатів твердих частинок; склад, структура і властивості поверхні водної фази біля границі з повітряними бульбашками [16, 17].

Задачею підготовки пульпи руд кольорових металів при їх флотаційному збагаченні є: уніфікація властивостей численних мінералів кожного металу, щоб забезпечити ефективне їх вилучення в однойменні концентрати; нейтралізація шкідливого впливу на флотацію солей що обумовлюють твердість води і солей важких металів, вохристо-глинистих первинних і вторинних шламів; оптимізувати умови флотації частинок різної крупності.

Сульфідні і окиснені мінерали суттєво відрізняються за характером вільних, ненасичених зв'язків на їхній поверхні. Чим більше частка йон-

ного зв'язку в ґратці мінералу в порівняні з ковалентним, тим активніше його поверхня буде взаємодіяти з дипольними молекулами води, міцніше будуть гідратні шари, що утворюються на поверхні мінералу, і тим гірше, при інших рівних умовах, його флотаційна здатність. Уніфікація властивостей окиснених і сульфідних мінералів кольорових металів досягається застосуванням реагентів-сульфідизаторів. Як сульфідизатор найчастіше використовують сірчаний натрій Na_2S, гідросульфід натрію $NaHS$ або їхню суміш. В результаті взаємодії сульфідних йонів з поверхнею мінералів кольорових металів на них з'являється плівка сульфідів міді, свинцю або цинку, більш або менш однакова для усіх мінералів даного металу, внаслідок чого їхні поверхневі і флотаційні властивості зближуються. Крім того, застосування сульфідизатора приводе до видалення з рідкої фази пульпи солей важких металів, що сприяють активації породних мінералів і мінералів, які депресуються, а також підвищує витрати збирача за рахунок осадження його у вигляді важкорозчинних сполук.

Шкідливий вплив солей твердості і лужноземельних металів виявляється в осадженні оксигідрильних збирачів з розчину у вигляді осадів важкорозчинних мил, активації флотації породних мінералів, труднощів при сульфідизації і наступній флотації окиснених мінералів свинцю, міді і цинку сульфгідрильними й катіонними збирачами. Нейтралізація шкідливого впливу дії цих солей в процесі підготовки пульпи до флотації досягається:

– осадженням солей лужноземельних металів завантаженням соди, фосфатних сполук або рідкого скла. Рідке скло Na_2SiO_3 часто утворює з катіонами лужноземельних металів валентно-насичені сполуки, які депресують карбонатні мінерали породи;

– зв'язуванням солей лужноземельних металів в комплексні йони, що важко дисоціюють, завантаженням солей амонію (напр., сульфату амонію $(NH_4)_2SO_4$).

Одна з основних задач підготовки пульпи – нейтралізація шкідливого впливу на процес флотації шламів, які:

– також як і легкофлотовані породні мінерали можуть значно погіршити якість концентратів;

– при налипанні на поверхню крупних зерен покривають її гідрофільним шаром шламових частинок і тим самим різко знижують їхнє вилучення в концентрат;

– мають велику зовнішню поверхню, яка здатна до поглинення або розкладання флотаційних реагентів, що обумовлює збільшення їхньої витрати;

– володіють підвищеною здатністю до розчинення, диспергації і сприяють або активації мінералів, які депресуються, або депресії мінералів, які флотуються, що обумовлює погіршення селективності флотаційного процесу.

На практиці для нейтралізації шкідливої дії шламів при флотації часто застосовують попереднє знешламлення перед подрібненням, у процесі подрібнення, або перед флотацією. У шламах міститься значна кількість переподрібнених корисних мінералів (м'які і крихкі), які необхідно вилучати в умовах спеціального режиму флотації. Іншим способом нейтралізації шкідливої дії шламів є обробка пульпи реагентами-пептизаторами: содою, рідким склом, фосфатами й іншими органічними і неорганічними сполуками. Присутність цих реагентів гідрофілізує поверхню частинок шламів, запобігає їх коагуляції і осадженню на більш крупних зернах мінералів, які флотуються. Ефективність нейтралізації шкідливої дії шламів значно зростає при обґрунтованому виборі схеми і умов подрібнення, які виключають надлишкове переподрібнення мінералів.

Швидкість флотації зерен різної крупності неоднакова: краще за все вилучаються зерна проміжних класів, крупні зерна (крупніше 0,1 мм) і тонкі частинки (менше 0,1 – 0,15 мм) флотуються значно гірше.

Причинами гіршої флотації тонких частинок можуть бути: мала ймовірність зустрічі з бульбашками повітря; недостатня кінетична енергія тонких частинок для подолання енергетичного бар'єру руйнування гідратного прошарку між бульбашкою і частинкою при їх зустрічі; недостатня величина поверхні бульбашок для закріплення на них великої кількості тонких зерен; більш високий ступінь гідрофільності окремих тонких частинок (внаслідок окиснення) або їхніх агрегатів з частинками пустої породи.

Підвищення ефективності вилучення тонких частинок із шламів досягається застосуванням селективної флокуляції тонких часток у флокули оптимального розміру добавками відповідних реагентів. Швидкість флотації таких флокул при емульсійній, агломераційній і інших видах флотації часто більше швидкості частинок звичайної флотаційної крупності.

Основною причиною гіршої флотуємості крупних частинок є великі значення сил, які відривають ці частинки від бульбашок повітря. Для підвищення ефективності флотації крупних зерен необхідно збільшити ймовірність їхнього закріплення, збереження і утримання на бульбашках. Практично це здійснюється застосуванням для флотації грубозернистих матеріалів спеціальних конструкцій флотомашин, які характеризуються малою турбулентністю руху пульпи і невеликими інерційними силами відриву частинки від повітряної бульбашки. Ці принципи реалізовані в машинах пінної сепарації (ФП, ФПС) і, частково, аероліфтно-механічних флотаційних машинах, в яких пульпа подається на пінний шар. В інших конструкціях флотаційних машин (напр., в машинах киплячого шару типу КС, у вібраційних машинах типу ВФМ) передбачене створення висхідних і близьких до ламінарних потоків пульпи, що полегшує підйом крупних частинок при різкому зменшенні інерційних сил відриву. В машинах аерофлокулярної флотації (ФМФ) при обережному перемішуванні й інтен-

сивній аерації пульпи дрібними бульбашками сили відриву порівняно невеликі і має місце закріплення декількох бульбашок на різних ділянках поверхні частинки.

Прагнення створити найбільш сприятливі умови для флотації крупних і тонких частинок знайшло своє рішення у застосуванні схем з роздільною флотацією піскової і шламової фракцій матеріалу, що флотується, особливо при переробці руд з високим вмістом шламів. Застосування схеми з роздільною флотацією піскової і шламової фракцій дозволяє:

– практично повністю усунути шкідливий вплив тонких частинок на флотацію крупних зерен;

– урахувати при розробці реагентного режиму більш високу ступінь окиснення тонких частинок сульфідних мінералів і концентрацію в шламовій фракції мінералів, схильних до переподрібнення;

– здійснити селективну флокуляцію тонких частинок корисних мінералів за допомогою реагентів-флокулянтів або емульсії аполярних реагентів;

– створити найбільш сприятливі умови флотаційного вилучення корисних мінералів як із шламової, так і з піскової фракцій. Крім того, при флотації кожної фракції можуть бути прийняті оптимальні густини пульпи, режими перемішування, умови аерації і піноутворення, тривалість флотації, що дозволяє отримати максимальне вилучення металів.

Використання одного типу флотаційних машин при переробці матеріалу широкого діапазону крупності приводить до того, що основні втрати корисних мінералів у відходах збагачувальних фабрик мають місце внаслідок неякісної флотації крупних або дрібних зерен, або обох – і крупних, і дрібних. Тому при збагаченні руд за складними схемами, які включають цикли флотації крупно- і тонкоподрібнених продуктів, доцільно застосовувати різні типи флотаційних машин.

6.5. Флотаційне обладнання

6.5.1. Флотаційні машини

Флотаційні машини розрізняють за конструктивними ознаками, способом аерації і технологічним призначенням [7, 17]. У більшості випадків при класифікації за визначну ознаку приймають спосіб аерації пульпи (табл. 6.1).

Крім того, флотаційні машини підрозділяють за принципом переміщення пульпи на коритні, колонні і камерні.

Флотаційні машини *коритного типу* складаються з однієї камери витягнутої у довжину. Вихідна пульпа надходить з одного кінця камери і переміщується до протилежного, де видаляються хвости. Піна видаляється

по всій довжині камери самопливом через бокові борти у жолоби. Рівень пульпи у камері однаковий і регулюється швидкістю розвантаження хвостів.

Флотаційні машини *колонного типу* являють собою вертикальні пристрої круглого, прямокутного або еліпсоподібного перетину. Вихідна пульпа звичайно надходить у середню частину колони, концентрат видаляється з верхньої, а хвости з нижньої частини колони.

Таблиця 6.1 – Класифікація флотаційних машин

Тип флотомашини	Спосіб аерації пульпи	Спосіб диспергування пульпи
Механічний	Засмоктування повітря з атмосфери	Мішалки різних конструкцій
Пневмо-механічний	Подача стисненого повітря від вентилятора, компресора і ін.	Мішалки або вібраційні пристрої різних конструкцій
Пневмо-гідравлічний	Самоаерація, або примусова подача стисненого повітря	Різні гідравлічні пристрої
Пневматичний	Подача стисненого повітря від вентилятора, компресора і ін.	Пористі перегородки, перфоровані патрубки
Електро-флотаційний	Електроліз води у машині	—
Машини зі змінним тиском	Виділення розчинених газів з пульпи при зміні тиску	—
Комбінований	Використання декількох способів	Використання декількох способів

Флотаційні машини *камерного типу* складаються з окремих камер, у кожній з яких встановлюється один або декілька аераторів. Залежно від способу переміщення пульпи із попередньої камери у наступну машини цього типу підрозділяються на камерні, прямотечійні камерні і камерно-прямотечійні.

У *камерних машинах* рівень пульпи регулюється у кожній камері. Пульпа з однієї камери у іншу потрапляє через спеціальний розвантажувальний карман. У цих машинах при роботі імпелера утворюється невеликий вакуум, що дозволяє підсмоктувати у аератор промпродукти флотації і, завдяки цьому, здійснювати в одній машині декілька операцій. Недоліками камерних машин є: більш складний нагляд через необхідність регулювання рівня пульпи у кожній камері; обмеження продуктивності машини по потоку продуктивністю імпелера; нестабільність аерації при коливаннях потоку пульпи.

У *прямотечійних камерних машинах* пульпа тече уздовж машини

самопливом і рівень пульпи регулюється тільки в останній камері. При цьому однаковий дебіт пульпи, що проходить через аератор, забезпечує постійність її аерації, і виключає недоліки, які властиві камерним машинам. Для проходження пульпи у міжкамерних перегородках по ширині усієї камери передбачені великі отвори, нижній рівень яких знаходиться на рівні надімпелерного диска, верхній на 300 – 400 мм нижче рівня пульпи. Недоліком прямотечійних машин є зниження рівня пульпи уздовж машини, внаслідок чого у кожній камері встановлюється власна висота пінного порога і власна висота лопатей пінознімача.

Камерно-прямотечійні машини збираються з секцій, які складаються з декількох камер. Перша камера називається всмоктувальною, пульпа подається безпосередньо на імпелер. Інші камери секції встатковують як прямотечійні. Рівень пульпи регулюється в останній камері кожної секції.

Крім того, існують так звані *монокамерні* флотаційні машини (механічного або пневмомеханічного типу), які складаються з однієї камери, що встановлюється на зливі млина, між ним і класифікатором. У цих машинах флотують грубоподрібнений матеріал з метою виділення з циклу подрібнення частини вільних зерен мінералів.

Камерними звичайно бувають машини механічного і пневмомеханічного типу, коритними – машини усіх інших типів, колонними – машини пневматичного типу.

Вимоги до флотаційних машин

Процес флотації здійснюється у флотаційних машинах різних конструктивних типів. Призначення флотомашин – створення умов для змішування пульпи з тонкодисперсним повітрям, забезпечення прилипання мінеральних частинок до бульбашок, вилучення створених комплексів у пінний шар і виділення пінного продукту з водного середовища.

До флотаційних машин висувають такі вимоги:

– безперервність процесу;

– перемішування пульпи, яке забезпечує підтримку в завислому стані найбільш крупних частинок і виключення відкладення грубих частинок біля стінок або у кутах камери (замулювання);

– рівномірна і достатня аерація пульпи в усьому об’ємі камери;

– створення спокійної зони піноутворення на поверхні пульпи;

– можливість регулювання висоти рівня пульпи і піни, циркулюючого навантаження і аерації пульпи;

– мінімальний знос вузлів аератора при заданій крупності і абразивності мінеральних частинок;

– автоматизація процесу флотації.

Крім того, флотаційна машина повинна задовольняти загальним технічним вимогам, таким як надійність в роботі, мале споживання електро-

енергії, простота конструкції, обслуговування і ремонту та ін. Також при виборі машини слід ураховувати ряд особливостей, які впливають на технологічні показники:

– оптимальна крупність бульбашок, яка забезпечує найбільшу повноту вилучення з усіх класів руди, що подаються у процес;

– стабільність потоків пульпи, повітря, рівнів пульпи і піни, циркулюючих потоків у камері, а також можливість їх тонкого регулювання;

– можливість більш повного переведення мінералізованих бульбашок у пінний шар і швидкого і повного видалення мінералізованої піни з машини;

– зручне і просте розвантаження відходів;

– легкий пуск після зупинки.

При збагаченні корисних копалин в основному застосовуються флотаційні машини механічного, пневматичного і пневмомеханічного типів.

Механічні флотаційні машини

У флотаційних машинах механічного типу диспергування повітря і аерація пульпи досягаються механічною дією на струмінь повітря, яке засмоктується із атмосфери за допомогою імпелера (мішалки).

Механічні флотаційні машини застосовуються для флотації пульп звичайної крупності (максимальна крупність до 1 мм при вмісті класу – 0,074 мм не менше 50%) у схемах флотації, що вимагають регулювання рівня пульпи на малому числі камер. Вони забезпечують безнасосне повернення промпродуктів з попередньої операції у наступну. Машини механічного типу застосовуються на збагачувальних фабриках малої виробничої потужності при відсутності повітряного господарства, а також у перечисних операціях і циклах розділення колективних концентратів з відносно невеликими виходами. Механічні флотомашини є найбільш універсальними, тому вони використовуються для збагачення багатьох корисних копалин.

Механічні флотаційні машини типу ФМ (рис. 6.2) складаються з послідовного ряду двокамерних секцій, де перша камера є всмоктувальною, а друга – прямотечійною. Всмоктувальна камера має карман ***1***, з'єднаний з центральною частиною імпелера ***3*** патрубком ***2***.

Над імпелером знаходиться статор, який складається з диска ***4*** з отворами і напрямних ***5*** розташованих під кутом 60^{o} до радіусу. Вал імпелера ***6*** поміщений у центральну трубу *7*, верхня частина якої герметично з'єднана з корпусом підшипника. Повітря, кількість якого регулюється, засмоктується через трубку ***8***. Нижня частина центральної труби переходить у стакан ***9***, з'єднаний з надімпелерним диском. У бокових стінках стакана є отвори. У всмоктувальній камері до одного з них приєднується патрубок ***2***, а у прямоточній камері цей отвір закритий пробкою ***10***. Крім

того, у стакані є ще два отвори ***11***, які розташовані один проти одного і служать для підводу промпродуктів (якщо необхідно). Один з цих отворів може бути приєднаний до промпродуктового патрубка, а інший закривають заслінкою ***12***. При цьому без зупинки машини ступінь відкриття отвору можна змінювати тягою ***13***, чим регулюється кількість пульпи, що надходить на імпелер. Всмоктувальна і прямотечійна камери розділені напівперегородкою ***14*** і являють собою прямотечійну машину з однаковим рівнем пульпи. Рівень пульпи регулюється спеціальним пристроєм у кінці прямотечійної камери. Пристрій складається з короба ***15*** з отворами на протилежних стінках. Ширина отвору на стінці прямотечійної камери регулюється шибером ***16***, протилежний отвір служить для підключення наступної двокамерної секції або для виводу з машини камерного продукту.

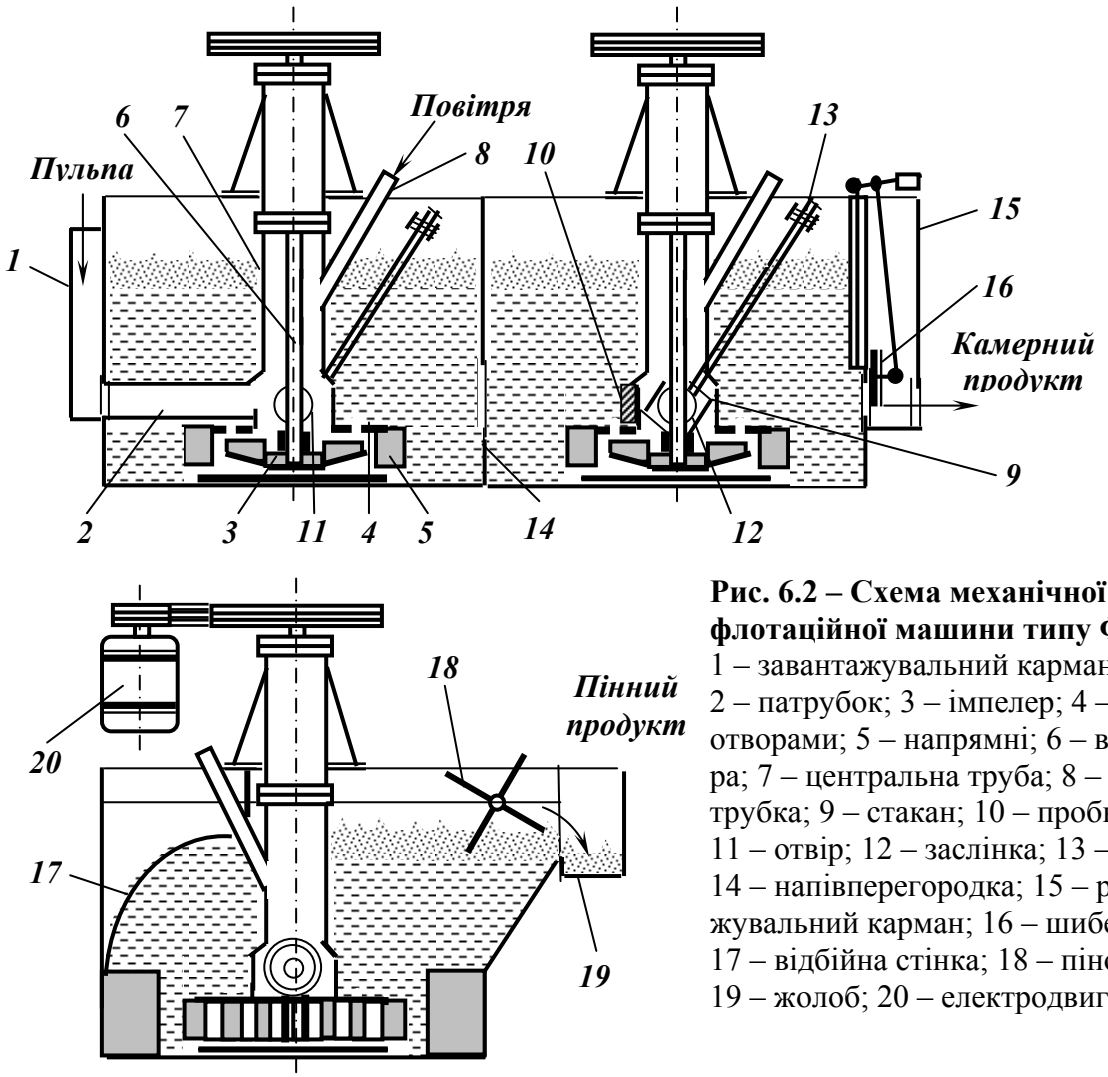


Рис. 6.2 – Схема механічної флотаційної машини типу ФМ.
1 – завантажувальний карман; 2 – патрубок; 3 – імпелер; 4 – диск з отворами; 5 – напрямні; 6 – вал імпелера; 7 – центральна труба; 8 – повітряна трубка; 9 – стакан; 10 – пробка; 11 – отвір; 12 – заслінка; 13 – тяга; 14 – напівперегородка; 15 – розвантажувальний карман; 16 – шибер; 17 – відбійна стінка; 18 – пінознімач; 19 – жолоб; 20 – електродвигун.

При роботі флотаційної машини підготовлена пульпа подається у приймальний карман ***1***. При обертанні імпелера пульпа засмоктується у камеру по патрубку ***2*** і перемішується. При цьому пульпа ежектує атмосферне повітря і насичується ним. Імпелер викидає у камеру пульпоповітряну суміш, у результаті її турбулізації створюється велика кількість

дрібних бульбашок. У камері при зустрічі з бульбашками оброблені реагентами гідрофобні частинки закріплюються на них і створюють комплекс «мінеральна частинка – повітряна бульбашка».

Мінералізовані бульбашки спливають на поверхню пульпи і створюють пінний шар. Верхня частина задньої стінки камери флотомашини (відбійна стінка ***17***) плавно вигнута у бік пінознімача. Пінний продукт (звичайно концентрат) видаляється пінознімачем ***18*** з однієї сторони камери у жолоб ***19*** і направляється на зневоднення або перечищення. Нефлотований матеріал переміщується у наступну камеру, де процес флотації продовжується, або видається з кінцевої камери як камерний продукт (звичайно відходи). Рівень пульпи у секціях підтримується шиберами з електроприводом.

Імпелер флотаційної машини типу ФМ (рис. 6.3 ***а***) являє собою увігнутий диск ***1*** з шістьома радіальними лопатями ***2*** і маточиною ***3***. Статор (рис. 6.3 ***б***) складається із диска ***4*** з лопатями ***5***, встановленими під кутом 60^{o} до радіусу, і отворами ***6*** для подачі циркуляційного потоку пульпи на імпелер.

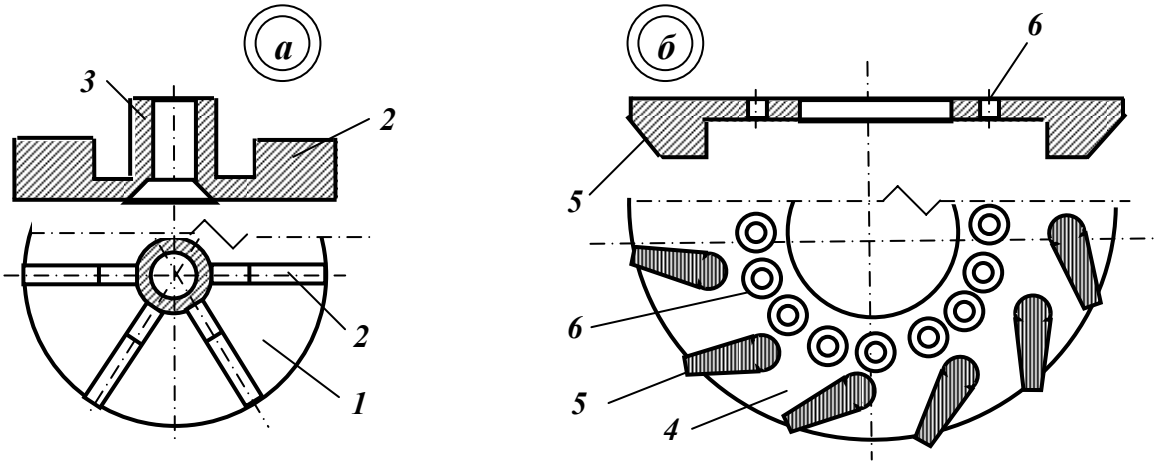


Рис. 6.3 – Імпелер (*а*) і статор (*б*) флотаційної машини типу ФМ.
1 – диск імпелера; 2 – радіальні лопатки імпелера; 3 – маточина імпелера; 4 – диск статора; 5 – лопатки статора; 6 – циркуляційні отвори.

Наявність статора з косо поставленими лопатками, розташованими тангенціально до потоку пульпи, що викидається, і подача на імпелер циркуляційного потоку пульпи через отвори у статорі дозволяють значно збільшити кількість ежектованого повітря.

Флотомашини ФМ випускаються з місткістю камер від 0, 2 до 6,3 $м^3$.

Флотаційна машина типу МФУ 12 (рис. 6.4) – прямотечійна, шестикамерна, застосовується для збагачення вугілля. Вона складається з двох трикамерних секцій, які з'єднані між собою проміжним шибером з перепадом висот 300 мм. Машина обладнана дворядним пінознімачем з шарні-

рно підвішеними лопатями і автоматичними регуляторами рівня пульпи у кожній секції.

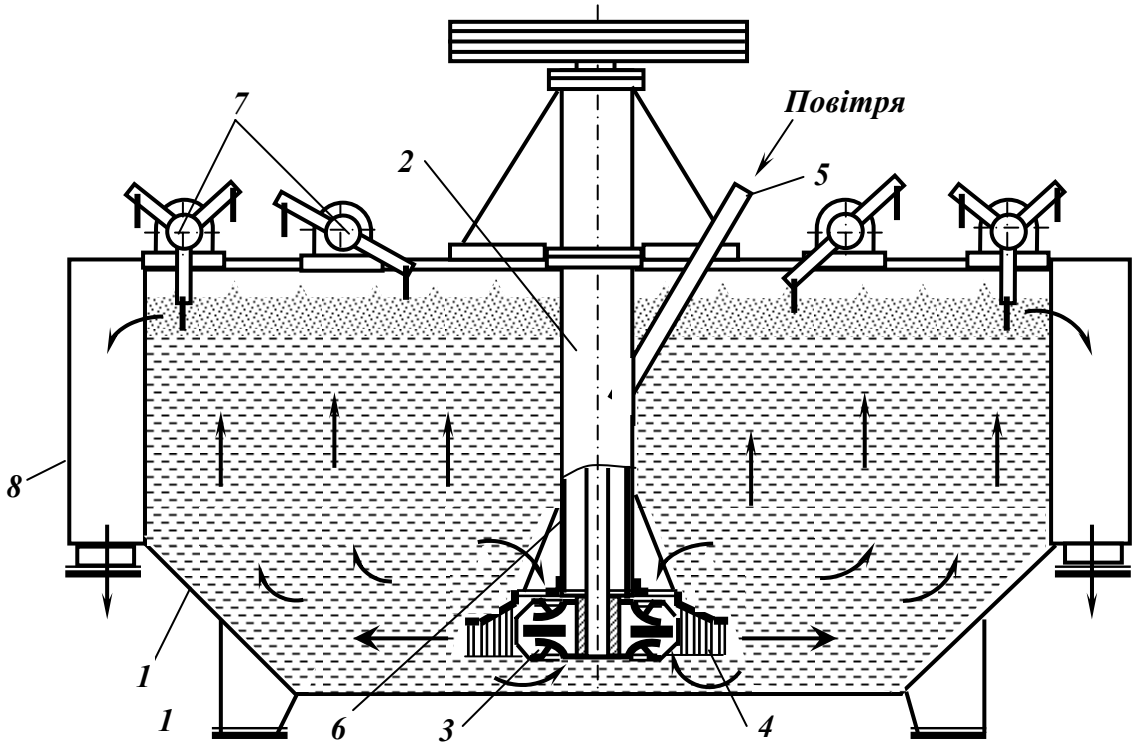


Рис. 6.4 – Схема механічної флотаційної машини типу МФУ-12.
1 – флотаційна камера; 2 – блок-аератор; 3 – імпелер; 4 – статор; 5 – повітряний патрубок; 6 – центральна труба; 7 – пінознімачі; 8 – жолоб пінного продукту.

Камера машини ***1*** має прямокутну форму з вертикальними стінками скошеними у нижній частині. У кожній камері є блок-аератор ***2*** з відцентровим імпелером ***3*** і стержневим статором ***4***. При роботі імпелера повітря у камеру засмоктується через повітряний патрубок ***5*** і центральну трубу ***6***. Вихідна пульпа надходить у першу камеру з приймального кармана, потрапляє у блок-аератор ***2*** і викидається у камеру. З камери у камеру пульпа перетікає через отвір у перегородці. У четверту камеру пульпа потрапляє через проміжний карман, з якого через отвори у перегородках – у п’яту і шосту камери. Процес флотації у кожній камері однаковий. Пінний продукт дворядними пінознімачами *7* з шарнірно підвішеними лопатками видаляється у жолоби ***8***, розташовані по обидві сторони машини. Камерний продукт перетікає з камери у камеру і видаляється із останньої камери через розвантажувальний карман.

В машині МФУ-12 використаний принцип двошарової аерації і агітації пульпи по висоті камери, розподіл зон аерації і агітації. Принцип пошарової аерації і агітації особливо доцільний для флотаційних машин великої місткості, оскільки зі збільшенням місткості зростає їхня глибина. Це обумовлює необхідність збільшення імовірності зависання твердої фази і циркуляції пульпи у нижній зоні камери.

Цим умовам задовольняють наявність у машині осьового імпелера у блок-аераторі і його розташування біля дна камери. Конструкція елементів вузла аерації – відцентрового імпелера і статора (рис. 6.5) дозволили отримати високу аераційну характеристику машини.

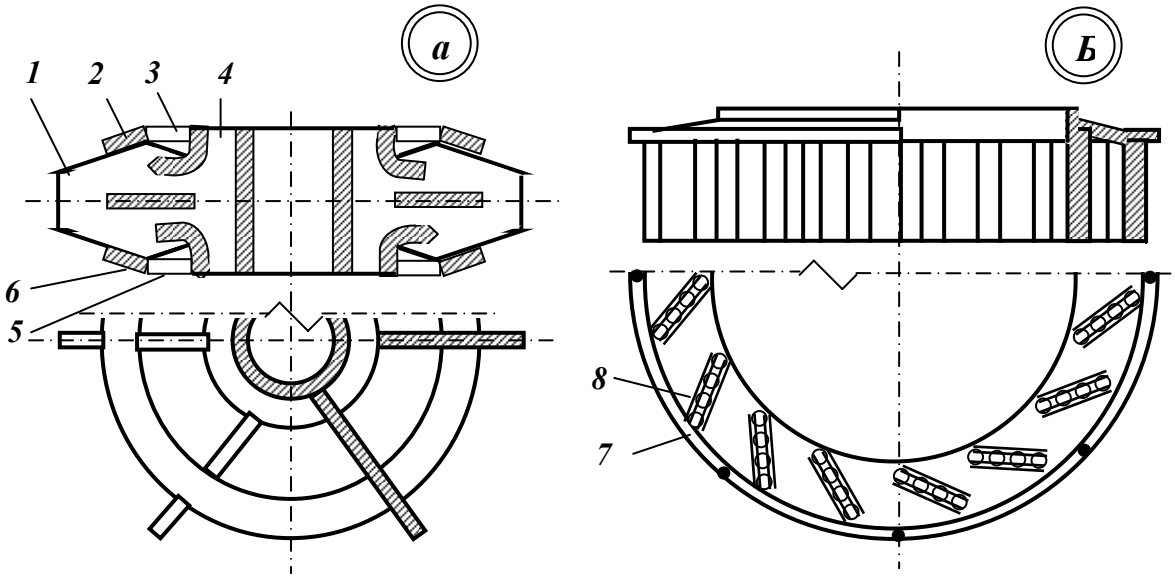


Рис. 6.5 – Відцентровий імпелер (*а*) і стержневий статор (*б*) флотаційної машини МФУ-12.

1 – консольні лопатки; 2 – верхній диск імпелера; 3 – верхня кільцева щілина для пульпи; 4 – кільцева щілина для повітря; 5 – нижня кільцева щілина для пульпи; 6 – нижній диск імпелера; 7 – диск статора; 8 – стержні.

Особливістю конструкції відцентрового імпелера (рис. 6.5 ***а***) є консольні лопатки ***1***, які виступають за межі верхнього ***2*** і нижнього ***6*** дисків, і велика площа контакту пульпи з повітряним середовищем, що забезпечує високу продуктивність аератора по повітрю. Верхня ***3*** і нижня ***5*** кільцеві щілини служать для надходження пульпи, а кільцева щілина ***4*** – для надходження повітря. Стержневий статор (рис. 6.5 ***б***) являє собою диск *7* з закріпленими на ньому стержнями ***8***.

Процес флотації протікає таким чином: вихідна пульпа з приймального кармана надходить у першу камеру флотомашини, де вона потрапляє у відцентровий імпелер через верхню кільцеву щілину, яка утворена верхнім диском і центральною трубою, і через нижню кільцеву щілину, яка утворена нижнім диском імпелера і його маточиною. В той же час на імпелер надходить повітря з атмосфери, яке засмоктується через повітряний патрубок. В результаті відбувається насичення пульпи повітрям (аерація). При обертанні імпелера його лопатки викидають пульпо-повітряну суміш в радіальному напрямку на вигнуті ряди стержнів статора. При цьому відбувається інтенсивне дроблення бульбашок повітря (диспергування). Аерована пульпа надходить у флотаційну камеру, де частинки вугілля прилипають до бульбашок повітря. Мінералізовані бульбашки спливають на

поверхню пульпи і утворюють пінний шар, який видаляється пінознімачами.

Переваги машин типу МФУ – висока продуктивність, поліпшений гідродинамічний режим, прямотечійний рух пульпи у камері, що знижує витрату електроенергії. Флотомашини типу МФУ випускаються з місткістю камер від 6,3 до 36 м^3.

Пневмомеханічні флотаційні машини

На збагачувальних фабриках великої потужності найчастіше використовуються пневмомеханічні флотаційні машини. У порівнянні з механічними машинами вони забезпечують більш високу швидкість флотації і менші питомі витрати електроенергії. Крім того, в пневмомеханічних машинах можливе регулювання аерації пульпи в широкому діапазоні (витрата повітря може складати до 1,8 м^3/хв на 1 м^3 пульпи). Пневмомеханічні машини застосовуються при флотації звичайних пульп (до 40 % твердого і не менше 50 % класу –0, 074 мм). Установка пневмомеханічних машин доцільна в операціях міжциклової, основної і контрольної флотацій на фабриках великої і середньої виробничої потужності, їх варто також встановлювати в перечисних операціях при великих виходах пінних продуктів. Прямоточні пневмомеханічні машини рекомендуються до установки там, де не потрібне покамерне регулювання рівня пульпи і немає частих повернень промпродуктів. Пневмомеханічні флотомашини знаходять широке використання в основних і контрольних операціях при збагаченні руд кольорових металів і інших корисних копалин.

Флотаційна машина типу ФПМ-12,5 (рис. 6.6) – виготовляється з одно- і двостороннім пінозйомом, у звичайному і кислотостійкому виконанні. Гранична кількість камер, що послідовно з'єднані одна з одною на одному рівні не повинна бути більше шести.

Камера машини (рис. 6.6 ***а***) включає корпус ***1***, блок-аератор ***2*** з електроприводом, пінознімач ***5*** з хитними лопатями і систему підводу повітря, яка складається з патрубка ***6***, засувки *7* і колектора ***8***. Машина прямотечійна і збирається з чотири- та шестикамерних секцій. Пульпа із однієї секції у іншу потрапляє через проміжний карман. Камерний продукт видаляється із останньої камери через розвантажувальний карман. Перепад рівня у камерах регулюється автоматично за допомогою відповідних регуляторів (у проміжних і розвантажувальному карманах), висота зливного порогу – планками, а витрата повітря, що подається у імпелер – засувками.

Флотаційні машини типу ФПМ з місткістю камери 12,5 і 25 м^3 обладнані відцентровим аератором (рис. 6.6 ***б***). Нижня частина повітряної труби ***3***, в якій обертається вал ***9*** імпелера ***11*** поміщена усередину конус-диспегатора ***10***.

Конус-диспегатор ***10*** з'єднаний з повітряною трубою ***3*** вертикальними ребрами, а його нижня частина приєднана до статора ***12***. Така конструкція забезпечує створення кільцевого простору між трубою і циліндром. При роботі машини пульпа засмоктується через кільцевий простір між трубою і циліндром, а повітря нагнітається по трубі. Пульпоповітряна суміш, насичена добре диспергованими повітряними бульбашками, викидається через статор по всій поверхні днища камери і потім перетворюється у рівномірно направлені вгору потоки, що сприяють підйому бульбашок до поверхні.

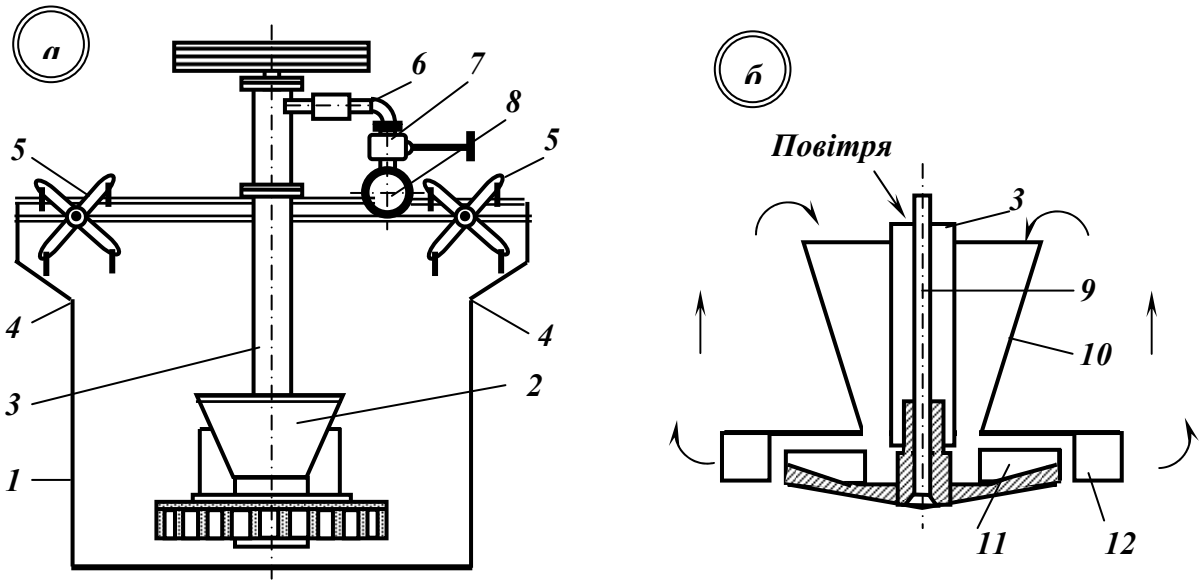


Рис. 6.6 – Схема пневмомеханічної флотаційної машини типу ФПМ (*а*) і її блока-аератора (*б*).

1 – корпус камери; 2 – блок-аератор; 3 – повітряна труба; 4 – зливний поріг; 5 – пінознімач; 6 – патрубок; 7 – засувка; 8 – колектор; 9 – вал імпелера; 10 – конус-диспегатор; 11 – імпелер; 12 – статор.

Машини типу ФПМ компонуються з прямотечійних секцій, які можуть бути встановлені каскадно або на одному рівні. В останньому випадку в головних камерах прямотечійних секцій встановлюється блок-аератор механічного типу. Також механічні блок-аератори дозволяють повертати промпродукти за прийнятою схемою без застосування насосів. Перевагами машин цього типу у порівнянні з механічними є можливість регулювання аерації у кожній камері, менші енергомісткість і тривалість флотації у основних операціях.

Застосування флотомашин ФПМ-12,5 і ФПМ-25 дозволяє підвищити крупність флотованих частинок, тому що при великих об'ємах пульпи, яка циркулює через імпелер, швидкість висхідних потоків збільшується і забезпечується ефективне зависання мінеральних частинок.

Флотомашини ФПМ-12,5 і ФПМ-25 застосовуються при збагаченні багатьох корисних копалин: руд кольорових металів, калійних солей, неметалічних корисних копалин.

Флотаційна машина типу ФПМУ-6,3 (рис. 6.7) – прямотечійна, восьмикамерна, застосовується для збагачення вугілля. Головна відмінність цієї машини полягає у принципі подачі повітря і конструкції блока-аератора.

Вихідна пульпа через приймальний карман ***1*** надходить у першу камеру машини, аерується і далі через переливні вікна у поперечних стінках надходить у наступну камеру, у якій процес повторюється. Для відділення зони транспортування пульпи від зони агітації і створення висхідних потоків в машині встановлені конуси ***8***. Мінералізована піна видаляється пінознімачем, а рівень пульпи регулюється шиберним пристроєм. Перетин переливного вікна змінюється фіксацією шибера в потрібному положенні.

Блок-аератор складається з корпуса ***3***, в якому розташований порожній вал ***6***. Внутрішня порожнина корпуса є повітряною коробкою, з якої через отвори *7*, центральний канал порожнього валу і радіальні отвори ***14*** повітря надходить в маточину осьового імпелера ***5***, який розміщений в трубі ***13***. Отвори осьового імпелера служать для рівномірного розподілу повітря в порожнині конічного пальцевого імпелера ***10***.

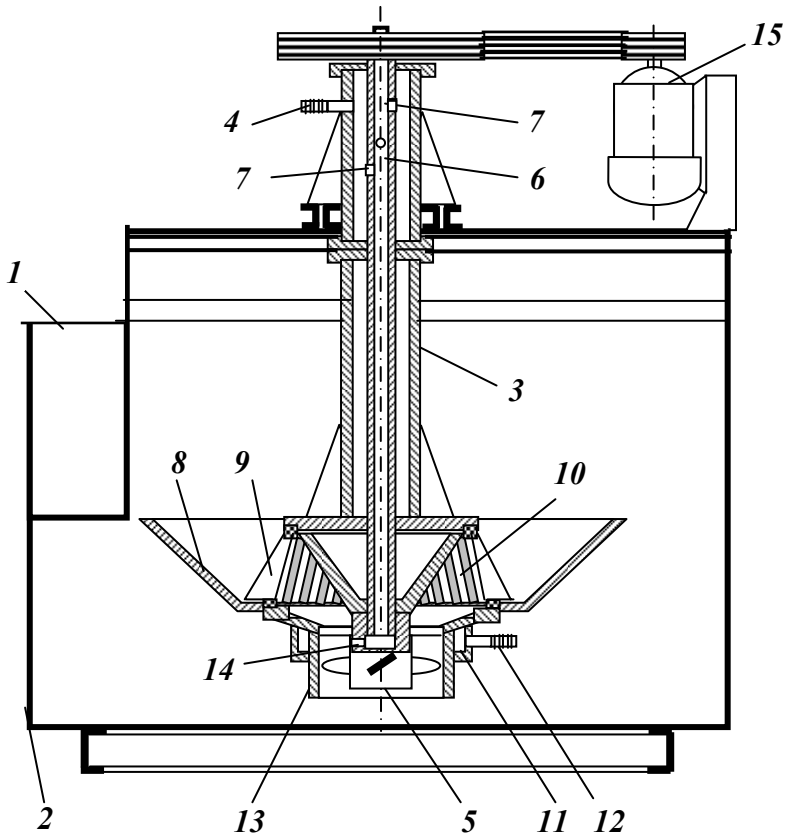


Рис. 6.7 – Схема пневмомеханічної флотаційної машини типу ФПМУ-6,3.
1 – приймальний карман;
2 – флотаційна камера;
3 – корпус блок-аератора;
4, 12 – повітряні патрубки;
5 – осьовий імпелер;
6 – порожній вал;
7, 14 – отвори; 8 – конус;
9 – статор; 10 – пальцевий імпелер; 11 – фурма;
13 – труба; 15 – електродвигун.

Повітря в корпус вводиться через патрубок ***4***. Крім того, передбачена можливість подачі повітря через патрубок ***12*** фурми ***11*** безпосередньо

на лопатки осьового імпелера. Навколо пальцевого імпелера встановлений статор ***9*** з укороченими лопатками, що покращує диспергування повітря і сприяє зниженню турбулентності пульпи у камері. Наявність в блок-ааераторі відцентрового пальцевого і осьового імпелерів сприяє ефективному диспергуванню великої кількості повітря (до 300 $м^3$/год) і рівномірному розподіленню його по об'єму камери.

Пневматичні флотаційні машини

У пневматичних флотаційних машинах аерація і перемішування пульпи здійснюється стисненим повітрям. Основним способом диспергування повітря і аерації пульпи у машинах пневматичного типу є створення бульбашок при проходженні повітря крізь пористі перегородки (тканини, пориста гума, пориста кераміка і ін.).

Аероліфтна флотаційна машина з неглибокою ванною (рис. 6.8) складається з ванни ***1*** (висота 0,9 м), вздовж якої встановлені перегородки ***2***, що не доходять до дна. Простір між цими перегородками називається аераційним. Над аераційним простором розташований ресивер ***3***, куди по трубі ***4*** надходить повітря від повітродувки. Від ресивера вниз йде ряд паралельних патрубків ***5***, які закінчуються наконечниками. Над аераційним відділенням встановлений ковпак ***6*** і збоку від нього дві перегородки *7*.

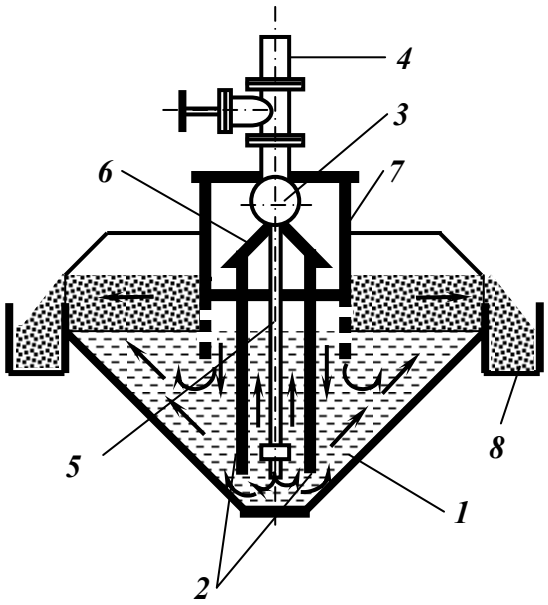


Рис. 6.8 – Схема аероліфтної флотаційної машини з мілкою ванною.
1 – ванна; 2, 7 – перегородки; 3 – ресивер; 4 – труба для підводу повітря; 5 – патрубок; 6 – ковпак; 8 – концентратні жолоби.

Повітря з ресивера ***3*** подається у патрубки ***5*** під тиском $1{,}2 \cdot 10^4$ – $3 \cdot 10^4$ Па. Виходячи з патрубків ***5*** повітря підіймається між перегородками ***2***, змішується з пульпою і знижує її густину у цій зоні.

Внаслідок різниці гідростатичного тиску пульпа викидається з аераційного простору і потрапляє у зону падіння між перегородками ***2*** і *7*. В аероліфтному просторі і зоні падіння відбувається інтенсивне перемішування повітря з пульпою і його диспергування. Аерована пульпа витікає з

зони падіння через отвори у перегородках. Товщина шару піни між перегородками і стінками машини регулюється висотою хвостових порогів.

Пульпа циркулює у ванні машини під дією аероліфта і тече вздовж машини під напором потоку матеріалу, що безперервно надходить у машину. Пінний продукт розвантажується з машини самопливом через борти камери, а камерний – через карман у кінці ванни.

У порівнянні з механічними і пневмомеханічними машинами пневматичні машини відрізняються простотою конструкції і малою металомісткістю. Їх недоліки: низькі питома продуктивність і коефіцієнт використання повітря, а також недостатня ефективність при флотації зернистих важких пульп.

Аероліфтна флотаційна машина з глибокою ванною типу АФМ-2,5 (рис. 6.9) компонується з окремих камер довжиною 3 м, глибиною 2 м і шириною 2,5 м. Вихідна пульпа подається з одного кінця камери через завантажувальний карман, камерний продукт видається з протилежного кінця через розвантажувальний карман.

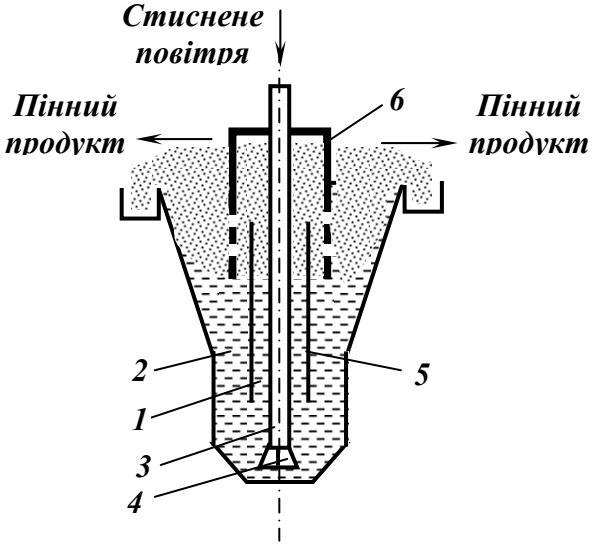


Рис. 6.9 – Схема аероліфтної флотаційної машини з глибокою ванною.
1 – аераційне відділення;
2 – флотаційне відділення;
3 – повітряні вертикальні патрубки;
4 – гумові наконечники;
5, 6 – перегородки.

По всій довжині камери розташовані аераційне ***1*** і флотаційне ***2*** відділення, які обмежені перегородками ***5***. Від подовжнього повітряного колектора в машину заведені вертикальні патрубки ***3***, які на кінцях мають гумові наконечники ***4*** для запобігання засмічення патрубків при припиненні подачі стисненого повітря. Стиснене повітря витікає з патрубків ***3*** суцільним струменем і тільки потім завдяки вихровим потокам, які утворюються перегородками ***6*** дробиться на дрібні бульбашки. В результаті подачі повітря в аераційне відділення густина пульпи в ньому у порівнянні з флотаційним відділенням знижується. Внаслідок цього пульпа з флотаційного відділення надходить в аераційне, змішується з повітрям, викидається угору, де мінералізовані бульбашки створюють пінний шар. Пінний продукт розвантажується з машини самопливом з бортів камери.

Аероліфтні флотомашини характеризуються простотою конструкції і малими витратами електроенергії, але їх технологічні показники неконкурентоздатні з показниками механічних і пневмомеханічних машин.

Аероліфтні флотаційні машини варто встановлювати в основних і контрольних операціях при крупності продуктів менше 0,15 мм і за таких умов: легкої флотованості матеріалу, малої або середньої його густини, простої схеми збагачення і при великому виході концентрату. При відсутності зазначених умов перевагу варто віддавати механічним або пневмомеханічним машинам.

Колонна пневматична флотаційна машина (рис. 6.10) являє собою вертикально встановлену трубу великого діаметра (1 м і більше) висотою до 10 м; перетин колони може бути круглим, еліптичним або прямокутним [4].

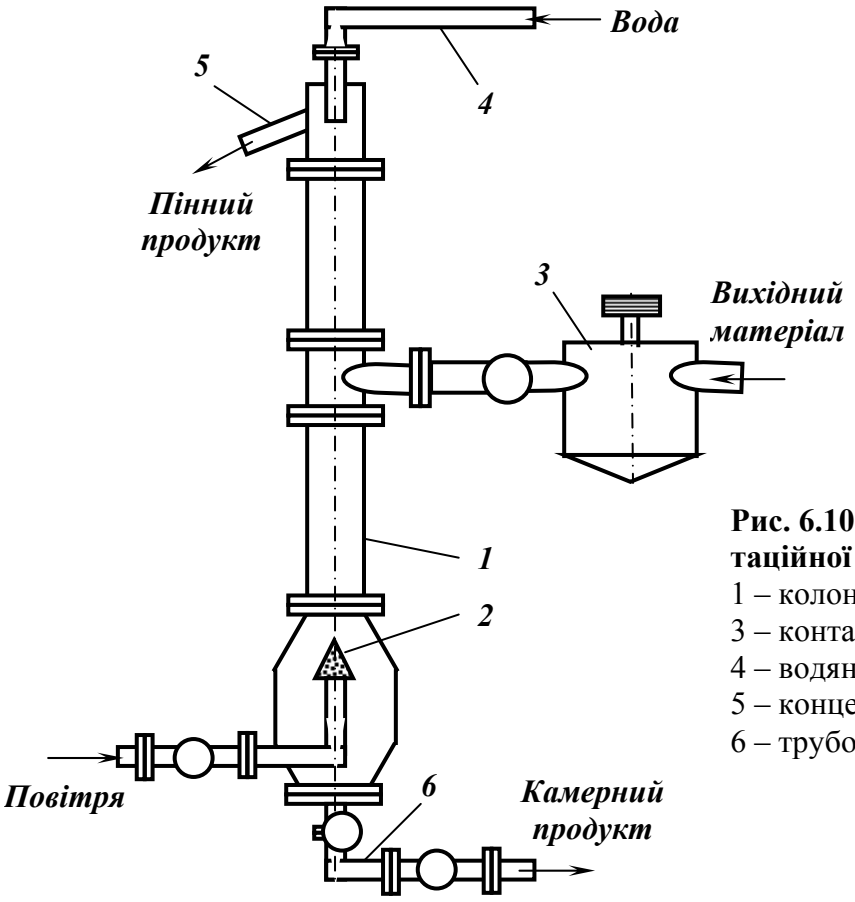


Рис. 6.10 – Схема колонної флотаційної машини.
1 – колона; 2 – аератор;
3 – контактний чан;
4 – водяний трубопровід;
5 – концентратний трубопровід;
6 – трубопровід відходів.

Колона ***1*** складається з трьох частин: верхньої, середньої і нижньої. Вихідний продукт з контактного чану ***3*** по трубопроводу направляється в середню її частину, а стиснене повітря з ресивера подається в аератор ***2***, що розташований у нижній частині колони. Аератор виконаний у вигляді пористих перегородок, гумових перфорованих трубок і т.п.

У основу роботи колонних машин, які мають велике відношення висоти до ширини (діаметра), покладено принцип протитечійного руху мінеральних частинок і повітряних бульбашок. В колоні пульпа рухається

униз назустріч бульбашкам, які піднімаються угору. Мінеральні частинки закріплюються на бульбашках і спливають у верхню частину колони. Для відмивки пінного продукту від частинок пустої породи, шар піни зрошується зверху чистою водою, яка надходить по трубопроводу ***4***. Концентрат видаляється по трубопроводу ***5***, відходи – по трубопроводу ***6***.

Переваги колонних машин полягають у низькій енергоємності, невеликих капітальних витратах, малій робочій площі, можливості вторинної мінералізації в пінному шарі.

Флотаційна машина типу ФППМ-20 (рис. 6.11) являє собою різновид машин колонного типу, основними відмінними ознаками яких є велика глибина камер і принцип протитоку. Цей принцип дозволяє для розриву гідратних оболонок, які оточують мінеральні частинки і повітряні бульбашки, використовувати гравітаційні сили частинок і підйомну силу повітряних бульбашок, що сприяє інтенсифікації процесу. Велика глибина камер дозволяє більш ефективно використовувати повітря, оскільки підвищується коефіцієнт мінералізації повітряних бульбашок.

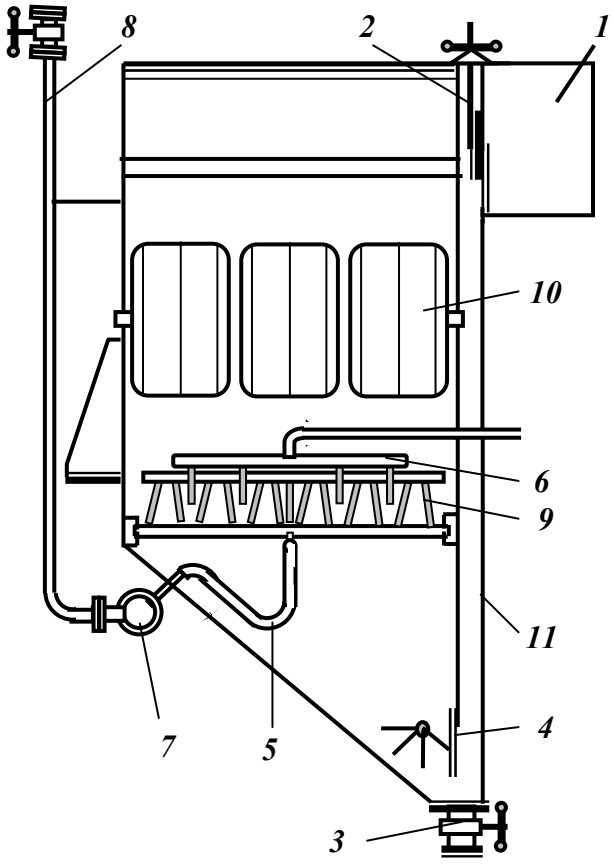


Рис. 6.11 – Схема флотаційної пневматичної протитечійної машини типу ФППМ-20.
1 – проміжний карман;
2 – шиберний пристрій;
3 – шланговий затвор; 4 – заслінка ;
5 – патрубок для підводу повітря;
6 – дільник реагентів; 7 – ресивер;
8 – повітропровід; 9 – аератор;
10 – заспокійлива решітка;
11 – корпус камери.

Машина ФППМ-20 – протитечійна, складається з двокамерних секцій, які розгорнуті одна відносно одної на 180^{o}. В машині використаний еластичний перфорований (40 – 60 проколів на 1 $см^2$) аератор, який працює під тиском до $1{,}5 \cdot 10^5$ Па і забезпечує задовільний ступінь диспергування великої кількості повітря.

Вихідна пульпа надходить у приймальний карман першої секції, встановлений на верхньому корпусі, звідки через розподільник перетікає у камери і рухається униз до їхньої донної частини. Стиснене повітря при проходженні через отвори у гумових трубках аератора диспергується і піднімається назустріч потоку пульпи, що рухається.

Процес мінералізації повітряних бульбашок, накопичення і видалення пінного продукту здійснюється звичайним способом. Флотований продукт першої секції з проміжного кармана по трубопроводу надходить у приймальний карман другої секції, де він ще раз аерується і флотується. Відходи з секції видаляються через випускний карман аналогічної конструкції. Рівень пульпи у кожній секції регулюється одним шиберним пристроєм. Випуск пульпи з камери і підтримування постійного дренажу для запобігання зашламлення крупнозернистим матеріалом здійснюється шланговим затвором. Для зниження інтенсивних турбуленцій пульпи в камерах встановлені заспокійливі решітки. Подача реагентів у камери і їхній рівномірний розподіл в об'ємі пульпи здійснюється спеціальними дільниками.

Флотаційна машина ФППМ-20 може бути застосована при збагаченні легко- і середньофлотованих шламів.

Флотаційна машина пінної сепарації ФПС-16 (рис. 6.12) складається з пірамідальної камери ***1***, в верхній частині якої встановлені два ряди перфорованих гумових аераторів ***4***. Пульпа оброблена реагентами надходить зверху через завантажувальний пристрій ***2*** і приймальні жолоби ***4***, які забезпечують рівномірний розподіл пульпи по усій довжині машини на її праву і ліву сторони. У жолобах ***4*** пульпа розріджується і аерується повітрям, яке ежектується при роботі бризкал ***3***, а також повітрям, яке подається через гумові пористі трубки, що встановлені у цих жолобах. Потім пульпа надходить на пінний шар, який створюється в результаті подачі стисненого повітря (під тиском $1{,}5 \cdot 10^5$ Па) через трубчасті гумові аератори ***5*** з пористими стінками. Аератори встановлені на 150 – 200 мм нижче пінних порогів.

Процес розділення гідрофобних і гідрофільних частинок здійснюється на шарі піни. Гідрофобні мінеральні частинки закріплюються на поверхні повітряних бульбашок, утримуються у шарі піни і розвантажуються самопливом або пінознімачами з бортів камери у жолоби ***6***, розташовані по обидва боки машини. Розвантаження пінного продукту здійснюється самопливом або пінознімачами.

Гідрофільні частинки під дією сили ваги разом зі стікаючою водою проходять крізь піну у нижню частину камери ***1***, звідки розвантажуються через спеціальний розвантажувальний пристрій *7*.

За способом аерації машини пінної сепарації можуть бути віднесені до апаратів пневматичного типу, але від них вони відрізняються способом

завантаження пульпи. Принципово новий спосіб подачі пульпи у машину забезпечує максимальну імовірність флотації при мінімальних значеннях інерційних сил, що дозволяє значно підвищити швидкість флотації і збільшити крупність флотованих частинок у 3 – 4 рази у порівнянні зі звичайними флотомашинами.

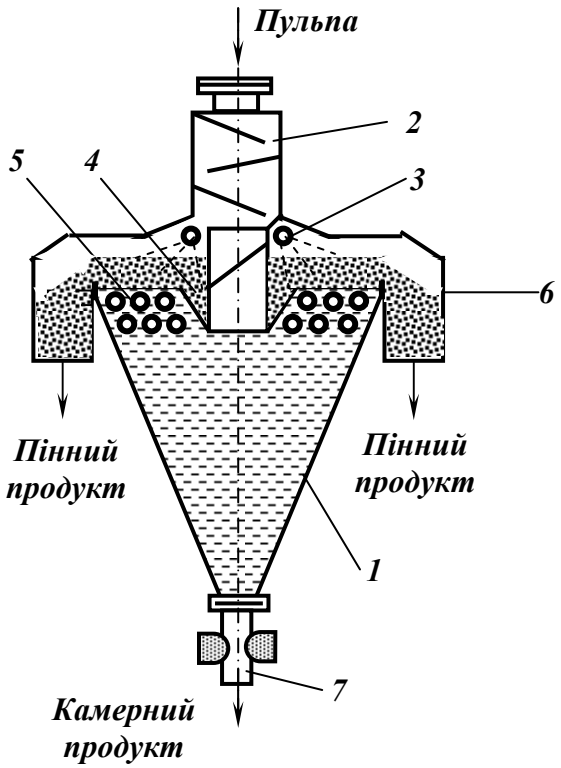


Рис. 6.12 – Схема машини пінної сепарації .
1 – флотаційна камера;
2 – завантажувальний пристрій;
3 – бризкала;
4 – приймальні жолоби;
5 – гумові аератори;
6 - жолоби пінного продукту;
7 – розвантажувальний пристрій.

Переваги флотомашин пневматичного типу: простота конструкції; відсутність деталей і вузлів, які швидко обертаються і швидко зношуються; мала металомісткість; зручність експлуатації. Недоліки: необхідність застосування повітродувок і компресорів для подачі повітря і насосів для перекачки промпродуктів; обмеженість застосування (тільки у простих флотаційних схемах).

Вибір флотаційних машин

При виборі флотаційних машин для оснащення збагачувальних фабрик виходять головним чином з властивостей руди, можливостей отримання максимальних технологічних показників, мінімальних енергетичних витрат, простоти регулювання і експлуатації [12, 13].

До широкого промислового використання можуть бути рекомендовані машини:

– механічні типу ФМ – у складних схемах флотації, які вимагають великого числа всмоктувальних камер і ретельного покамерного регулювання виходу пінного продукту. Вони звичайно використовуються при флотації крупнозернистого матеріалу;

– пневмомеханічні типу ФПМ – у простих схемах флотації при крупності матеріалу не менше 40 % класу – 0,074 мм і максимальній крупності зерен до 1 мм;

– аероліфтні типу АФМ і механічні типу МФУ – у простих схемах флотації, які не вимагають високої селективності, і з великим виходом пінного продукту.

Сучасною тенденцією є розробка нових конструкцій флотаційних машин з камерами великої місткості, які у порівнянні зі стандартними характеризуються більш низькими капітальними і експлуатаційними витратами і більш стабільним технологічним процесом при практично таких же технологічних показниках.

Великий інтерес являє застосування колонних флотаційних машин, які відрізняються малою енергоємністю і займають усього 5 – 10 % площі, необхідної для установки машин інших конструкцій з рівноцінною продуктивністю.

Для підвищення ефективності збагачення за рахунок флотації крупнозернистих частинок доцільно застосовувати машини пінної сепарації. Пінну сепарацію у першу чергу слід застосовувати для вилучення з руди і хвостів частинок крупніше 0,074 мм, наприклад, у міжцикловій флотації на крупнозернистих пульпах і для збагачення піскової фракції хвостів.

Необхідне число камер механічної або пневмомеханічної флотаційної машини розраховується для кожної окремої операції за формулою:

$$n = [k\,Q\,(1 + R\,\delta)\,\tau] / (60\,k_3\,V\,\delta)\,, \qquad (6.3)$$

де k – коефіцієнт нерівномірності навантаження (при збагаченні руд k = 1,10; при збагаченні вугілля k = 1,25); Q – продуктивність по твердому в операції флотації, т/год; R – розрідженість живлення флотації, м^3/т; δ – густина твердої фази живлення, т/м^3; τ – тривалість флотації, хв; k_3 – коефіцієнт заповнення камери пульпою (k_3 = 0,7 – 0,8); V – геометричний об'єм камери, м^3.

Тривалість флотації в окремих операціях залежно від властивостей флотованих руд змінюється в широкому діапазоні: для легкофлотованих руд вона складає 5 – 15 хв., для середньофлотованих – 15 – 30 хв., для важкофлотованих – перевищує 30 хв.

Розрідженість пульпи в операції основної і контрольної флотації руд кольорових металів складає 1,5 – 4,5 м^3/т, в операціях перечисної флотації – 2,5 – 9 м^3/т.

Загальна довжина флотаційної машини коритного типу розраховується для кожної окремої операції за формулою:

$$L = [k\,Q\,(1 + R\,\delta)\,\tau] / (60\,k3\,S), \qquad (6.4)$$

де k – коефіцієнт нерівномірності навантаження (при збагаченні руд k = 1,10); Q – живлення операції флотації, т/год; R – розрідженість живлення флотації, м^3/т; δ – густина твердої фази живлення, т/м^3; τ – тривалість флотації, хв; k_3 – коефіцієнт заповнення камери пульпою (k_3 = 0,7 – 0,8); S – площа поперечного перетину камери, м^2.

Максимальна довжина однієї ванни не повинна перевищувати 10 м.

При розподілі операцій флотації по флотаційних машинах повинні виконуватись дві основні умови:

– максимальний самоплив продуктів і можливо менше число перекачувань (особливо пінних продуктів) насосами;

– потік пульпи через флотаційні машини необхідно оптимізувати.

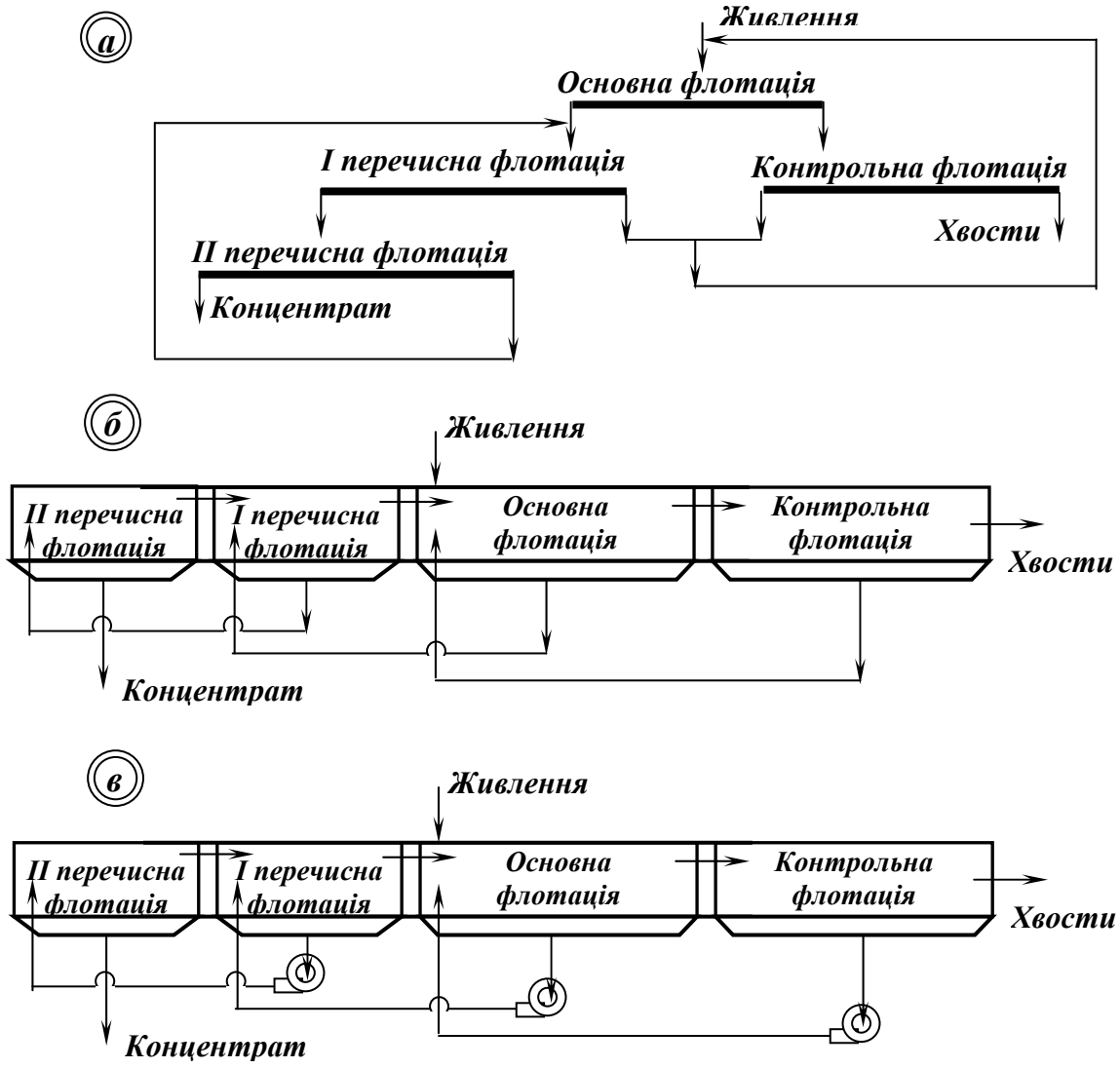


Рис. 6.13 – Розподіл операцій флотації схеми *а* по флотаційним машинам:
б – механічним і пневмомеханічним; *в* – пневматичним.

Перша умова, наприклад, для схеми, яка наведена на рис. 6.13 ***а***, може бути реалізована в результаті розподілу операцій по камерах флотаційної машини, наприклад як на рис. 6.13 ***б***. Камерні продукти самопливом переходять з однієї операції у іншу, а пінні продукти підсмоктуються у головну камеру відповідних операцій за допомогою аераторів. Такий розподіл легко здійснити, якщо використовуються механічні флотаційні машини. При використанні пневмомеханічних машин для запобігання установки насосів в перших камерах машини встановлюють аератори механічних машин.

При використанні машин пневматичного типу (рис. 6.13 ***в***) здійснення таких схем можливе тільки за допомогою насосів. Дана обставина також враховується при виборі флотомашини.

6.5.2. Допоміжне обладнання

Для нормального функціонування флотаційного відділення збагачувальної фабрики крім флотомашин необхідно передбачити допоміжне обладнання [7, 14, 17].

Підготовка пульпи до флотації полягає в обробці її флотаційними реагентами. Одна частина з них подається у млини, друга – безпосередньо у флотаційну машину, а деяка частина – у спеціальні контактні чани або кондиціонери. Дозуються флотаційні реагенти спеціальними живильниками різної конструкції. Контактні чани і реагентні живильники являють собою допоміжне флотаційне обладнання.

Пристрої для перемішування і кондиціонування пульпи

Контактний чан (рис. 6.14) призначений для перемішування пульпи з флотаційними реагентами протягом необхідного часу і створення умов для їхнього закріплення на мінеральних частинках. Він являє собою ємність циліндричної форми ***1***, у середині якої розташована пустотіла труба ***2*** з боковими отворами для циркуляції пульпи. що забезпечує рівномірний розподіл реагентів. У середині труби обертається вал ***3*** з лопатевою мішалкою ***4***. Обертання мішалки сприяє вертикальній і горизонтальній циркуляції пульпи. Завдяки цьому досягається дуже інтенсивне перемішування пульпи. Вихідний матеріал подається по трубі ***5***, а підготовлений до флотації видається по трубі ***6***.

Однорідність пульпи залежить від конструкції контактного чану й інтенсивності перемішування пульпи.

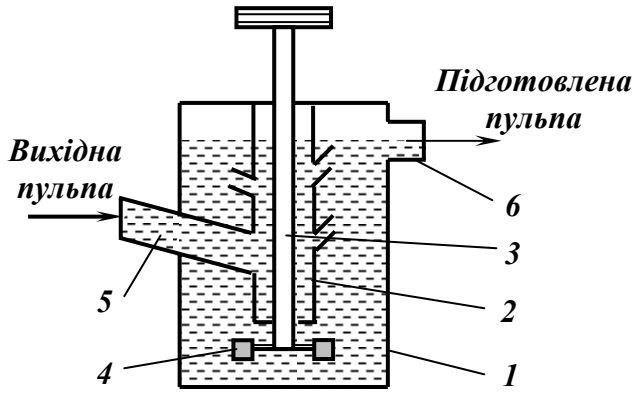


Рис. 6.14 – Схема контактного чану.
1 – циліндрична ємність;
2 – пустотіла труба;
3 – вал;
4 – лопатева мішалка;
5 – живильна труба;
6 – зливна труба.

Розрахунок необхідного числа контактних чанів здійснюється за формулою (5.12), у якій τ – необхідна тривалість контакту пульпи з реагентом, хв; k_3 =0,80 – 0,85 – коефіцієнт заповнення контактного чану; V – геометричний об'єм чану, м^3; інші позначення див. вище.

Агрегати підготовки пульпи АКП-800 («Каскад») і *АКП-1600* (рис. 6.15) застосовуються на вуглезбагачувальних фабриках для кондиціонування пульпи перед флотацією. За принципом дії агрегати АКП-800 і АКП-1600 аналогічні. Принцип дії агрегатів кондиціонування пульпи розглянемо на прикладі АКП-800.

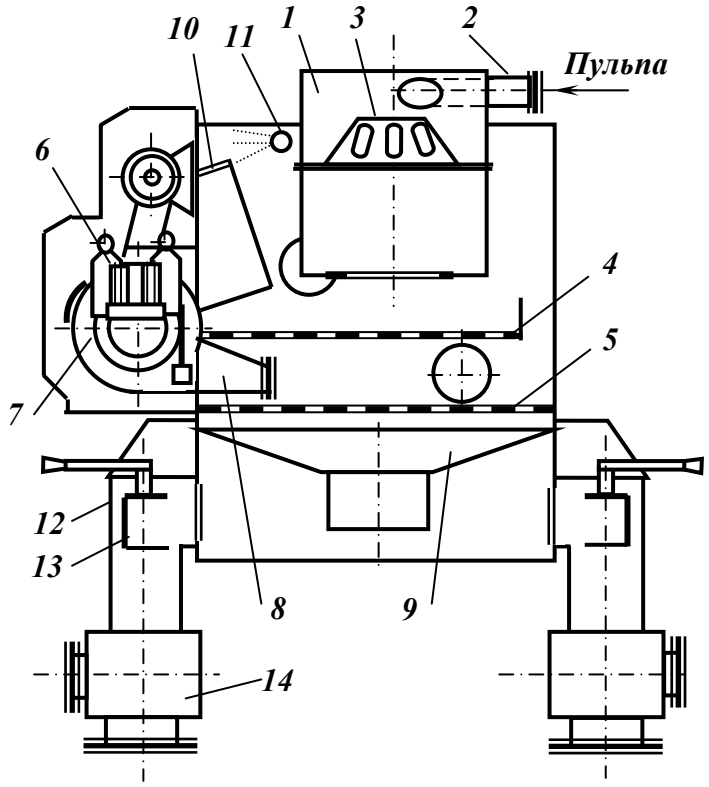


Рис. 6.15 – Агрегат підготовки пульпи АКП -800.

1 – змішувач; 2 – патрубок;
3 – розподільний конус;
4, 5 – решітки; 6 – дозатори реагентів; 7 – вентилятор;
8 – трубопровід подачі аерозолю;
9 – дефлектор; 10 – приймальна коробка; 11 – зрошувач;
12 – зливні коробки; 13 – заслінки;
14 – розподільчі коробки.

Вихідна пульпа по патрубку ***2*** надходить у циліндричний змішувач ***1*** і через отвори розподільного конуса ***3*** рівномірно розтікається по решітці ***4*** з щілинами розміром 8 мм. Струмені пульпи, що пройшли через решітку ***4*** потрапляють на решітку ***5*** з отворами 15 – 20 мм. Реагенти від дозаторів

6, що розбивають реагенти на дрібні краплі, разом з потоком повітря перетворюються у аерозоль. Аерозоль по трубопроводу ***8*** надходить у дефлектор ***9***, звідки потік повітря спрямовується угору до всмоктувального отвору коробки ***10*** і далі повертається у вентилятор. Таким чином, повітряний потік у агрегаті замикається. Дефлектор ***9*** служить для рівномірного розподілення потоку аерозолю по усій площі апарата. При перетинанні потоку пульпи краплі реагенту адсорбуються на поверхні твердих частинок. Для промивання водою коробки ***10*** служить зрошувач ***11***. При протіканні через отвори решіток ***4*** і ***5*** пульпа розбризкується і частково аерується потоком повітря. Кондиціонована пульпа розподіляється через зливні коробки ***12*** із поворотними заслінками ***13***. Далі кондиціонована пульпа через розподільчі патрубки 14 надходить до флотомашин.

Продуктивність агрегату АКП-800 складає до 800 м^3/год, агрегату АКП-1600 до 1600 м^3/год.

Живильники і дозатори флотаційних реагентів

Живильники флотаційних реагентів призначені для точної, рівномірної і безперервної їхньої подачі у процес. Конструкції живильників залежать від фізичних властивостей застосованих реагентів, які частіше за все завантажуються у пульпу у рідкому вигляді і значно рідше – у твердому.

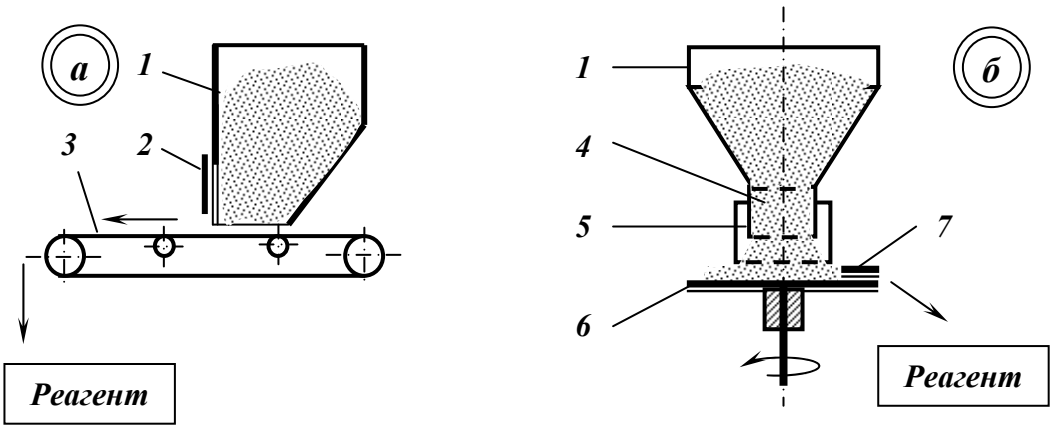


Рис. 6.16 – Схеми живильників для сипких реагентів.
***а* – стрічковий; *б* – тарілчастий.**
1 – бункер; 2 – регулювальний шибер; 3 – конвеєрна стрічка; 4 – труба розвантажувальна; 5 – труба телескопічна; 6 – таріль; 7 – шкребок-скидач.

Конструкції живильників для завантаження твердих сипких реагентів аналогічні конструкціям живильників для руди: стрічковому і тарілчастому (рис. 6.16).

Стрічковий живильник (рис. 6.16 ***а***) складається з невеликого бункера ***1***, дном якого є стрічка ***3*** конвеєра. Розмір розвантажувальної щілини на боковій стінці бункера регулюється шибером ***2***. При русі стрічки з бункера видається шар порошкоподібного реагенту.

Тарілчастий живильник (рис. 6.16 ***б***) складається з циліндричного бункера ***1***, який знизу закінчується розвантажувальною трубою ***4***. Таріль ***6***, що знаходиться на невеликій відстані від бункера, повільно обертається. Реагент висипається на таріль і при її обертанні шкребок-скидач *7* відділяє потрібну кількість реагенту, яка регулюється висотою підйому телескопічної труби ***5*** і положенням шкребка-скидача *7*.

Для подачі і дозування рідких реагентів застосовується велика кількість живильників: скіпові, ковшові, склянкові, мембранні, діафрагмові, голчаті і шківні.

Автоматизований скіповий живильник АКПР-1 (рис. 6.17) дозує реагент склянкою ***4***, яку привідний кривошипно-шатунний механізм ***2*** переміщує зворотно-поступально по напрямним ***3***. При русі униз склянка занурюється у бачок ***1*** з реагентом, при русі угору склянка ковзає по криволінійній дільниці напрямних, нахиляється і зливає у прийомну лійку ***5*** порцію реагенту. Кут нахилу склянки, і, отже, доза реагенту, регулюється довжиною шатуна ***6*** приводного механізму і довжиною штока *7*, який упирається у лекало ***8*** вбудоване у виконавчий механізм.

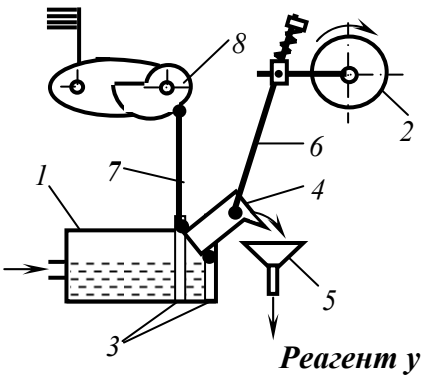


Рис. 6.17 – Схема скіпового живильника.
1 – бачок; 2 – привідний механізм;
3 – напрямні; 4 – склянка;
5 – приймальна лійка; 6 – шатун;
7 – шток; 8 – лекало.

За аналогічним принципом дії здійснюється дозування реагентів живильником АКПР-2. Порція реагенту при використанні скіпового живильника ППЕМ-1176 залежить від числа ходів скіпа за одиницю часу.

Автоматизовані ковшові живильники 5-АДР і *6-АДР* (рис. 6.18) розроблені на базі скіпових для великих витрат реагентів.

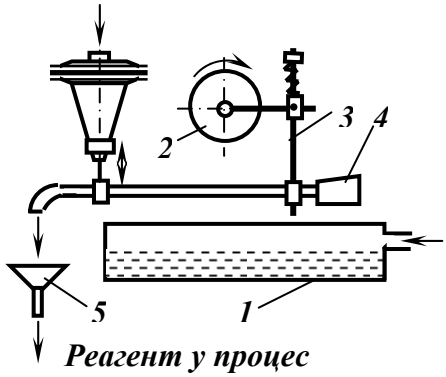


Рис. 6.18 – Схема ковшового живильника.
1 – бачок; 2 – приводний механізм;
3 – шатун; 4 – ківш; 5 – приймальна лійка.

У цих живильниках скіпи замінені ковшами. Дозування реагенту регулюється зміною кута нахилу ковша. На один привод живильника 6-АДР можуть бути встановлені від 1 до 12 регульованих блоків, кожний з яких призначений для обслуговування однієї точки.

Склянковий живильник (рис. 6.19) являє собою диск ***3***, що обертається навколо горизонтальної вісі; на поверхні диску шарнірно кріпляться склянки ***2***.

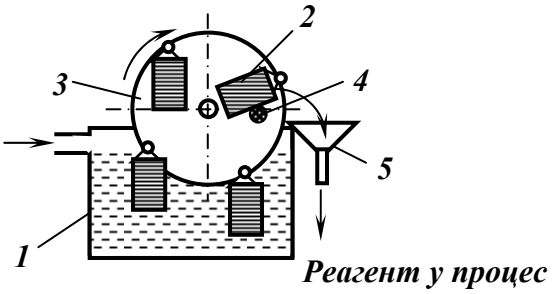


Рис. 6.19 – Схема склянкового живильника.
1 – бачок; 2 – склянка; 3 – диск;
4 – стержень перекидний;
5 – приймальна лійка.

При обертанні диска склянки занурюються у бачок ***1*** з реагентом, а потім за допомогою перекидного стержня ***4*** почергово зливають реагент у приймальну лійку ***5***, звідки реагент надходить у процес. Кут нахилу склянки і доза реагенту регулюється зміною положення перекидного стержня. При необхідності подачі реагенту у декілька точок у одному бачку на одному валу паралельно встановлюють декілька дисків.

Мембранний живильник МПР-642 (рис. 6.20) призначений для дозування розчинів реагентів, які окиснюються і легко кристалізуються.

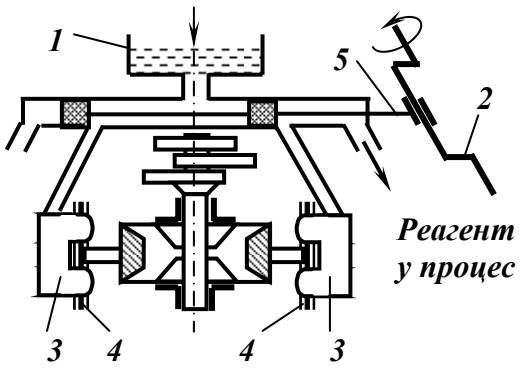


Рис. 6.20 – Схема мембранного живильника.
1 – бачок; 2 – привод; 3 – камери;
4 – мембрани; 5 – шток.

Мембранний живильник складається з двох камер ***3*** з мембранами ***4***, які розташовані одна проти одної. Камери поперемінно заповнюються і спорожнюються за допомогою розподільного пристрою. Жорсткі центри мембран з'єднані рухомим штоком ***5*** з приводом ***2***. Переміщення гнучких стінок камер визначають ступінь їх заповнення у відповідності до потрібної порції реагенту.

Голчатий АПІ-1 і *клапанний ПРІ-1 живильники* (рис. 6.21) призначені для дозування чистих реагентів або розчинів (напр., ксантогенатів, сірчистого натрію і ін.). У живильниках цих типів реагент вводиться у ємність ***1*** знизу, а зливний отвір розташований у верхній частині корпуса.

У голчатому живильнику АПІ-1 дозування реагенту регулюється зміною площі живого перетину дроселя при переміщенні голки ***2*** по лекалу ***3***.

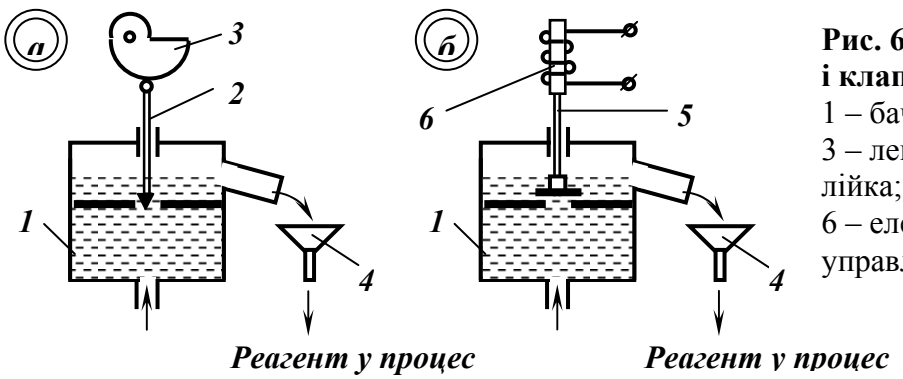


Рис. 6.21 – Схеми голчатого і клапанного живильників.
1 – бачок; 2 – голка;
3 – лекало; 4 – приймальна лійка; 5 – клапан;
6 – електронна система управління.

У імпульсному клапанному живильнику ПРІ-1 об'єм порції реагенту, що дозується, є функцією тривалості фази відкриття клапана, який управляється електронною системою.

Порційні живильники ПР-2 і *АДБ-1* (рис. 6.22) відрізняються високою точністю регулювання і застосовуються для дозування чистих нев'язких розчинів реагентів.

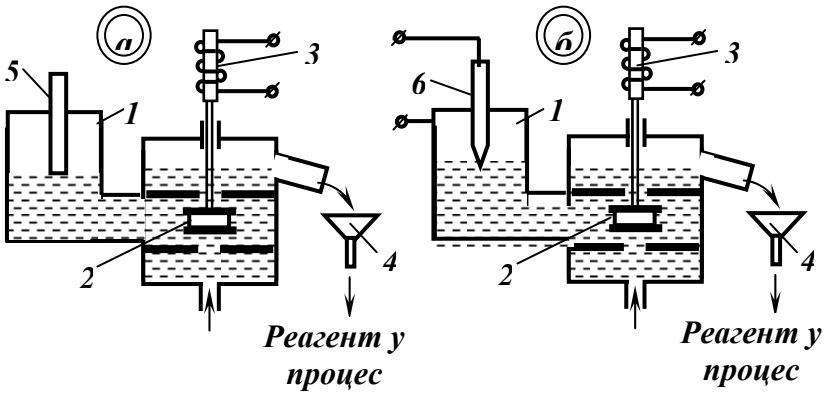


Рис. 6.22 – Схеми порційних живильників.
а – живильник ПР-2;
б – живильник АДБ-1.
1 – мірна ємність; 2 – клапан;
3 – електронна система управління; 4 – приймальна лійка; 5 – повітряна трубка;
6 – електрод.

Реагент у клапанну порожнину надходить знизу. Двосідловий клапан ***2*** з'єднаний з мірною ємністю ***1***, яка заповнюється при подачі імпульсу від системи управління ***3*** і спорожняється після його зняття. Заповнення мірної ємності у живильнику ПР-2 обмежується повітряною трубкою ***5***, а у живильнику АДБ-1 фіксація рівня реагенту у мірній ємності здійснюється електродом ***6***. Після заповнення мірної ємності клапан перекриває вхідний отвір і порція реагенту подається у процес.

Діафрагмовий живильник ДПР-1 і *сильфонний дозатор* (рис. 6.23) є апаратами насосного типу і призначені для дозування чистих реагентних розчинів. Витрата реагенту регулюється довжиною штоку.

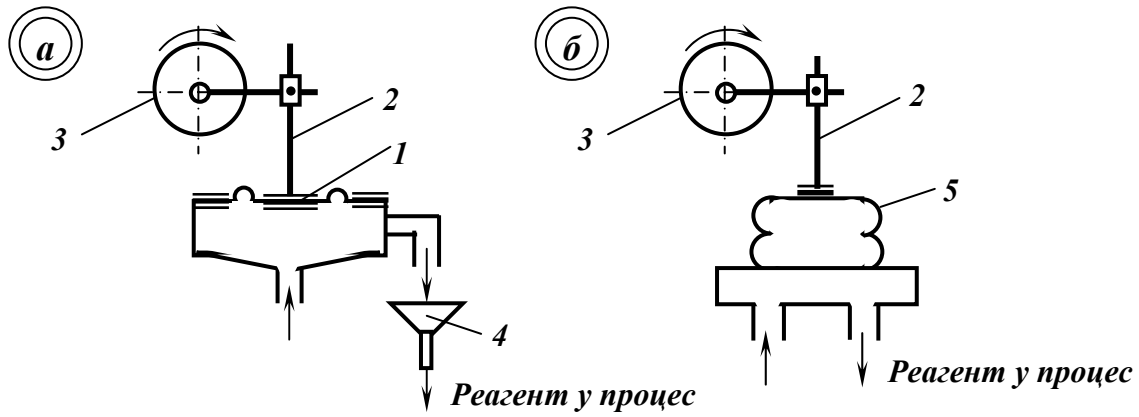


Рис. 6.23 – Схеми діафрагмового живильника і сильфонного дозатора.
а – діафрагмовий живильник; *б* – сильфонний дозатор.
1 – діафрагма; 2 – шток; 3 – привод; 4 – приймальна лійка; 5 – сильфон.

Шківні живильники (рис. 6.24) використовують для дозування в'язких маслянистих реагентів. Живильник являє собою обертальний шків ***1*** занурений у ванну ***2*** з маслом.

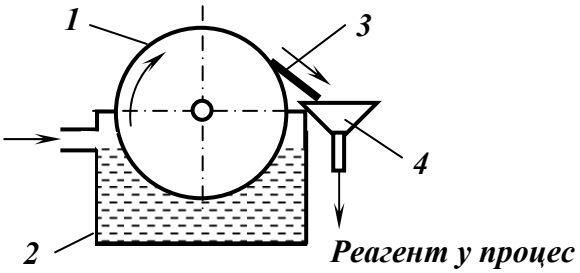


Рис. 6.24 – Схема шківного живильника.
1 – шків; 2 – бачок; 3 – шкребок;
4 – приймальна лійка.

Поверхня шківа покривається тонким шаром реагенту і захоплює його. Потім з бокової поверхні шківа масло знімається шкребком ***3*** і направляється у приймальну лійку ***4***. Витрати реагенту регулюються шириною і кількістю шкребків.

6.6. Технологія флотаційного процесу

Результати флотації залежать від ряду факторів, основними з яких є: речовинний склад корисної копалини, крупність подрібнення руди перед флотацією, густина пульпи, реагентний режим і порядок введення реагентів, інтенсивність аерації і перемішування пульпи**,** інтенсивність знімання піни**,** тривалість флотації, температура пульпи, схема флотації, дебіт пульпи, що надходить у флотаційну машину [1, 7, 16, 17].

До основних характеристик *речовинного складу* корисних копалин, які визначають техніко-економічні показники збагачення відносяться: вміст і флотованість цінних компонентів, мінеральний склад, характер вкраплення і зростання мінералів, наявність ізоморфних домішок, вто-

ринні зміни мінералів внаслідок окиснення, вивітрювання і взаємної активації.

Вміст компонента впливає на ступінь його вилучення у відповідний концентрат. За інших рівних умов вилучення зростає зі збільшенням вмісту даного компонента в корисній копалині.

Мінеральний склад корисної копалини впливає на технологічні показники вилучення кожного компонента і якість отриманих концентратів, що пояснюється такими особливостями корисних копалин:

– кожний метал або елемент у корисній копалині може бути представлений мінералами з різною флотованістю: легкофлотованими, важкофлотованими і нефлотованими. Різні групи мінеральних форм вимагають різних реагентних режимів і при їхній одночасній присутності у руді важко забезпечити оптимальні умови флотації для вилучення усіх мінералів. У такому випадку в технологічній схемі звичайно передбачають роздільне флотаційне вилучення мінералів;

– можливість селективної флотації залежить від ступеня близькості фізико-хімічних властивостей розділюваних мінеральних компонентів. Труднощі здійснення селективної флотації зростають при розділенні мінералів з однаковим аніоном або катіоном;

– селективна флотація ускладнюється при наявності в рудах легкофлотованих алюмосилікатів і при значному вмісті шламистих мінералів і порід, які володіють великою поглинальною здатністю по відношенню до флотаційних.

Генезис (умови утворення корисних копалин) визначають будову корисних копалин, характер кристалізації, ізоморфізм, швидкість і ступінь окиснення і електронні властивості мінералів. Генезисом визначається вміст ізоморфної домішки у мінералах. Ізоморфізм є основною причиною наявності у рудах легко- і важкофлотованих різновидів одного й того ж мінералу.

Вторинним змінам можуть бути піддані як рудні мінерали, так і мінерали вмісних порід. В процесі направлених вторинних змін відбувається уніфікація поверхневих властивостей різних породних мінералів при зростанні їхнього загального ступеня гідрофобності і утворення великої кількості легкофлотованих шламів. Внаслідок цього зростають труднощі депресії пустої породи, запобігання шкідливого впливу шламів і отримання багатих концентратів.

Розмір вкраплення корисних мінералів визначає необхідну крупність подрібнення корисних копалин і продуктів їхньої переробки, яка повинна задовольняти таким вимогам:

– розміри зерен флотованого мінералу не повинні виходити за визначені границі крупності, за якими неможливе їхнє ефективне закріплення на повітряних бульбашках і власне флотація;

– основна маса флотованих мінералів повинна знаходитись у вільному стані, тобто бути звільненою від зростків з пустою породою (перед колективною флотацією) і від зростків мінералів один з одним (перед селективною флотацією);

– крупність отриманих концентратів повинна відповідати установленим для них вимогам (кондиціям).

Густина пульпи впливає на техніко-економічні показники: витрати реагентів, продуктивність флотомашин, питомі витрати енергії, води і ін. При густих пульпах витрата реагентів, як правило, знижується. При збільшенні густини пульпи продуктивність флотомашин спочатку зростає до визначеної межі, а потім починає знижуватись. Таким чином, при флотації невигідно мати як дуже густі, так і дуже розріджені пульпи. Оптимальна розрідженість пульпи залежить в основному від крупності і густини флотованої корисної копалини, призначення операції флотації, необхідної якості пінного продукту і інших умов. Зі збільшенням крупності і густини флотованої руди оптимальна густина пульпи зростає. При великому вмісті шламів і малій густині твердої фази живлення флотацію здійснюють у більш рідких пульпах. В операціях основної і контрольної флотації для зниження втрат корисних мінералів у хвостах застосовують більш густі пульпи, а у перечисних операціях для підвищення якості – розбавлені пульпи. Звичайно у практиці флотації густина пульпи коливається від 15 до 40 % і встановлюється у кожному конкретному випадку дослідним шляхом.

Флотація супроводжується фізико-хімічними процесами, швидкість яких залежить від *температури середовища*. Особливо це помітно при використанні як колектора жирних кислот, які при низьких температурах втрачають свою активність внаслідок переходу у твердий стан. З підвищенням температури поліпшується процес диспергування важкорозчинних збирачів, що є однією з головних причин збільшення швидкості флотації при підігріві пульпи.

Склад води, у якій здійснюється процес флотації, дуже суттєво впливає на хід цього процесу. У воді містяться різни йони, які впливають на флотацію і змінюють *pH* середовища, розчинені гази і різні органічні домішки.

Внаслідок деякої розчинності ряду мінералів вони можуть суттєво змінювати *pH* пульпи. Зміна концентрації у пульпі розчинених газів, перш за все кисню, який суттєво впливає на процес флотації, може відбуватися як у зв’язку з якістю вихідної води, так і у процесі флотації. У залежності від мінералогічного складу руди при її подрібненні і класифікації відбувається різке зниження концентрації кисню у пульпі. У таких випадках слід застосовувати спеціальну аерацію пульпи для насичення пульпи киснем повітря.

Аерація пульпи необхідна для створення повітряних бульбашок. В процесі аерації частина повітря розчиняється у рідкій фазі пульпи – у зонах з підвищеним тиском (напр., перед лопатками імпелера). У зонах зі зниженим тиском (напр., за лопатками імпелера) розчинене повітря виділяється у вигляді дрібніших зародкових бульбашок, які утворюються переважно на поверхні флотованих зерен.

Аерація впливає на швидкість флотації: зі збільшенням аерації швидкість флотації зростає. У механічних машинах аерація залежить від інтенсивності перемішування пульпи (швидкості обертання імпелера). Чим інтенсивніше перемішування, тим більше аерація. Однак сильне перемішування спричиняє збільшення сил відриву частинок від бульбашок повітря і збільшення витрат енергії. Слабке перемішування теж погіршує процес флотації внаслідок осадження крупних частинок на дно камери. Інтенсивність перемішування повинна бути достатньою, щоб перешкоджати випаданню твердих частинок і забезпечувати добру аерацію і рівномірний розподіл частинок і повітряних бульбашок в усьому об’ємі нижньої зони камери. Таким чином, швидкість турбулентних вихорів пульпи при її перемішуванні повинна бути вище критичної.

Під *реагентним режимом* розуміють номенклатуру реагентів, їхнє дозування, точки подачі і розподіл кожного реагенту по окремих точках, тривалість контакту реагентів з пульпою. Реагентний режим у кожному конкретному випадку встановлюється експериментально при дослідженні руд на збагачуваність.

Тривалість контакту реагенту з пульпою коливається у широкому діапазоні. Для розчинних збирачів час контакту складає від 1 до 3 хв., при важкорозчинних – час контакту збільшується. Реагенти-регулятори *pH* середовища, для яких потрібна значна тривалість контакту з пульпою, звичайно завантажують у млини. Збирач можна завантажувати одноразово і порційно (багатоточкове завантаження). При одноразовому завантаженні збирача швидкість флотації вища, а якість пінного продукту дещо нижча, при порційному завантаженні – навпаки. Кількість збирача впливає на вилучення і вміст флотованого мінералу у концентраті. Зі збільшенням витрати збирача вилучення флотованого мінералу у концентрат росте, а якість його знижується.

Реагенти-спінювачі подаються, як правило, після збирача і безпосередньо у флотомашину. Час контакту спінювача з пульпою звичайно складає 1 – 2 хв.

Швидкість флотації залежить від об’єму пульпи, що надходить у флотаційну машину за одиницю часу. При збільшенні потоку пульпи швидкість флотації зростає, а необхідна для отримання визначеного вилучення *тривалість флотації* зменшується.

Оптимальна тривалість флотації визначається економічними показниками, на практиці вона коливається від 5 – 10 до 40 хв. У залежності від необхідної тривалості флотації розрізняють легко-, середньо- і важкофлотовані руди з тривалістю флотації 5 – 15, 15 – 25 і більше 25 хв., у операціях перечищення концентратів тривалість флотації звичайно не перевищує 10 – 15 хв.

У пінному шарі відбувається процес збагачення внаслідок руйнування бульбашок і випадіння зерен пустої породи, які були механічно захоплені у піну. При знятті піни по всій висоті пінного шару якість концентрату знизиться, але вилучення буде високим. У операціях основної і контрольної флотації піна видаляється інтенсивно, при перечисних операціях концентрату – більш обережно.

Схеми флотації корисних копалин характеризуються великою різноманітністю, що пояснюється складністю мінерального складу збагачуваного матеріалу. Але незважаючи на різноманітність флотаційних схем, вони мають ряд спільних ознак, за якими їх можна класифікувати на окремі типи. Всі флотаційні схеми підрозділяються на схеми прямої і схеми зворотної флотації, прямої селективної і колективно-селективної флотації.

При *прямій флотації* у пінний продукт вилучається цінний компонент, а породні домішки залишаються у камерному продукті.

При *зворотній флотації*, навпаки, у пінний продукт виділяються мінерали пустої породи, а цінні компоненти залишаються у камерному продукті.

Схема селективної флотації передбачає послідовне виділення з корисної копалини цінних компонентів у вигляді окремих концентратів.

При *колективно-селективній флотації* багатокомпонентної руди у першу чергу у колективний концентрат вилучаються усі або декілька цінних компонентів. Потім колективний концентрат розділяється на окремі концентрати. Збагачення за колективно-селективною схемою дозволяє при грубому подрібненні виділити у відходи значний обсяг пустої породи, а на тонке подрібнення направляють тільки колективний концентрат перед його селекцією. У результаті значно зменшуються витрати на переробку руди у порівнянні зі схемою прямої селективної флотації.

Схеми флотації підрозділяються на окремі цикли і стадії залежно від властивостей збагачуваного матеріалу і вимог до кінцевих продуктів. Число стадій збагачення залежить від розміру і характеру вкраплення мінералів і схильності руди до ошламлювання. Кожна стадія може включати один або декілька циклів. Кожний цикл може включати декілька послідовних операцій: основну флотацію, одну або декілька перечисних флотацій концентрату і одну або декілька контрольних флотацій. Число перечисних і контрольних флотацій залежить від якості руди і вимог до концентратів.

Для звичайних умов флотації число перечищень коливається від 2 до 4. Число контрольних операцій, як правило, не перевищує 2 – 3, але частіше за все схеми включають тільки одну контрольну флотацію.

6.7. Практика флотаційного збагачення

6.7.1. Класифікація мінералів за флотованістю

Схема флотаційного процесу, характер використовуваних реагентів і результати збагачення у першу чергу залежать від мінерального складу і фізико-хімічних властивостей поверхні мінералів корисної копалини. Запропонована М.А. Ейгелесом класифікація мінералів з урахуванням їхньої флотованості дозволяє виділити такі шість груп [7, 17].

I. *Аполярні мінерали неметалічних корисних копалин*, які характеризуються високою природною гідрофобністю. До них відносять кам'яне вугілля, графіт, алмаз, самородну сірку і тальк. Для флотації мінералів цієї групи використовують вуглеводневі реагенти, головним чином нафтового походження, а іноді тільки спінювачі.

II. *Сульфіди важких металів і самородні метали* характеризуються деякою природною гідрофобністю і вибірковою здатністю адсорбувати на своїй поверхні сульфгідрильні збирачі (ксантогенати). До даної групи відносять сульфіди кольорових, чорних і рідкісних металів (сульфіди свинцю, міді, цинку, заліза, стибію, ртуті, телуриди, селеніди та інші), а також самородні золото, срібло, платина, мідь.

III. *Окиснені мінерали важких металів* представлені карбонатами, сульфатами, гідратами і силікатами міді, свинцю, цинку і комплексних руд. Мінерали цієї групи не мають природної гідрофобності, тому їх флотація можлива жирними кислотами і їх милами або ксантогенатами після попередньої сульфідизації поверхні сульфідом натрію.

IV. *Полярні несульфідні мінерали лужноземельних мінералів* мають у складі кристалічної ґратки катіони кальцію, барію, магнію і стронцію. Мінерали цієї групи дуже чутливі до йонного складу пульпи, вони добре флотують при використанні як збирачів жирних кислот і їх мил і інших оксигідрильних збирачів, а також катіонних.

V. *Оксиди, силікати і алюмосилікати* представлені великою групою мінералів – кварц, андалузит, діаспор, берил, турмалін, топаз, гематит, магнетит, ільменіт, рутил, каолініт, серицит, каситерит, кіаніт, корунд, піролюзит, польові шпати, слюди і інші. Більшість цих мінералів добре флотується з використанням оксигідрильних збирачів, жирних кислот і збирачів катіонного типу.

VI. *Розчинні солі лужних і лужноземельних металів* представлені такими мінералами як галіт, каїніт, карналіт, сильвін і іншими. Мінерали ці-

єї групи флотують з насичених розчинів солей жирними кислотами, амінами і їх сумішами з аполярними реагентами.

Близькість флотаційних властивостей різних за складом мінералів визначає складність флотаційних схем і у цілому технології флотаційного збагачення корисних копалин.

6.7.2. Флотація мінералів з високою природною флотованістю

Висока природна гідрофобність мінералів цієї групи (кам'яне вугілля, графіт, самородна сірка і тальк) обумовлена особливістю їх кристалічної структури [7, 17]. Ці мінерали характеризуються значною величиною крайового кута змочування від 50 до 90°, невеликими густиною і міцністю (табл. 6.2).

Таблиця 6.2 – Властивості аполярних несульфідних мінералів

Мінерал	Крайовий кут змочування, град	Густина, кг/м^3	Міцність (за Моосом)
Кам'яне вугілля	70 – 90	1200 – 1400	2,0 – 3,5
Графіт	55 – 75	2150	1,0 – 2,0
Самородна сірка	75 – 85	2050	1,5 – 2,5
Тальк	52 – 69	2700	1,0

Ці властивості аполярних несульфідних мінералів обумовлюють особливості їхньої флотації:

– висока природна гідрофобність дозволяє здійснювати флотацію при порівняно простому реагентному режимі із застосуванням спінювачів і малорозчинних у воді реагентів – масел;

– невелика густина аполярних несульфідних мінералів і їхня велика міцність прилипання до повітряних бульбашок дозволяє флотувати порівняно крупні частинки;

– невелика міцність мінеральних зерен обумовлює утворення значної кількості тонких шламів при подрібненні.

Розглянемо для прикладу флотацію вугілля і сульфідних руд.

6.7.3. Флотація кам'яного вугілля

Флотація – по суті єдиний широкозастосовуваний ефективний метод збагачення вугільних шламів крупністю 0 – 0,5 мм. Повсюдне промислове використання флотації обумовлено в основному значними масштабами видобування кам'яного вугілля і механізацією вугледобування, що обумовлює збільшення у вихідному вугіллі вмісту класу –0,5 мм до 20 – 25 %.

Флотаційні властивості вугілля залежать від його мінералого-петрографічного складу, ступеня окиснення поверхні зерен і характеру (складу і дисперсності) включень пустої породи.

Ефективність флотаційного збагачення вугілля значною мірою визначається підготовкою пульпи до флотації, у процесі якої вирішуються такі питання:

– отримання однорідного живлення флотації (змішуванням усіх шламових потоків у демпферній ємності);

– запобігання надходження на флотацію крупнозернистого матеріалу, який звичайно втрачається у хвостах (класифікацією у гідроциклонах);

– забезпечення необхідного контакту пульпи з реагентами (в апаратах АКП).

В основному як збирачі при флотації вугілля застосовують аполярні ароматичні реагенти ААР-1 і ААР-2, рідше гас або його ароматизовану фракцію АФ-2, а як спінювачі – вищі спирти, масло Х і пінореагент. Витрата аполярних реагентів складає 800 – 2500 г/т, гетерополярних реагентів – 50 –200 г/т. Підвищення ефективності дії і зниження витрати реагентів досягається їхнім емульгуванням у апаратах АКП. Тривалість контакту реагентів з пульпою складає 2 – 5 хв., а тривалість флотації – 6 – 9 хв.

Оптимальний вміст твердої фази у пульпі, що надходить на флотацію складає для вугілля марок Г, Д – 80 – 120 кг/м^3, марок Ж, К, ПС, П – 120 – 150 кг/м^3; для антрацитів – 150 – 180 кг/м^3; для вугілля, що видобувається гідравлічним способом – 40 – 100 кг/м^3. При великому вмісті у шламах глинистого матеріалу густина флотаційної пульпи і продуктивність флотомашини знижуються, а витрата реагентів збільшується. Величина *pH* порівняно мало впливає на технологічні показники флотації і на вуглезбагачувальних фабриках складає 7,5 – 8,2.

Таким чином, вибір раціональної схеми флотації залежить від таких факторів: вимог до якості продуктів флотації, зольності і ступеня метаморфізму вихідного вугілля, його гранулометричного складу, вмісту проміжних фракцій, наявності глини і порід, що розмокають, петрографічного складу, флотаційної активності, характеристик флотомашин, продуктивності флотаційного відділення, техніко-економічних показників і ін.

На більшості вуглезбагачувальних фабрик для одержання кондиційних продуктів за один прийом застосовуються прямі схеми флотації (рис.

6.25 ***а***), за якими пінний продукт з усіх камер направляється у концентрат, а хвости видаляються з останньої камери. Прямі схеми застосовують звичайно при зольності живлення не більше 20 % і флотації розріджених пульп. При флотації вугільних шламів підвищеної зольності застосовують більш складні схеми або прості (прямі) з розбавленням пульп. Найбільш розповсюдженою є схема з перечисною флотацією концентрату останніх камер (рис. 6.25 ***б***). Значно рідше при флотації дуже зольних і важкозбагачуваних шламів використовується схема з перечищенням усього концентрату основної флотації (рис. 6.25 ***в***). При великому об'ємі концентрату його перечищають у окремій машині. Схеми з контрольною флотацією відходів основної флотації для зниження втрат корисного компоненту при збагаченні вугілля не застосовують.

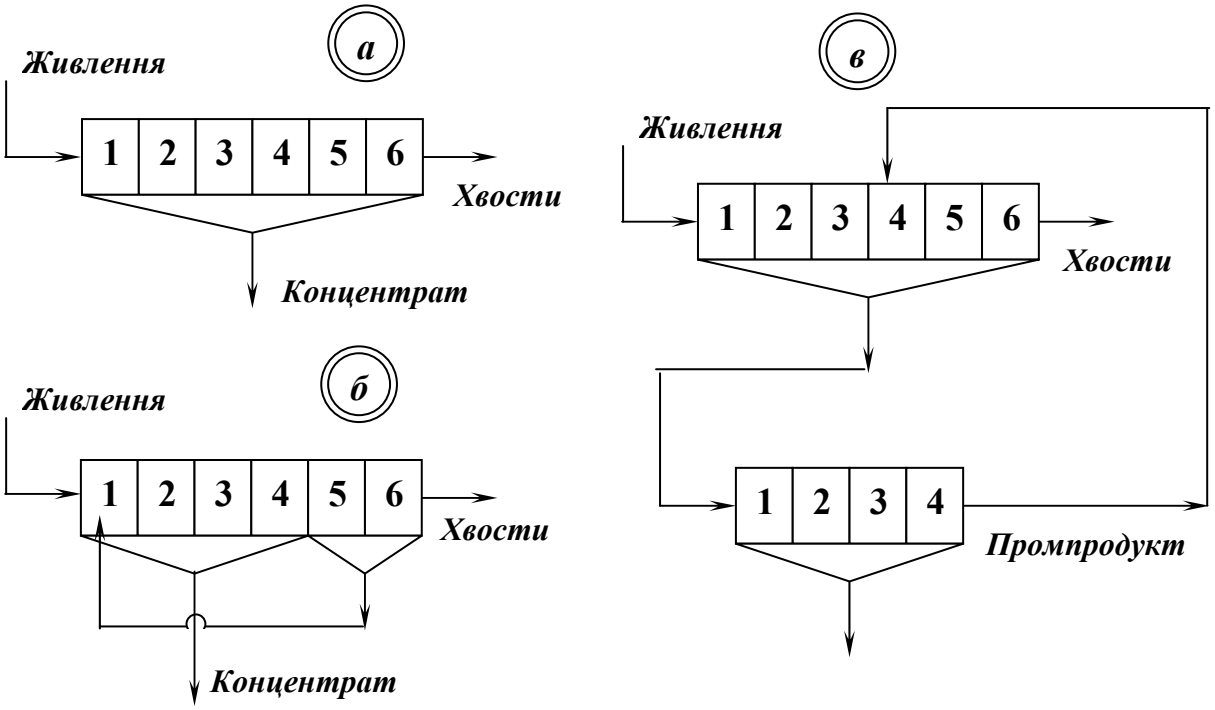


Рис. 6.25 – Схеми флотації кам'яного вугілля.
а – пряма; *б* – з перечищенням концентрату останніх камер; *в* – з перечищенням усього концентрату; 1 – 6 – флотаційні камери.

Технологічні показники флотації коливаються у широкому діапазоні у залежності від зольності вихідного живлення, шламоутворення і інших факторів, що впливають на вибір схеми флотації. Зольність вугільного концентрату складає 8 – 10 % , зольність відходів – 70 – 75 % .

Але у 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 розділяються в гідроциклоні типу ГЦ за крупністю 0,2 мм. Шлами крупністю + 0, 2 мм збагачуються гвинтовою сепарацією, а шлами крупністю –0,2 мм – флотацією. При збагаченні шлами розділяються 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. 6.26.

При зольності вугільних шламів 20 – 35 % така схема дозволяє отримати концентрат зольністю 7 – 12 % і відходи зольністю до 75 %.

Вугілля використовується для багатьох цілей: для виробництва металургійного коксу, електроенергії, хімічних продуктів, електродної продукції, карбіду, при агломерації залізних руд і для інших технічних і технологічних потреб.

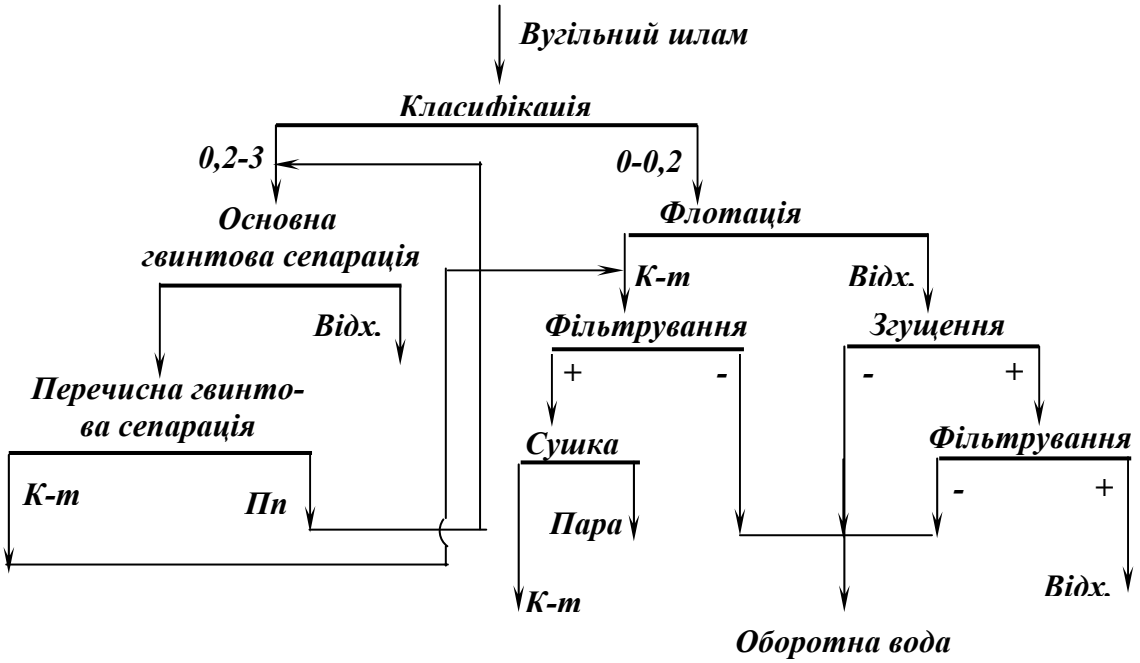


Рис. 6.26 – Схема збагачення вугільних шламів гвинтовою сепарацією і флотацією.

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 приводить до зниження теплоти згоряння. Вугілля, що використовується для виробництва синтетичного бензину, повинно мати зольність не більше 5 – 6 % при вологості 1-2 % ; для виготовлення електродів потрібне вугілля з зольністю, що не перевищує 2 – 3 % . Підвищення зольності вугілля на 1 % знижує його ціну на 2,5 % .

Для задоволення потреб економіки Україна щорічно використовує близько 100 млн. т вугілля, з яких близько 80 млн. т видобувається вітчизняними підприємствами Донецького, Дніпровського і Львівсько-Волинського вугільних басейнів.

6.7.4. Флотація мідних сульфідних руд

Мідні руди поділяються на сульфідні (вміст оксидів міді до 15 %), змішані (вміст оксидів міді до 50 – 75 %) і окиснені (вміст оксидів міді більше 50 – 75 %). За текстурними особливостями руди, що містять мідь, підрозділяються на масивні або суцільні і вкраплені. В первинних рудах більшості промислових родовищ мідь присутня в сульфідної формі. До промислових відносяться руди, які містять більше 0,3 % міді, яка на 85 – 90 % представлена сульфідними мінералами: халькопіритом, халькозином, ковеліном, борнітом та ін. В зонах окиснення мідь представлена карбонатами (малахітом, азуритом), силікатами (хризоколою), сульфатами (халькантитом, брошантитом, оксидами (купритом, тенoритом та іншими сполуками. Незмінним супутником сульфідів міді є сульфіди заліза. Як самостійний мінерал в родовищах зустрічається самородна мідь (вміст міді 97 – 99 %).

Найбільш розповсюдженим сульфідним мінералом в сульфідних рудах є пірит. Крім піриту в мідно-колчеданних рудах зустрічаються марказит (поліморфна форма піриту), піротин і арсенопірит.

Породні мінерали залежно від генезису родовища можуть бути представлені різними співвідношеннями кварцу, польових шпатів, серицитових і хлоритових сланців, вохристо-глинистого матеріалу, кальциту і деяких інших мінералів.

Основні запаси міді зосереджені у *вкраплених рудах*. Найбільш розповсюдженими є мідно-порфірові руди і мідисті піщаники. 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. Мідисті піщаники, як правило, мають незначний вміст піриту, а мідні мінерали в них часто представлені халькозином і борнітом, що дозволяє при їхньому збагаченні отримувати концентрати з високим вмістом міді. У мідистих піщаниках срібло зв’язане з халькозином і у меншому ступені з борнітом [1, 7, 17].

Вимоги до отриманих при збагаченні мідних і піритних концентратів визначаються у залежності від типу руди і прийнятого методу їхньої металургійної переробки.

Реагентні режими і схеми флотаційного збагачення мідних руд, які забезпечують отримання кондиційних концентратів, залежать від їхнього речовинного складу і визначаються у першу чергу співвідношенням мінеральних форм міді і заліза, вмістом піриту і ступенем його активації, ступенем окиснення сульфідів міді, складом породи, кількістю розчинних солей і шламів та інших факторів, що визначають поверхневі властивості і флотованість мінералів, які розділяються при селективній флотації.

Сульфідні мінерали міді добре флотують сульфгідрильними збирачами у досить широкому діапазоні *pH*, тому що вони володіють високою здатністю до сорбції, яка залежить від ступеня окиснення сульфідної поверхні і вмісту міді. За флотованістю ксантогенатами мідні мінерали можна розташувати у такий послідовності: халькопірит – борніт – ковелін – халькозин.

Свіжооголена і чиста сульфідна поверхня мідних мінералів володіє деякою гідрофобністю, що сприяє закріпленню на ній збирача. Однак окиснення поверхні сульфідних мінералів відбувається швидко, особливо при подрібненні. При окисненні флотованість сульфідів різко знижується в результаті утворення на поверхні мінералів важкорозчинних оксидних сполук, які перешкоджають сорбції збирача.

Найбільш розповсюдженими сульфгідрильними збирачами при флотації сульфідних мінералів міді є ксантогенати, ефективність дії яких залежить від довжини вуглеводневого радикалу. Усі сульфіди міді також добре флотуються дитіофосфатами, дитіокарбоматами, меркаптанами.

Найбільш ефективними депресорами халькопіриту є ціаніди, які застосовуються при розділенні мідно-свинцевих і мідно-нікелевих концентратів. При цьому дія ціаніду, як депресора, залежить від *pH* середовища і типу застосованого збирача. Значно гірше депресуються ціанідами вторинні сульфіди міді, що пояснюється їх доброю розчинністю в ціанистих розчинах з утворенням мідно-ціанистого комплексу. Для вторинних сульфідів міді найбільш ефективними депресорами є фериціаніди $K_3Fe(CN)_6$ і $K_4Fe(CN)_6$, які застосовуються при розділенні мідно-свинцевих концентратів з підвищеним вмістом вторинних сульфідів міді – борніту, халькозину, ковеліну. Сульфід натрію Na_2S є досить сильним депресором усіх сульфідів міді, при цьому найбільшою стійкістю до його депресуючої дії володіє халькозин (депресується при $pH > 7$), найменшою – халькопірит (депресується при $pH > 5{,}5$). Депресія сульфідних мідних мінералів сірчаним натрієм відбувається у результаті витиснення (десорбції) ксантогенату з поверхні мідних мінералів сульфід-йонами, що використовується при розділенні мідно-молібденових концентратів.

Солі хромової кислоти, діоксид сірки SO_2, сірчаниста кислота H_2SO_3, сульфіти (Na_2SO_3) і тіосульфати ($Na_2S_2O_3$) практично не депресують халькопірит, тому вони широко застосовуються при розділенні мідно-свинцевих і мідно-цинкових концентратів.

При флотації сульфідів міді вапно виявляє свою депресуючу дію при значно більш високій концентрації, ніж при флотації піриту, що використовується для їхнього розділення.

Пірит, як й усі сульфідні мінерали швидко окиснюється, при цьому на його поверхні у залежності від *pH* утворюються гідроксид заліза, карбонати заліза і інші сполуки. При високих значеннях $pH > 7$ на поверхні піриту утворюється плівка $Fe(OH)_3$, яка характеризується дуже низькою розчинністю і не тільки перешкоджає закріпленню збирача, але й може витиснути його з поверхні мінералу. Найбільш ефективно пірит флотується ксантогенатами і дитіофосфатами в слабкокислому або нейтральному середовищі при $pH = 6 – 7$. В лужному середовищі флотація піриту погіршується і повністю припиняється при $pH > 8$. Сорбція дитіофосфатів і дитіокарбоматів на піриті відбувається у значно меншому ступені, ніж на халькопіриті, вони застосовуються при селективній флотації мідно-піритних руд. Найбільш розповсюдженим депресором піриту є вапно. Дія вапна пов’язана з підвищенням *pH* пульпи, утворенням на поверхні піриту плівки гідроксидів заліза, адсорбцією йонів кальцію, що приводить до цементації поверхні і запобіганню адсорбції збирача. Активується пірит у кислому середовищі, коли надлишкова лужність нейтралізується подачею кислоти.

Флотація є основним методом збагачення мідних руд, інші методи збагачення мають другорядне значення. Вони застосовуються головним чином для вилучення супутніх компонентів (благородних металів, олова і ін.) і підвищення комплексності використання сировини або у процесах попередньої концентрації з метою зниження собівартості переробки.

При флотаційному збагаченні мідних руд вирішуються задачі ефективного відділення сульфідних мінералів від породних, розділення сульфідів міді і заліза, підвищення комплексності використання сировини за рахунок вилучення благородних металів і інших цінних компонентів у окремі продукти або концентрати.

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 %.

Мідні вкраплені сульфідні руди (мідисті піщаники і мідно-порфірові руди) збагачують за різними технологічними схемами – від дуже простих, які включають основну флотацію і декілька перечисток концентрату, до складних тристадійних з окремим промпродуктовим циклом, з роздільною флотацією пісків і шламів.

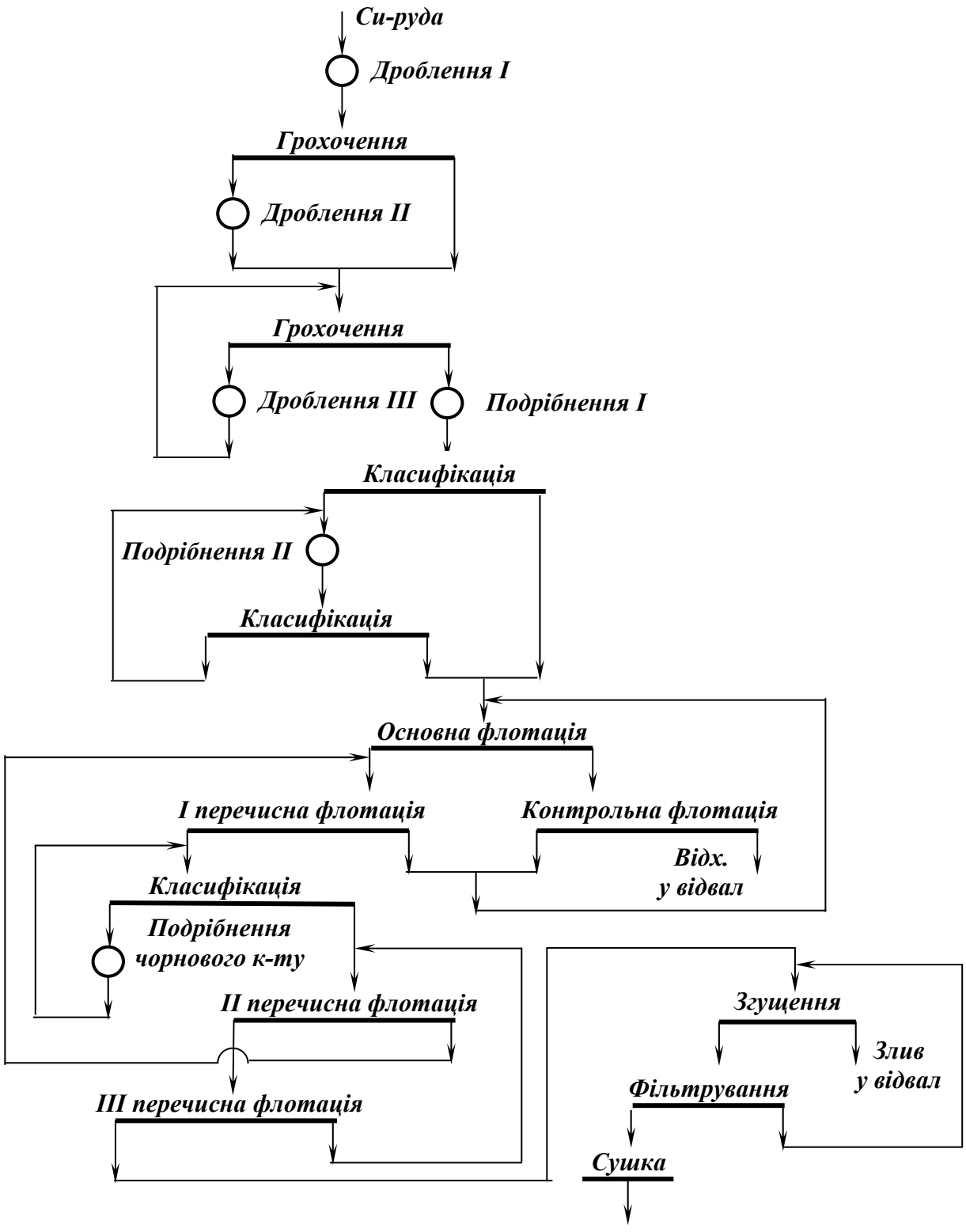


Рис. 6.27 – Технологічна схема збагачення вкраплених мідних руд.

При збагаченні вкраплених руд звичайно необхідно відділити мінерали міді від піриту і мінералів пустої породи. Для депресії піриту застосовують вапно, яке подають у одну або кілька точок: рудні млини, млини

подрібнення чорнового концентрату, перечисні операції. Значення *pH* в основній флотації змінюється від 8,5 до 11,5 і залежить від вмісту піриту в руді і ефективності збирача, що використовується. В перечисних операціях значення *pH* складає 11 – 12.

На більшості збагачувальних фабрик, які перероблюють мідні вкраплені руди, депресори мінералів породи, як правило, не застосовують. Однак, якщо в пульпі, що надходить на флотацію, вміст тонких породних шламів значний, у основну флотацію і перечистку концентрату подають рідке скло.

Технологічні схеми переробки мідистих піщаників і мідно-порфірових руд з невеликим вмістом піриту – найпростіші.

Технологічна схема збагачення вкраплених мідних руд (рис. 6.27) включає тристадіальне дроблення в конусних дробарках до крупності 20 мм і подрібнення в дві стадії.

Підготовлена за крупністю руда (крупність 50 – 60 % класу – 0,074 мм) надходить на основну флотацію, де з руди виділяється пуста порода.

Сульфідні мінерали добре флотуються сульфгідрильними збирачами (ксантогенатами, дитіофосфатами) в лужному середовищі, що утворюється за допомогою вапна. Окиснені мінерали, якщо вони присутні в руді, також флотуються ксантогенатами і дитіофосфатами, але після їх сульфідизації сульфідом натрію Na_2S. В результаті сульфідизації окиснені мінерали покриваються плівкою сульфіду міді, після чого вони флотуються як сульфідні. Як спінювачі при флотації використовують реагенти Т-66 і Т-80. Флотація включає основну, контрольну і перечисні операції.

Чорновий концентрат подрібнюється до крупності 85 – 95 % класу – 0,074 мм і надходить на перечисні 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 %.

Мідь характеризується високими пластичністю, хімічною стійкістю, електропровідністю і теплопровідністю. Ці властивості обумовили її широке використання у техніці. Близько 50 % міді використовується в електротехнічній промисловості для виробництва кабелів, проводів, шин і т.п. З міді виготовлюють деталі холодильників, теплообмінників, вакуумної апаратури.

До 40 % міді використовується у вигляді різних сплавів, основними з яких є латунь (сплави з цинком), бронза (сплави з оловом), мельхіор (сплав з нікелем). Мідь використовується також для виробництва сульфату міді, мінеральних пігментів і добрив, як художній матеріал.

Невеликі домішки фосфору, арсену, стибію і алюмінію знижують теплопровідність міді, домішки бісмуту і свинцю роблять мідь ламкою, а домішка сірки – крихкою на холоді. Багато елементів, які утворюють тверді суміші з міддю, знижують її електропровідність. Хімічна активність міді слабка. При кімнатній температурі в присутності вологи і вуглекислого газу поверхня міді покривається плівкою лужного карбонату, який охороняє її від подальшого окиснення.

Флотація інших мінералів має свої специфічні особливості, відображені у спеціальній літературі, яка присвячена виключно процесу флотації.

7. МАГНІТНЕ ЗБАГАЧЕННЯ

7.1. Теоретичні основи магнітного збагачення

Магнітні процеси збагачення засновані на використанні відмінностей у магнітних властивостях мінералів і гірських порід і здійснюються в магнітних сепараторах у повітряному і водному середовищах. Залежно від характеру середовища процес може бути сухим або мокрим. Для створення магнітного поля в сепараторах використовуються постійні магніти або електромагніти.

Основною силовою характеристикою магнітного поля є його *напруженість* – сила, з якою поле діє на одиницю позитивної магнітної маси, що розташована у даній точці. За характером напруженості магнітні поля діляться на однорідні і неоднорідні (рис. 7.1).

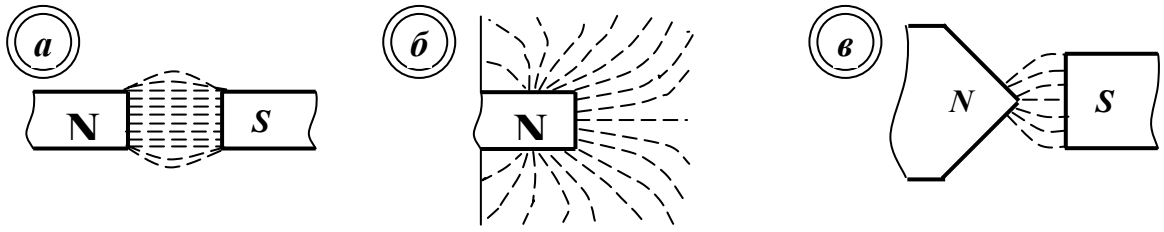


Рис. 7.1 – Схеми магнітних полів.
а – однорідне поле; *б, в* – неоднорідні поля.

В *однорідному магнітному полі* напруженість однакова і по величині, і по напрямку, в *неоднорідному* – напруженість непостійна по величині і може змінюватися по напрямку. Однорідне магнітне поле виникає між двома різнойменними полюсами плоскої форми, а неоднорідне – між полюсами криволінійної і кутастої форми. В однорідному полі на магнітну частинку діє магнітний момент, під впливом якого частинка орієнтується уздовж силових ліній поля. В неоднорідному полі на магнітну частинку крім магнітного моменту діє магнітна сила (притягання або відштовхування) у напрямку підвищення напруженості магнітного поля. Дією цієї сили й обумовлено розділення магнітних і немагнітних мінералів. Тому в магнітних сепараторах застосовуються тільки неоднорідні магнітні поля [3, 8, 18].

Неоднорідне магнітне поле характеризується *градієнтом поля gradH* - інтенсивністю зміни напруженості магнітного поля:

$$gradH = dH / dx \ , \ \text{А/м}^2, \tag{7.1}$$

де dx – відстань на якій напруженість магнітного поля H змінюється на величину dH.

Магнітні властивості мінералів характеризуються *магнітною сприйнятливістю* і *магнітною проникністю*. Магнітна сприйнятливість – фізична величина, що характеризує здатність тіла змінювати інтенсивність власної намагніченості. Розрізняють об'ємну і питому магнітну сприйнятливість. *Об'ємна магнітна сприйнятливість к* дорівнює відношенню намагніченості тіла J до напруженості магнітного поля H, у якому знаходиться це тіло:

$$\kappa = J / H. \tag{7.2}$$

Питома магнітна сприйнятливість χ – об'ємна магнітна сприйнятливість одиниці маси тіла:

$$\chi = \kappa / \delta \ , \tag{7.3}$$

де δ – густина тіла, кг/м^3.

Магнітна проникність μ – величина, що характеризує здатність речовини змінювати свою магнітну індукцію B під дією зовнішнього магнітного поля:

$$\mu = B / H. \tag{7.4}$$

Магнітна проникність зв'язана з магнітною сприйнятливістю таким співвідношенням:

$$\mu = 1 + 4\pi\kappa. \tag{7.5}$$

Для вакууму $\mu_0 = 1{,}256 \cdot 10^{-6}$, Гн/м.

Магнітна індукція B – величина, яка характеризує напруженість магнітного поля в речовині і залежить від напруженості зовнішнього магнітного поля H і намагніченості речовини J :

$$B = H + 4\pi J. \tag{7.6}$$

За магнітними властивостями всі мінерали і гірські породи поділяють на *феромагнітні, парамагнітні* і *діамагнітні*. Але технологічна класифікація мінералів за магнітними властивостями дещо відрізняється від фізичної. За технологічною класифікацією всі мінерали і гірські породи залежно від їх питомої магнітної сприйнятливості розділяють також на три групи:

– *сильномагнітні (феромагнітні) мінерали*, що мають питому магнітну сприйнятливість $\chi > 3 \cdot 10^{-6}$ м^3/кг. Ці мінерали (магнетит, маггеміт, піротин, франклініт і ін.) можуть вилучатися у магнітну фракцію на сепараторах з відносно слабим магнітним полем напруженістю H = 70 – 120 кА/м;

– *слабомагнітні мінерали*, що мають питому магнітну сприйнятливість $1 \cdot 10^{-8} \le \chi \le 6 \cdot 10^{-7}$ м^3/кг. Ця найбільш численна група мінералів відповідає парамагнітним речовинам і включає оксиди, гідрооксиди і карбонати заліза і марганцю, вольфраміт, ільменіт, біотит, гранат та ін. Для вилучення цих мінералів у магнітну фракцію напруженість магнітного поля сепараторів мусить бути H = 480 – 1600 кА/м;

– *немагнітні мінерали*, до яких відносяться парамагнітні мінерали з питомою магнітною сприйнятливістю $\chi < 1 \cdot 10^{-8}$ м^3/кг і всі діамагнітні мінерали ($\chi < 0$). Ці мінерали не вилучаються в магнітну фракцію навіть у сепараторах з сильним магнітним полем.

Для визначення магнітних властивостей мінералів використовують балістичний, магнітометричний і пондеромоторний методи. Перші два методи – для сильномагнитних, третій – для сильномагнитних, слабомагнітних і немагнітних мінералів.

Магнітні властивості сильномагнітних мінералів. Однією з основних особливостей сильномагнітних мінералів є залежність їхньої магнітної індукції або намагніченості від напруженості поля.

Як показано на рис. 7.2, первинне намагнічування сильномагнітної речовини відбувається по кривій *OAD*.

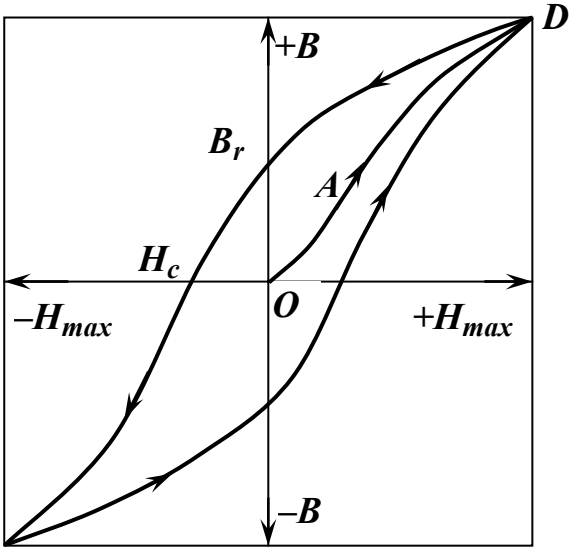


Рис. 7.2 – Початкова крива намагнічування і петля гістерезису сильно магнітної речовини (феромагнітної).

При циклічному перемагніченні, що відбувається у напрямку вказаному стрілками, крива намагнічення переходе у криву гістерезису. Крива гістерезису, отримана для умов магнітного насичення, називається граничною петлею. Основні характеристики петлі гістерезису при дослідженнях

зразка сильномагнітної речовини в замкненому магнітному ланцюгу: залишкова індукція B_r і коерцитивна сила H_c. Залишкова індукція B_r свідчить про те, що елементарні струми у феромагнітному тілі при зникненні зовнішнього поля зберегли упорядковану орієнтацію. Коерцитивна сила H_c характеризує величину напруженості поля зворотного напрямку, яку необхідно створити, щоб залишкова індукція зникла і стала рівною нулю.

Якщо по осі ординат замість індукції відкласти значення намагніченості J_r, отримуємо петлю гістерезису намагніченості. За цією петлею можна визначити залишкову намагніченість J_r і коерцитивну силу H_c гістерезисної петлі намагнічення.

Чим більше коерцитивна сила, тим трудніше матеріал розмагнічується.

Магнітні властивості сильномагнітних речовин суттєво залежать від температури. При визначеній для кожної речовини температурі – точці Кюрі – сильномагнітні (феромагнітні) властивості зникають і речовина стає парамагнітною.

Магнетит ($FeO \cdot Fe_2O_3$) володіє такими магнітними властивостями: точка Кюрі $\Theta = 578^oC$; намагніченість насичення $J_s = 451 – 454$ кА/м; коерцитивна сила $H_c = 1{,}6$ кА/м; початкова питома магнітна сприйнятливість $\chi = (0{,}18 – 1{,}28)\cdot 10^{-2}$ м^3/кг.

Магнітне насичення магнетиту наступає при намагнічуванні в полі з напруженістю 320 кА/м. Зі зменшенням крупності частинок магнетиту зростає коерцитивна сила і зменшується магнітна сприйнятливість.

Питома магнітна сприйнятливість зростка магнетиту з слабомагнітними або немагнітними мінералами залежить в основному тільки від вмісту в ньому магнетиту. Але питома магнітна сприйнятливість зростка зростає не прямо пропорційно зі збільшенням в ньому вмісту магнетиту, а значно швидше. Для діапазону напруженості намагнічуючого поля 60 – 120 кА/м питому магнітну сприйнятливість можна визначити за емпіричною формулою Бринга:

$$\chi_{ср} = (\delta_м / \delta_{ср})(\alpha / 72{,}4)^2 \chi_м \text{, м}^3\text{/кг} \qquad (7.7)$$

де $\delta_м$ *і* $\delta_{ср}$ – густина відповідно магнетиту і зростків, кг/м^3; α – вміст заліза в формі магнетиту в зростку, %; χ – питома магнітна сприйнятливість магнетиту, м^3/кг; 72,4 – вміст заліза в хімічно чистому магнетиті, %.

Для штучних магнетиту і маггеміту, отриманих при випалі слабомагнітних залізних руд, характерна більш висока коерцитивна сила ($H_c \approx 10$ кА/м). Тому при збагаченні цих матеріалів утворюються міцні флокули, що обумовлює відносно велике засмічення магнітного продукту сепарації немагнітними частинками.

Піротин (FeS_{1+x}) зустрічається у вигляді різновидів, які за власними магнітними властивостями можуть відноситися як до слабомагнітних, так і до сильно магнітних.

Феросиліцій застосовується як обважнювач у важких суспензіях. За даними досліджень феросиліцій, який містить 79 % *Fe*, 13,4 % *Si*, *Al* 5 %, 2,5 % *Ca,* має питому магнітну сприйнятливість $\chi = 0{,}4 \cdot 10^{-3}$ м^3/кг, а при зниженні вмісту заліза до 40 % і відповідно підвищенні вмісту кремнію до 53 % питома магнітна сприйнятливість феросиліцію зменшується у 5 разів і складає $0{,}08 \cdot 10^{-3}$ м^3/кг. Залишкова намагніченість феросиліцію – $J_s \approx$ 8 кА/м; коерцитивна сила H_c = 0,65 кА/м. Задовільне вилучення феросиліцію в сепараторах з слабим полем забезпечується при вмісті в ньому кремнію не більше 30 %. При зменшенні крупності частинок феросиліцію його магнітна сприйнятливість, як і у магнетиту, дещо знижується.

Магнітні властивості слабомагнітних мінералів на відміну від сильномагнітних не залежать від форми частинок і напруженості намагнічуючого поля. Разом з тим, у окремих випадках спостерігається залежність питомої магнітної сприйнятливості від напруженості поля, що може бути пояснене наяністю сильномагнітних включень. Магнітна сприйнятливість зростків, які складаються з слабомагнітних і сильномагнітних мінералів, визначається за формулою (7.7), а слабомагнітних і немагнітних мінералів, оскільки їхня питома магнітна сприйнятливість не залежить від напруженості магнітного поля і форми частинок, рівнянням:

$$\chi_{ср} = \sum_{i=1}^{n} \alpha_{i\,м.} \chi_{iм} \text{ , м}^3\text{/кг} \qquad (7.8)$$

де $\alpha_{iм}$ – вміст в зростку слабомагнітного або немагнітного *i*-того мінералу, част. од.; $\chi_{iм}$ – питома магнітна сприйнятливість слабомагнітного або немагнітного мінералу, м^3/кг.

Слабомагнітні мінерали, що піддаються магнітному збагаченню, як правило, є парамагнітними речовинами.

Магнітна сприйнятливість частинок, що повинні бути вилучені в магнітний продукт, є основним фактором, який визначає вибір сепаратора. Залежно від питомої магнітної сприйнятливості мінералів, що вилучаються, магнітне збагачення корисних копалин здійснюється в сепараторах з сильним магнітним полем (для слабомагнітних руд) і в сепараторах зі слабим магнітним полем (для сильномагнітних руд). Однак, при магнітному збагаченні сильномагнітних руд і матеріалів, крім магнітної сприйнятливості, важливе значення мають коерцитивна сила, залишкова індукція, розмагнічуючий фактор. Від цих факторів залежить створення флокул в полі сепаратора або намагнічуючого апарата і часткове збереження флокул після їхнього видалення з поля.

В результаті магнітної флокуляції прискорюється осадження частинок при знешламленні руди перед магнітним збагаченням. Однак магнітна флокуляція негативно впливає на класифікацію пульпи в циклі подрібнення магнетитових руд, особливо в механічних класифікаторах. З цієї причини в циклах подрібнення сильномагнітних продуктів, які раніше пройшли через магнітне поле сепаратора або намагнічуючого апарата, звичайно встановлюють розмагнічуючі апарати для де флокуляції пульпи.

Утворення флокул з магнітних частинок при їхньому проходженні через робочу зону сепаратора сприяє отриманню більш бідних за вмістом заліза відходів, особливо при мокрому збагаченні. Це пояснюється тим, що магнітна сприйнятливість флокул внаслідок меншого коефіцієнта розмагнічування більше, а опір водного середовища їхньому руху менше, ніж для окремої частинки. Однак на якості магнітного концентрату утворення магнітних флокул позначається негативно, тому що у флокули захоплюються й немагнітні частинки. Крім того, утворення флокул утруднює відділення зростків від вільних рудних частинок.

Для успішного магнітного розділення двох мінералів з однаковими магнітними сприйнятливостями, але різними точками Кюрі, сепарацію виконують при проміжній температурі, яка відповідає значному зниженню магнітних властивостей одного з них при збереженні їх практично незмінними у іншого. Цей процес отримав назву термомагнітної сепарації.

На мінеральне зерно в неоднорідному магнітному полі діє магнітна сила $F_{маг н}$, що визначається за формулою:

$$F_{маг н} = \mu_0 \chi HgradH \text{ , Н/кг,} \qquad (7.9)$$

де χ – питома магнітна сприйнятливість, $м^3/кг$; $HgradH$ – магнітна сила поля, $А^2/м^3$.

Чим більше питома магнітна сприйнятливість, тим з більшою силою магнітне поле діє на мінеральне зерно. Мінеральні зерна, для яких магнітна сила більше суми протидіючих механічних сил (ваги, інерції, опору середовища, відцентрової і ін.), притягуються до полюсів магнітної системи і вилучаються у магнітний продукт. Мінеральні зерна з низькою магнітною сприйнятливістю практично не змінюють намагніченості, не взаємодіють з зовнішнім магнітним полем і рухаються у магнітному полі за траєкторіями, що залежать від дії тільки механічних сил. Ці мінеральні зерна вилучаються у немагнітний продукт.

Суттєво впливає на результати магнітної сепарації різниця між питомими магнітними сприйнятливостями χ_1 і χ_2 розділюваних зерен, однорідність поля сепаратора за величиною магнітної сили ($HgradH$) і крупність збагачуваного матеріалу. Відношення питомих магнітних сприйнят-

ливостей розділюваних при збагаченні більш магнітних χ_1 і менш магнітних зерен χ_2 називається *коефіцієнтом селективності магнітного збагачення:*

$$k_{см} = \chi_1 / \chi_2 \ . \qquad (7.10)$$

Для успішного розділення мінералів в магнітних сепараторах необхідно щоб величина коефіцієнта селективності магнітного збагачення була не менше 3 – 5. Таким чином, розділення мінеральних зерен в магнітному полі можливе при додержанні умови:

$$f_{1маг н} > f_{мех} > f_{2\ маг н} \ ,$$

де $f_{1маг н}$ і $f_{2\ маг н}$ – питомі магнітні сили, що діють відповідно на рудні і нерудні зерна, Н/кг; $f_{мех}$ – рівнодіюча усіх механічних сил, віднесених до маси зерна і спрямованих протилежно дії питомих магнітних сил $f_{1маг н}$ і $f_{2\ маг н}$.

Зерна, для яких $f_{маг н} > f_{мех}$, потраплять у магнітний продукт, а зерна, для яких $f_{мех} > f_{маг н}$, потраплять у немагнітній продукт. Таким чином здійснюється розділення матеріалу в процесі магнітної сепарації. При переміщенні через робочу зону сепаратора магнітні мінерали під дією магнітної сили $f_{маг н}$ змінюють траєкторію руху, що дозволяє відділити їх від немагнітних. Але при цьому слід враховувати коефіцієнт питомого рівнопритягнення:

$$k_{РП} = d_2 / d_1 \ , \qquad (7.11)$$

де d_1 – розмір частинок з більшою магнітною сприйнятливістю χ_1 ; d_2 – розмір частинок з меншою магнітною сприйнятливістю χ_2.

Коефіцієнт питомого рівнопритягнення різний для різних руд і залежить від багатьох факторів, важливіші з яких: межі зміни значень питомої магнітної сприйнятливості магнітних частинок, ступінь неоднорідності поля по $\mu_0 HgradH$, опір середовища руху магнітних частинок, тип сепаратора і спосіб завантаження руди в сепаратор (верхнє або нижнє живлення).

Розділення мінеральних частинок за магнітними властивостями може здійснюватись у трьох режимах (рис. 7.3):

– *режим відхилення* магнітних частинок характеризується підвищеною продуктивністю, але зниженою ефективністю процесу;

– *режим утримання* магнітних частинок характеризується високим вилученням магнітного компоненту;

– *режим вилучення* магнітних частинок характеризується високою якістю магнітного продукту, але зниженим його вилученням.

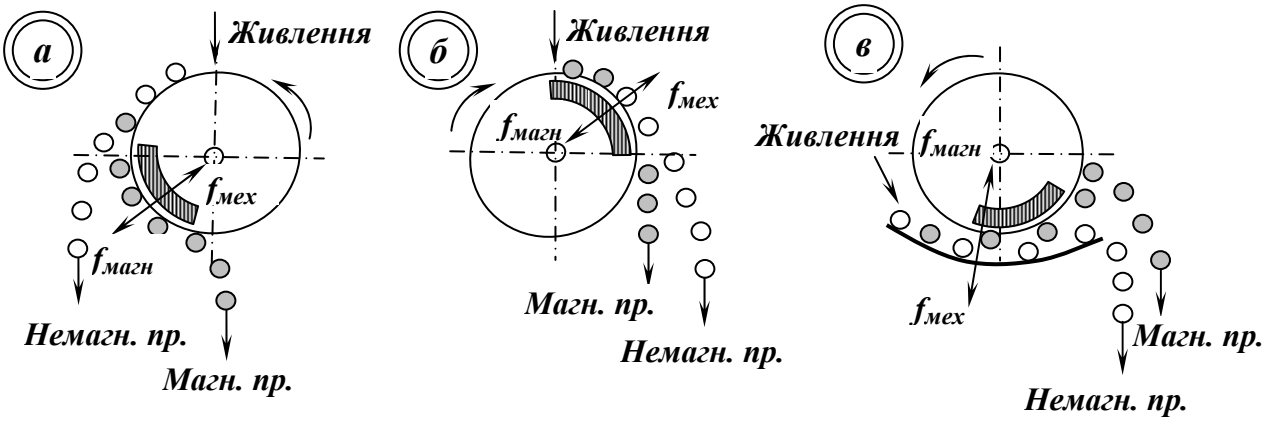


Рис 7.3 – Режими розділення частинок при магнітної сепарації.
а – відхилення; *б* – утримання; *в* – вилучення.

Магнітні процеси збагачення широко використовуються як основні при збагаченні залізних і марганцевих руд і як довідні при збагаченні різних руд кольорових і рідкісних металів.

7.2. Динаміка процесу магнітного збагачення

На корисну копалину, яка переміщується в магнітному полі сепаратора, діють не тільки магнітні, але й механічні сили. За характером подачі і переміщення руди або пульпи через робочу зону сепаратори підрозділяються на сепаратори з верхнім живленням і криволінійним переміщенням і сепаратори з нижнім живленням і прямолінійним та криволінійним переміщеннями. До першої групи відносять барабанні і валкові сепаратори, до другої – стрічкові, дискові, барабанні, валкові та ін.

Динаміка руху руди в сепараторах для сухого збагачення з верхнім живленням і криволінійним переміщенням. Руду завантажують на обертовий барабан або валок (рис. 7.4), який переміщує її через магнітне поле.

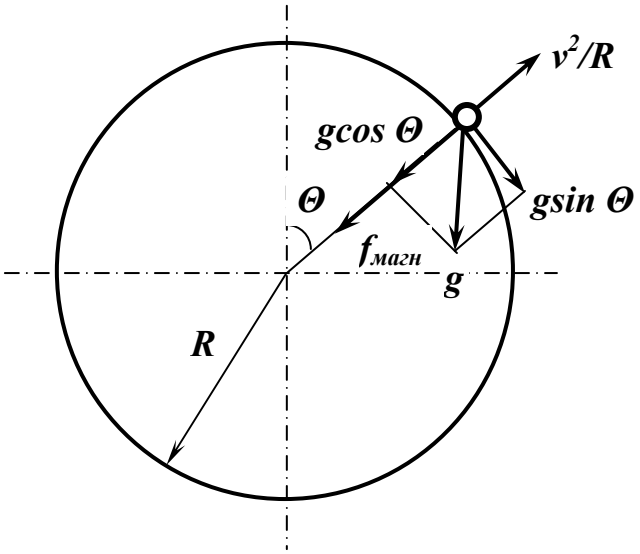


Рис. 7.4 – Сили, які діють на частинку руди в сепараторах з верхнім живленням.

Оскільки магнітні частинки подаються на поверхню барабана разом з немагнітними і не можуть ковзати відносно цієї поверхні, питома магнітна сила $f_{магн}$, яка необхідна для вилучення сильномагнітних частинок буде:

$$f_{магн} = v^2 / R - g\cos\Theta \text{ , Н} \qquad (7.12)$$

де v – швидкість обертання барабана (або валка), м/с; R – радіус барабана, м; g – прискорення вільного падіння, м/с^2; Θ – кут, який визначає положення магнітної частинки на поверхні барабана, рад.

При збагаченні крупних класів руди, коли $d/R > 0{,}05$, рівняння (7.12) приймає вигляд:

$$f_{магн} = v^2(R + 0{,}5d) / R^2 - g\cos\Theta \text{ , Н} \qquad (7.13)$$

Швидкість обертання барабана v (м/с) при заданому куті $\Theta_м$ (рад) відриву магнітних частинок визначається за формулою:

$$v = \sqrt{R(\mu_0 \chi_T HgradH + g\cos\Theta_M} \text{ , м/с} \qquad (7.14)$$

Кут відриву магнітних і немагнітних частинок від поверхні барабана при заданій швидкості його обертання визначається за формулами відповідно:

$$\Theta_M = \arccos[v^2 / R - \mu_0 \chi_T HgradH] / g .$$

$$\Theta_M = \arccos v^2 / gR . \qquad (7.15)$$

При збагаченні сильномагнітної руди в барабанному сепараторі з пульсуючим високочастотним магнітним полем магнітні флокули обертаються разом з барабаном і, крім того, кожна з них обертається навколо одного з власних кінців, при цьому лінійна швидкість $v_ф$ (м/с) переміщення центра ваги магнітної флокули довжиною $2a_ф$ (м) відносно точки обертання дорівнює:

$$v = 2\pi a_ф / T_ф = \pi a_ф v / S = 2\pi a_ф f , \qquad (7.16)$$

де $T_ф$ – період обертання флокули, с; f – частота поля, Гц, S – крок полюсів, м.

Питома відцентрова сила, обумовлена обертанням флокули навколо одного з власних кінців, дорівнює:

$$f_ц = v_ф^2 / a_ф = \pi^2 a v^2 / S^2 = 4\pi^2 a_ф f^2 . \qquad (7.17)$$

Радіальна складова $v_{цр}$ відцентрової сили дорівнює:

$$v = \frac{\pi^2 a_ф v^2}{s^2} \sin \frac{\pi v t_ф}{S} = 4\pi^2 a_ф f^2 \sin 2\pi f t_ф , \qquad (7.18)$$

де $t_ф$ – час відлічуваний від початкового моменту повороту флокули (в цей момент вісь флокули спрямована по дотичній до поверхні барабана), с.

Питома магнітна сила, необхідна для утримання магнітних частинок на поверхні при швидкохідному режимі збагачення, визначається з рівнянь (7.11) і (7.17):

$$f_{магн} = \mu_0 \chi_T H grad H \geq v^2 (S^2 + \pi^2 aR) g \cos\Theta / RS^2 . \qquad (7.19)$$

У рівнянні (7.19) співмножником $g\cos\Theta$ при достатньо великих значеннях відцентрової сили $(v^2 / R > 10g)$ можна знехтувати.

Критична швидкість обертання барабана $v_{кр}$ (м/с) при якій магнітні частинки або флокули з заданою магнітною сприйнятливістю χ_T почнуть відділятися від барабана, визначається рівнянням:

$$v_{кр} = \sqrt{\frac{RS(\mu_0 \chi_T H grad H + g\cos\Theta}{S^2 + \pi^2 a_ф R}} . \qquad (7.20)$$

Після відриву від поверхні барабана флокула не торкається цієї поверхні, але переміщується разом з барабаном і обертається навколо власного центра ваги, поки знову не потрапить на поверхню барабана під дією сили ваги і магнітної сили. При обертанні навколо власного центра ваги флокула руйнується і вилучені немагнітні частинки звільнюються.

Динаміка руху руди в сепараторах для сухого збагачення з нижнім живленням. Руда подається вібраційними лотками, стрічками або самопливом. В сепараторах з нижнім живленням застосовують три варіанти переміщення руди і магнітного продукту через робочу зону:

– руда і магнітний продукт переміщуються прямолінійно (рис.7.5 *а*);

– руда переміщується прямолінійно, а магнітний продукт – по криволінійній траєкторії (рис.7.5 *б*);

– руда і магнітний продукт переміщуються по криволінійних траєкторіях (рис.7.5 *в*).

Питома магнітна сила $f_{магн}$ (м/с^2), необхідна для вилучення магнітних частинок при прямолінійному (горизонтальному або слабонахиленому)

переміщенні руди і магнітного продукту (рис.7.5 *а*), яке має місце при роботі дискових сепараторів приблизно дорівнює:

$$f_{магн} = \mu_0 \chi_T HgradH \geq 2hv_p^2 / l_{акт}^2 + g \,, \qquad (7.21)$$

де h – глибина зони вилучення, мм: v_p – швидкість транспортування руди лотком (стрічкою) через зону вилучення, м/с; $l_{акт}$ – довжина активної частини зони вилучення, м; g – прискорення вільного падіння, м/с^2.

Рівняння (7.21) отримане з припущення одношарового живлення і його можна використовувати при кутах нахилу лотка $\Theta_л$ від 0 до 30^o, які найчастіше використовуються в практиці роботи сепараторів. При багатошаровому живлення це рівняння є менш точним.

Теоретично допустима швидкість $v_{р.кр}$ (м/с) переміщення руди через сепаратор при прямолінійному слабонахиленому або горизонтальному її русі визначається з рівняння:

$$v_{р.кр} = l_{акт} \sqrt{(\mu_0 \chi_T HgradH - g)/2h} \,. \qquad (7.22)$$

З рівняння (7.22) витікає, що більшу швидкість і відповідно більшу продуктивність сепаратора можна отримати при більшій магнітній силі $f_{магн} = \mu_0 \chi_T HgradH$, яка діє на магнітні частинки руди, більшій довжині активної зони вилучення $l_{акт}$ і меншій висоті зони вилучення h. Після того, як магнітні частинки змістилися до транспортного пристрою, яке видаляє їх з робочої зони, магнітній силі $f_{магн}$ необхідно переборювати тільки силу ваги g або її нормальну складову $g\cos\Theta_Л$.

При прямолінійному переміщенні руди і криволінійному переміщенні магнітного продукту (рис.7.5 *б*), яке має місце при роботі деяких валкових і барабанних сепараторів, рух частинок можна поділити на два періоди: перший – підйом магнітних частинок і притягання їх до барабана або валка; другий – транспортування магнітних частинок. Для першого періоду можна застосовувати рівняння (7.21) і (7.22), а для другого – рівняння (7.11) і (7.13).

При криволінійному переміщенні руди і магнітного продукту (рис.7.5 *в*), яке має місце при роботі деяких валкових сепараторів, руда надходить в робочу зону самопливом по нахиленому лотку, а потім рухається по магнітному полюсу, концентричному валку. Як і в попередньому випадку, для першого періоду – підйому магнітних частинок і притягнен-

ня їх до валка – можна застосовувати рівняння (7.21) і (7.22), а для другого періоду – транспортування магнітних частинок валком – рівняння (7.11) і (7.13).

Динаміка руху руди в сепараторах для мокрого збагачення з нижнім живленням. При розділенні в водному середовищі необхідно враховувати вплив опору середовища на швидкість руху частинок, особливо значний для тонких частинок. Опір водного середовища зменшує швидкість руху магнітних частинок в напрямку дії магнітних сил $f_{магн}$, а немагнітних – в напрямку дії механічних сил $f_{мех}$. Опір водного середовища виявляє себе як при русі частинок всередині середовища, так і при переході з водного середовища в повітряне, коли магнітні частинки перетинають границю «вода – повітря». У більшості магнітних сепараторів для мокрого збагачення опір середовища на границі «вода – повітря» виключається завдяки тому, що їхні робочі органи (барабани, валки) занурені в пульпу і процес відбувається повністю в водному середовищі.

При мокрому магнітному збагаченні робочі органи сепараторів (барабан, валок) переміщуються разом з магнітними частинками, захоплюють частину пульпи зі зваженими в ній тонкими немагнітними частинками і тим самим засмічують магнітний продукт. Зі збільшенням швидкості обертання робочих органів сепаратора засмічення зростає. Тому при мокрому збагаченні (на відміну від сухого) швидкість обертання барабанів або валків повинна бути обмеженою, особливо в операціях одержання чистих магнітних продуктів. Так, при мокрому збагаченні магнетитових руд на барабанних сепараторах в операціях виділення відвальних відходів швидкість обертання барабана повинна бути 1,2 – 1,4 м/с, а в операціях перечищення магнітного концентрату 0,8 – 1 м/с.

При мокрому збагаченні сильномагнітних руд відбувається флокуляція тонких магнітних частинок. Крупні магнітні флокули в порівнянні з окремими частинками випробують відносно невеликий опір середовища при русі до полюсів магнітної системи. На флокулу сильномагнітних мінералів в робочому просторі барабанних сепараторів діє магнітна сила, яка у багато разів перевищує силу ваги.

При мокрому збагаченні слабомагнітних руд магнітна флокуляція не відбувається і на магнітну частинку діє магнітна сила порівняна з силою ваги.

Ці особливості мокрого збагачення сильномагнітних і слабомагнітних руд визначають різницю в характері опору, який чинить середовище при русі сильномагнітних і слабомагнітних частинок в робочій зоні сепаратора. Опір водного середовища руху сильномагнітних частинок підпорядковується закону Алена, а слабомагнітних частинок – закону Стокса.

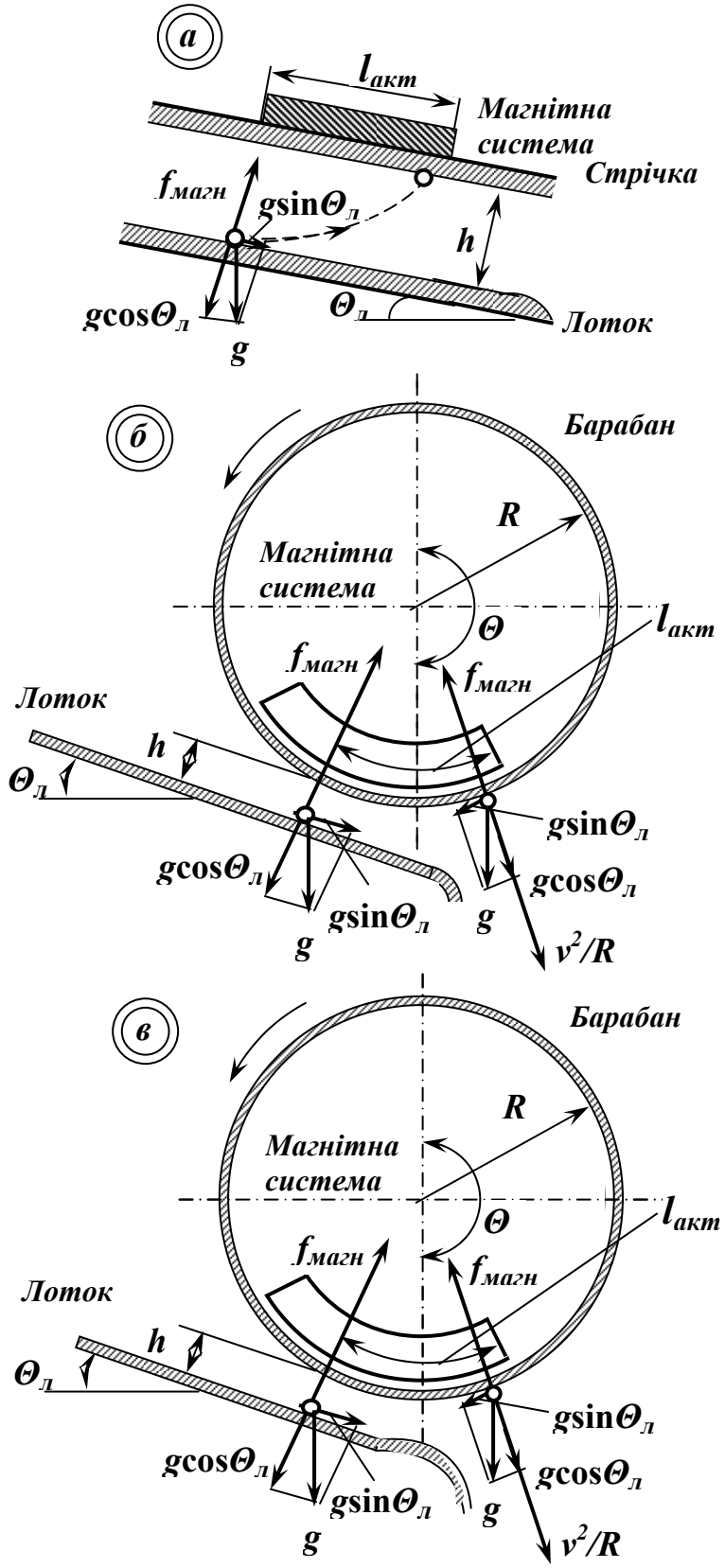


Рис. 7.5 – Сили, що діють на частинку руди в сепараторах з нижнім живленням:
а – руда і магнітний продукт переміщуються прямолінійно; *б* – руда переміщуються прямолінійно, а магнітний продукт – по криволінійній траєкторії;
в – руда і магнітний продукт переміщуються по криволінійних траєкторіях.

При мокрому збагаченні сильномагнітних руд питома магнітна сила необхідна для вилучення магнітних частинок може бути приблизно визначена за формулою:

$$f_{магн} = \mu_0 \chi_T HgradH = g_0 + \frac{7{,}5 v_M^2 \Delta_П}{d_M \delta_M \sqrt{v_M d_M \Delta_П / \eta_C}}, \qquad (7.23)$$

де g_0 – початкове прискорення вільного падіння, м/с^2; v_M – швидкість руху магнітних частинок до поверхні барабана, м/с; $\Delta_П$ – густина живлення, кг/м^3; d_M – крупність магнітних частинок (флокул), м; δ_M – густина речовини магнітних частинок, кг/м^3; η_C – в'язкість середовища, Па·с.

Швидкість руху магнітних частинок дорівнює:

$$v_M = 0{,}26d \cdot \sqrt[3]{[(\mu_0 \chi_T HgradH - g_0)\delta_M / \sqrt{\eta_C \Delta_П}]^2}. \qquad (7.24)$$

Допустима швидкість потоку пульпи в робочому просторі сепаратора визначається з умови:

$$v_П = v_M l_{акт} / h, \qquad (7.25)$$

де $l_{акт} = k_a l$ – довжина активної зони вилучення, м ($k_a \approx 0{,}4$); h – висота зони вилучення, м.

В такому випадку допустима швидкість потоку пульпи в робочому просторі сепаратора буде:

$$v_M = (0{,}26 l_{акт} d_M / h) \cdot \sqrt[3]{[(\mu_0 \chi_T HgradH - g_0)\delta_M / \sqrt{\eta_C \Delta_П}]^2}. \qquad (7.26)$$

Мінімальна крупність d_M (м) магнітних частинок (флокул), які вилучаються в магнітний продукт при заданому режимі роботи сепаратора, визначається за формулою:

$$d_M = 3{,}8 v_П h / l_{акт} \cdot \sqrt[3]{[(\mu_0 \chi_T HgradH - g_0)\delta_M / \sqrt{\eta_C \Delta_П}]^2}. \qquad (7.27)$$

При мокрому збагаченні слабомагнітних руд питома магнітна сила необхідна для вилучення магнітних частинок може бути приблизно визначена за формулою:

$$f_{магн} = \mu_0 \chi_T HgradH = g_0 + 18 \eta_C v_M / d_M^2 \delta_M, \qquad (7.28)$$

Швидкість руху магнітних частинок визначається за формулою:

$$v_M = (d_M^2 \delta_M / 18 \eta_C)(\mu_0 \chi_T HgradH - g_0). \qquad (7.29)$$

Допустима швидкість потоку пульпи в робочому просторі сепаратора визначається з урахуванням умови (7.25):

$$v_{П} = (l_{акт} d_M^2 \delta_M / 18\eta_C h)(\mu_0 \chi_T HgradH - g_0). \qquad (7.30)$$

Мінімальна крупність d_M (м) магнітних частинок, які вилучаються в магнітний продукт при цьому визначається за формулою:

$$d_M = 4{,}27 \cdot \sqrt{v_{П}\eta_C h / l_{акт}\delta_M(\mu_0 \chi_T HgradH - g_0)}. \qquad (7.31)$$

З рівнянь (7.27) і (7.31) видно, що крупність d_M частинки тим менше, чим більше питома магнітна сприйнятливість χ_T тіла або χ речовини частинок, умовна магнітна сила $\mu_0 HgradH$ і довжина активної зони вилучення $l_{акт}$ і чим менше висота h зони вилучення.

7.3. ОБЛАДНАННЯ ДЛЯ МАГНІТНОГО ЗБАГАЧЕННЯ

7.3.1. Магнітні сепаратори

Магнітні сепаратори – машини, у яких здійснюється процес магнітної сепарації [3, 8, 18].

Магнітні сепаратори розрізняються залежно від багатьох факторів.

Залежно від *напруженості і сили магнітного поля* магнітні сепаратори розділяють на дві групи:

– *сепаратори зі слабким магнітним полем* (H = 80– 120 кА/м), призначені для збагачення сильномагнітних руд (магнетитових) і регенерації феромагнітних суспензій (магнетитових, феросиліцієвих). Створення магнітного поля у цих сепараторах здійснюється відкритими магнітними системами з постійними магнітами. Неоднорідність поля досягається чергуванням декількох полюсів різнойменної полярності;

– *сепаратори з сильним магнітним полем* (H = 600 – 1600 кА/м), призначені для вилучення з руд слабомагнітних мінералів (лімоніту, сидериту, манганіту, піролюзиту та ін.). Для створення сильних магнітних полів у сепараторах використовують замкнені електромагнітні системи.

Замкнені магнітні системи більш економічні, ніж відкриті, однак використання замкнених магнітних систем завжди пов’язане з небезпекою забивання робочої зони сепаратора флокулами сильномагнітних частинок.

В залежності від *середовища*, що використовується для збагачення сепаратори обох груп діляться на *сухі* і *мокрі*.

Сепаратори для мокрого збагачення залежно від напрямку *руху живлення і способу видалення продуктів сепарації* розділяють на (рис. 7.6):

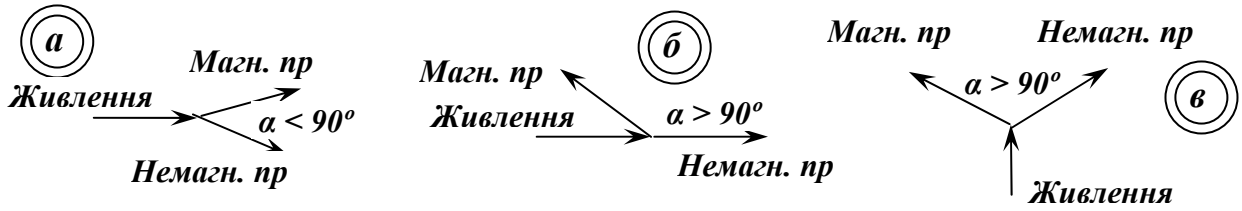


Рис. 7.6 – Режими магнітної сепарації.
а – прямотечійний; *б* – протитечійний; *в* – напівпротитечійний.

– *прямотечійні*, де живлення і немагнітний продукт переміщуються у одному напрямку, а магнітні – відхиляються на кут $\alpha < 90^{o}$;

– *протитечійні*, де живлення і немагнітний продукт переміщуються у одному напрямку, а магнітні – у протилежному, кут відхилення між напрямками руху магнітного і немагнітного продуктів складає $\alpha > 90^{o}$;

– *напівпротитечійні*, де живлення подається у ванну знизу під тиском, а магнітний і немагнітний продукти переміщуються у протилежних

напрямках, кут відхилення між напрямками руху магнітного і немагнітного продуктів складає $\alpha > 90^{\circ}$.

За *конструкцією робочого органа* сепаратори, що використовують для магнітного збагачення, розділяють на *барабанні, валкові, дискові* та ін.

Розділення частинок збагачуваного матеріалу за магнітною сприйнятливістю здійснюється в робочій зоні сепаратора, в якій магнітні частинки притягуються до робочого органу (барабана, валка, диска), тут же відбувається утримання їх на робочому органі і транспортування при можливому видаленні немагнітних частинок. Робоча зона є зоною корисної дії магнітного поля сепаратора і складається у загальному випадку з зони вилучення магнітних частинок і зони їхнього транспортування.

Сепаратори з низькою напруженістю магнітного поля для сильномагнітних руд мають робочу зону більшої довжини і висоти і їх можна при необхідності застосовувати для збагачення руди крупністю до 100 мм (при сухому збагаченні).

Сепаратори з високою напруженістю магнітного поля для слабомагнітних руд мають робочу зону порівняно малої довжини і висоти, тому що важко створити інтенсивне поле у великому об'ємі. У зв'язку з цим крупність частинок слабомагнітних руд , які збагачуються в сепараторах з сильним полем, обмежена і не перевищує 5 – 6 мм.

Зона транспортування являє собою ділянку, на якій здійснюється переміщення магнітного продукту робочим органом до місця розвантаження і очистка магнітного продукту.

Магнітне поле сепараторів для сильномагнітних руд. Сепаратори з відкритими магнітними системами мають ряд полюсів з полярністю, яка чергується. Краї полюсів розташовані в площині (рис. 7.7 *а*) або по циліндричній поверхні (рис. 7.7 *б*), як, напр., у барабанних сепараторів. В останньому випадку полярність полюсів може чергуватися як по периметру барабана, так і по його осі.

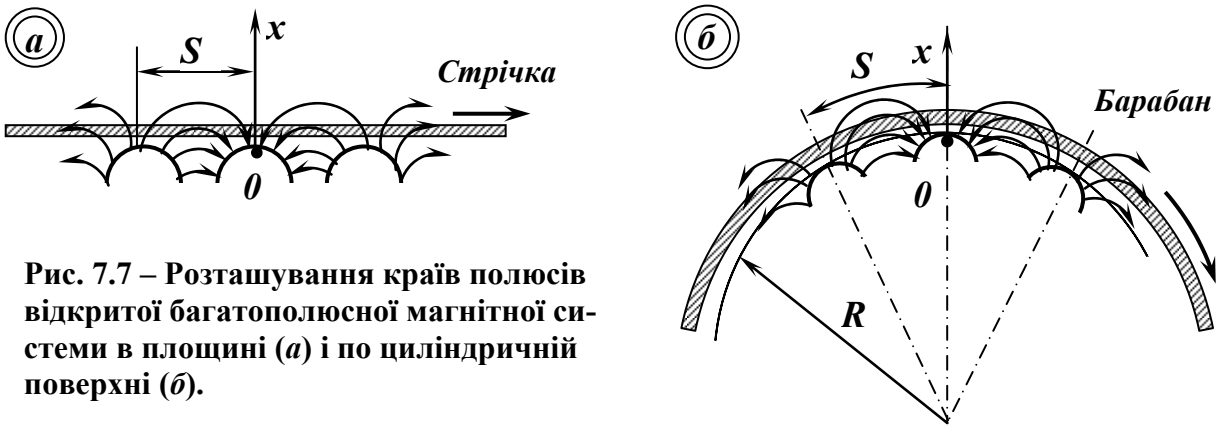


Рис. 7.7 – Розташування країв полюсів відкритої багатополюсної магнітної системи в площині (*а*) і по циліндричній поверхні (*б*).

Магнітне поле багатополюсних систем описується рівнянням О.Я.Сочнева:

$$H_x = H_0 e^{-cx} = \pi M e^{-cx} / 2S, \qquad (7.32)$$

де H_x – напруженість магнітного поля на відстані x від поверхні полюсів, А/м; H_0 – напруженість магнітного поля на поверхні полюсів, А/м; M – вільна м.р.с. на пару сусідніх полюсів, А; S – крок полюсів, відрахований по дузі радіуса R, м; c – коефіцієнт неоднорідності поля, м$^{-1}$; x – відстань від поверхні полюсів, м.

Коефіцієнт неоднорідності поля визначається при розташуванні полюсів:

– в площині $c = \pi / S$; (7.33)

– на циліндричній поверхні $c = \pi / S + 1 / R$. (7.34)

Умовна магнітна сила на відстані x від поверхні полюсів визначається з рівності:

$$\mu_0 (HgradH)_x = \mu_0 c H_0^2 e^{-2cx} = \mu_0 c H_x^2. \qquad (7.35)$$

З рівності (7.35) видно, що величина $\mu_0 HgradH$ різко зменшується при віддаленні від поверхні полюсів і при тому тим швидше, чим більше коефіцієнт неоднорідності c. Оскільки коефіцієнт c залежить головним чином від кроку полюсів S [див. (7.33) і (7.34)], то останній і визначає глибину поля сепаратора. Крок полюсів визначається верхньою межею крупності d збагачуваної руди або висотою h зони вилучення і подачею живлення – верхньою або нижньою.

Крок полюсів визначається при розташуванні полюсних наконечників:

– в площині $S \approx \pi(d + 2\Delta) = 2\pi(h + \Delta)$; (7.36)

– на циліндричній поверхні $S \approx \dfrac{2\pi R d}{R \ln(1 + d / \Delta) - 2d}$. (7.37)

При сухому збагаченні дрібної руди і верхньому живленні зі зменшенням кроку полюсів вміст заліза в концентраті підвищується і зменшується у відходах.

При мокрому збагаченні і нижньому живленні зі зменшенням кроку полюсів, навпаки, вміст заліза в концентраті зменшується і збільшується у відходах, що пояснюється зменшенням глибини поля.

Пульсуюче магнітне поле сепараторів для сильномагнітних руд. При переміщенні барабана або стрічки з магнітним матеріалом відносно багатополюсної магнітної системи відбувається переорієнтація флокул із магнітних частинок з частотою:

$$f = v / 2S, \qquad (7.38)$$

де v – швидкість переміщення барабана або стрічки відносно полюсів магнітної системи (м/с), тобто в будь-якій точці на поверхні барабана багатополюсної системи (рис. 7.6) утворюється пульсуюче поле з частотою f, яка визначається за формулою (7.38). При звичайній швидкості обертання барабана (1 – 2 м/с) і кроці полюсів магнітної системи S = 15 – 20 см частота поля мала і складає тільки 2 – 7 Гц. При малій величині частоти поля відбувається тільки переорієнтація і частковий розрив найбільш довгих флокул. Цього недостатньо для повного видалення немагнітних частинок, які заплуталися між магнітними флокулами. Зі збільшенням частоти поля зменшується довжина флокул і при достатньо великій частоті вони руйнуються, що сприяє підвищенню якості концентрату.

В пульсуючому полі, яке створюється однофазним струмом, флокули магнітних частинок мають більшу довжину і не руйнуються. Під дією біжучого магнітного поля, яке створюється трифазним струмом, відбувається зменшення їхньої довжини і руйнування. Частота обертання флокул в інтервалі частот 20 – 60 Гц практично збігається з частотою обертання вектора напруженості магнітного поля. Порівняння сепараторів (для сухого збагачення) з пульсуючим магнітним полем, яке створюється трифазним струмом, з сепараторами, в яких магнітне поле створюється обертанням барабана навколо магнітної системи, показує, що останні мають більшу питому продуктивність, більш економічні і надійні в роботі.

Магнітне поле сепараторів для слабомагнітних руд. Слабомагнітні руди можуть збагачуватись при дуже великому значенні питомої сили магнітного поля $\mu_0 HgradH$, яке перевищує $1{,}5 \cdot 10^8$ кг/м·с^2. В цих сепараторів величина $\mu_0 HgradH$ в більшому ступені залежить від форми полюсів і їхнього розміру, ніж в сепараторах зі слабим магнітним полем для сильномагнітних руд, тому правильний їх вибір в даному випадку має значно більше значення.

При поєднанні плоского і багатозубчатого полюсів (рис. 7.8 ***а***) поле неоднорідне тільки поблизу зубців, а з приближенням до плоского полюса стає близьким до однорідного. Заміна плоского полюса жолобчатим (рис. 7.8 ***б***) суттєво підвищує неоднорідність поля і величину питомої сили магнітного поля $\mu_0 HgradH$.

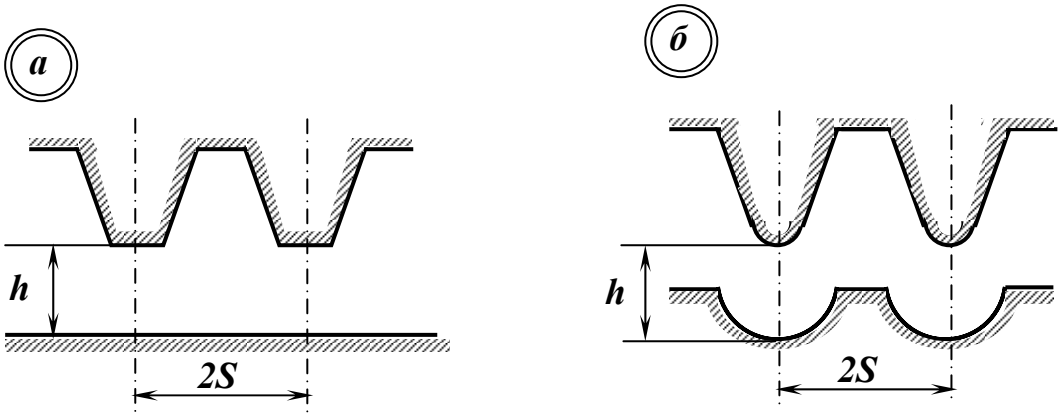


Рис. 7.8 – Профілі робочих зон сепараторів з сильним магнітним полем. *а* – трапецієподібний зубець – плоский полюс; *б* – закруглений зубець – жолобчатий полюс.

Барабанні сепаратори широко використовуються в практиці збагачення магнетитових руд і для регенерації феромагнітних обважнювачів при збагаченні у важких суспензіях. Барабани сепараторів виготовлені з немагнітного матеріалу, а багатополюсна відкрита магнітна система – із спеціальних магнітно-жорстких матеріалів (напр., сплав ЮНДК-24) або з електромагнітів. Напруженість магнітного поля у робочому зазорі коливається в межах 80 – 150 кА/м. Магнітна система фіксується у визначеному положенні і в процесі роботи сепаратора (при обертанні барабана) залишається нерухомою. У більшості сепараторів полюси магнітної системи чергуються у напрямку руху матеріалу в робочому зазорі. Сепаратори, у яких чергування полюсів виконано у напрямку руху матеріалу (вздовж робочого зазору), називаються сепараторами з магнітним перемішуванням. Ефект магнітного перемішування матеріалу в робочому зазорі може бути також досягнутий в пульсуючому полі, що створюється електромагнітними системами. У сепараторів без магнітного перемішування застосовується електромагнітна система з полюсами у вигляді сталевих секторів, полярність яких чергується вздовж вісі барабана. Між полюсами розміщуються котушки обмоток, на які подається постійний струм.

Схеми барабанних сепараторів наведені на рис. 7.9.

Вихідне живлення в робочу зону сепараторів *3* для сухого збагачення подається переважно механічними живильниками *2*, для мокрого – через завантажувальний короб *5*. В сепаратори для сухого збагачення живлення подається на барабан, а в сепаратори для мокрого збагачення – під барабан.

В робочій зоні магнітні частинки притягуються до барабана і виносяться ним з сепаратора у збірник для концентрату. Немагнітні частинки розвантажуються під дією власної ваги у збірник для відходів. Для збору і розвантаження продуктів сепарації при сухому збагаченні служить короб

4 з розподільними шиберами, а при мокрому – ванна *7*. Магнітний продукт з барабанів знімається щіткою *6* або шкребком.

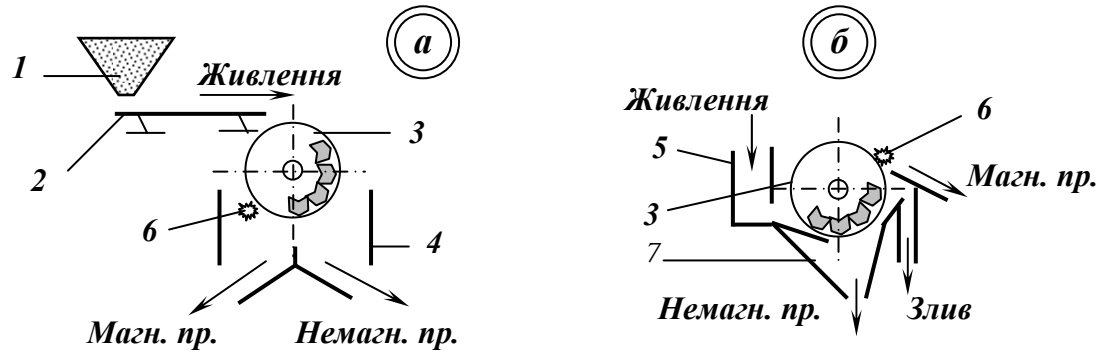


Рис. 7.9 – Схеми барабанних магнітних сепараторів.
а – для сухого збагачення; *б* – для мокрого збагачення.
1 – бункер руди; 2 – живильник; 3 – робочий орган (барабан);
4 – розвантажувальний короб; 5 – завантажувальний короб;
6 – щітка; 7 – ванна.

За призначенням барабанні сепаратори зі слабким полем ділять на сепаратори для сухого збагачення грудкового матеріалу крупністю до 50 мм, відцентрові (швидкісні) сепаратори для сухого збагачення дрібних продуктів крупністю до 3 мм, сепаратори для мокрого збагачення дрібних продуктів крупністю до 5 – 6 мм і сепаратори для регенерації феромагнітних обважнювачів крупністю до 1мм.

Електромагнітний сепаратор ПБСЦ-63/50 (рис. 7.10) з верхньою подачею живлення призначений для сухого магнітного збагачення зернистих сильномагнітних руд і знезалізнення немагнітних матеріалів. Напруженість магнітного поля сепаратора регулюється і складає до 104 кА/м.

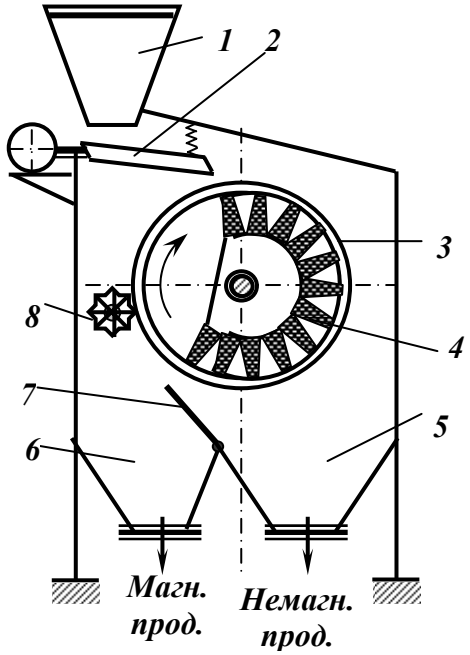


Рис. 7.10 – Схема барабанного магнітного сепаратора ПБСЦ-63/50.
1 – бункер;
2 – віброживильник;
3 – обертовий барабан;
4 – магнітна система;
5 – збірник немагнітного продукту;
6 – збірник магнітного продукту;
7 – регулювальний шибер**;**
8 – щітка.

Після встановлення необхідної для розділення напруженості магнітного поля матеріал з бункера *1* за допомогою віброживильника *2* рівномірно подається на обертовий барабан *3*, всередині якого знаходиться нерухома магнітна система *4*. Немагнітна фракція під дією відцентрових сил скидається у збірник *5*, а магнітна – знімається шкребком або щіткою *8* у збірник *6*. Для регулювання потоків продуктів служить шибер *7*.

Сухою магнітною сепарацією звичайно збагачують зернисті магнетитові і титаномагнетитові руди з крупновкрапленою пустою породою, а також руди рідкісних металів. Метою використання сухої магнітної сепарації є одержання відвальних відходів. Чорновий концентрат сухої магнітної сепарації (промпродукт) направляють на подрібнення і мокру магнітну сепарацію.

Електромагнітні барабанні сепаратори ЕБМ-80/170 і *ЕБМ-80/250* (рис. 7.11) з нижньою подачею живлення і прямоточною ванною застосовуються для регенерації феромагнітних обважнювачів і збагачення тонковкраплених магнетитових руд. Напруженість магнітного поля сепаратора регулюється і складає до 110 кА/м. Вміст твердого у живленні магнітної сепарації при збагаченні руди крупністю до 3 мм складає 45 %, при збагаченні тонкоподрібненої руди крупністю 0,1 мм – 20 – 25 % .

Напруженість магнітного поля вибирається з умов отримання найбільш чистої магнітної фракції з мінімальними втратами магнітних компонентів. Частота обертання робочого органа сепараторів залежить від вмісту магнітних мінералів в руді, потрібної продуктивності та необхідної якості продуктів сепарації.

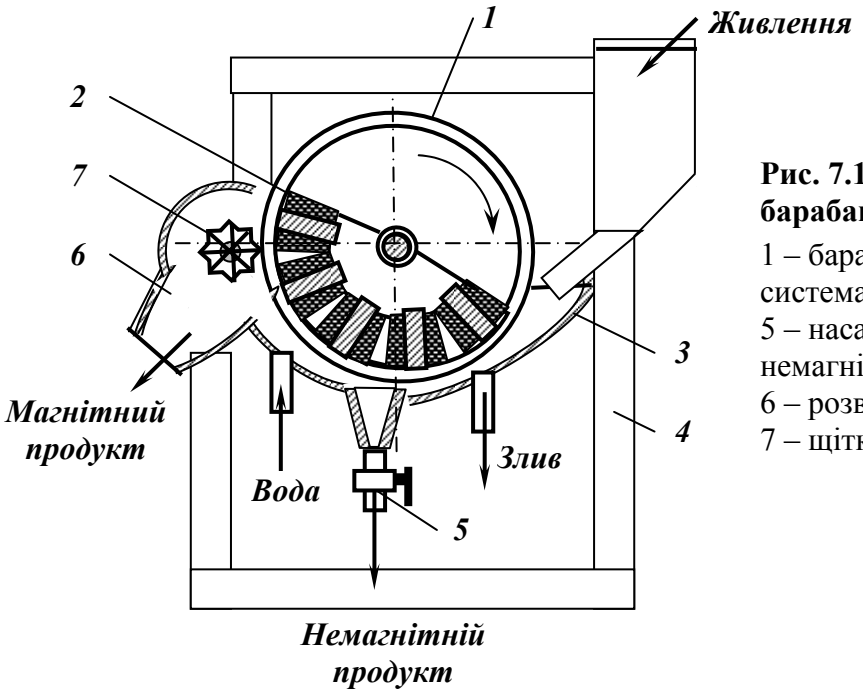


Рис. 7.11 – Схема електромагнітного барабанного сепаратора типу ЕБМ.
1 – барабан; 2 – електромагнітна система; 3 – ванна; 4 – рама; 5 – насадка для випуску немагнітного продукту; 6 – розвантажувальний жолоб; 7 – щітка.

Важливу роль у процесі магнітної сепарації відіграє водний режим. Водний режим при роботі сепаратора регулюється висотою зливного порога і подачею промивної води. Для одержання більш чистого магнітного і немагнітного продукту у концентраційне відділення або ванну для немагнітного продукту подають промивну воду. Швидкість розвантаження продуктів сепарації і об'єм води, що подається у магнітні сепаратори, регулюються розмірами розвантажувальних насадок.

Валкові і рідше – *дискові* сепаратори застосовуються для збагачення слабомагнітних руд корінних і розсипних родовищ, а також видалення залізних домішок з скляної, керамічної і абразивної сировини Характерною особливістю цих машин є наявність замкненої електромагнітної системи, що створює в зазорі поблизу зубців робочого органа (валок, ролик, диск) поле великої напруженості (H = 800 – 1600 кА/м).

Валкові сепаратори застосовуються для сухого і мокрого збагачення руд корінних і розсипних родовищ крупністю до 5 мм.

Схема валкового сепаратора наведена на рис. 7.12.

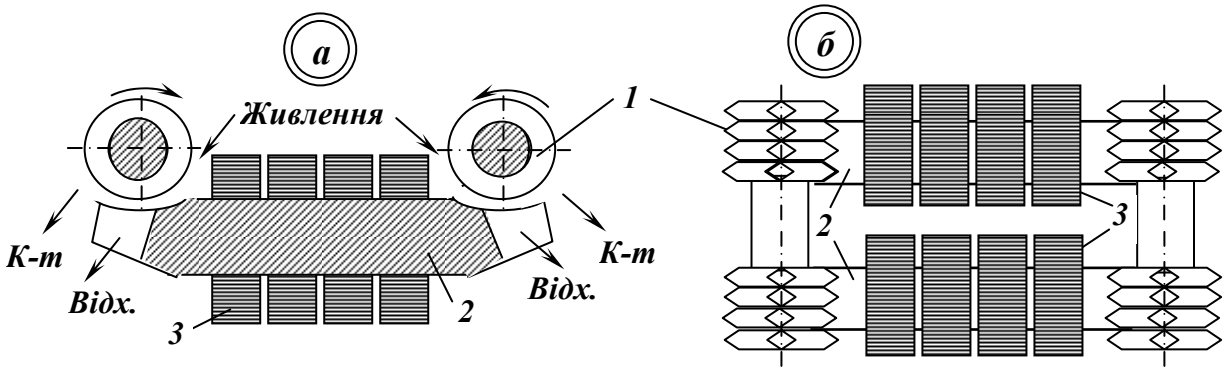


Рис. 7.12 – Схема валкового електромагнітного сепаратора.
а – сепаратор; *б* – магнітна система.
1 – валки; 2 – магнітопровід; 3 – обмотки електромагніту.

Сепаратори цього типу складаються з електромагнітної системи, валків *1*, завантажувальних і розвантажувальних пристроїв. Електромагнітна система складається з магнітопровода *2* і обмоток *3*. Замикання магнітного потоку відбувається через валок у радіальному напрямку. Число валків залежно від типорозміру і призначення сепаратора може бути 2, 4 або 6.

Вихідний матеріал подається в зазор між валками і полюсними наконечниками. В сепаратор для сухого збагачення матеріал подається живильником, в сепаратор для мокрого збагачення – через завантажувальну коробку. В робочій зоні магнітна фракція притягується до виступів валка і при його обертанні виноситься за межі дії поля (розвантажується з сепаратора). Немагнітний продукт рухається по виїмках в полюсних наконечни-

ках і через щілини в них під дією власної ваги направляється у розвантажувальний короб.

Електромагнітний сепаратор 8ЕВС-16/100 (рис. 7.13) складається з таких основних вузлів: двох незалежних електромагнітних систем – верхньої *6* і нижньої *8*, валків *5*, живильника *3*, ванн *7*, розвантажувальних пристроїв *9*, привода *1*, корпуса *2*, рами *10* і аспіраційних патрубків *4*.

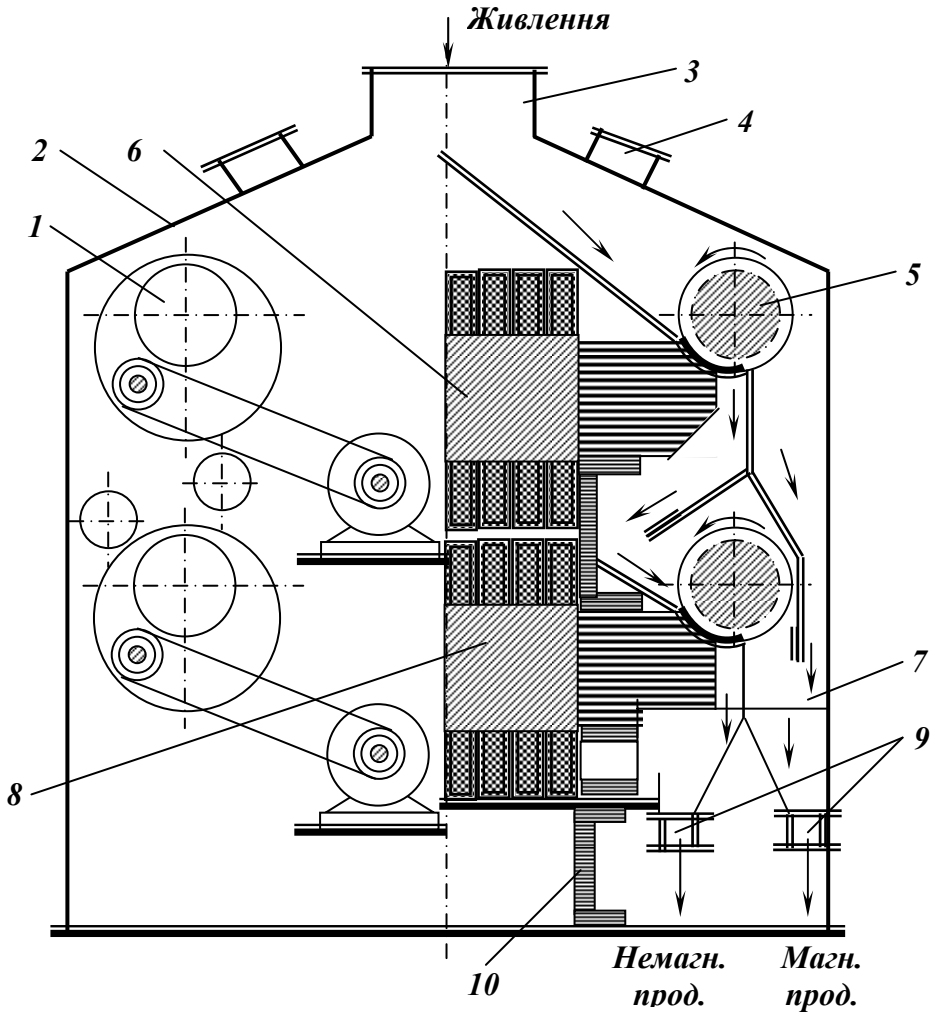


Рис. 7.13 – Схема електромагнітного валкового сепаратора типу 8ЕВС-16/100.
1 – привод; 2 – корпус; 3 – живильник; 4 – аспіраційний патрубок; 5 – валки; 6 – верхня електромагнітна система; 7 – ванни; 8 – нижня електромагнітна система; 9 – розвантажувальні пристрої; 10 – рама.

Оскільки поле високої напруженості у великому зазорі створити важко, сепаратори мають робочу зону невеликих розмірів, а крупність збагачуваного матеріалу не перевищує 5 мм. Підбором форми зубців і профілю полюсного наконечника, який протистоїть зубцям, досягається велика неоднорідність поля, що забезпечує необхідну силу притягання слабомагнітних мінералів до зубців.

Живлення подається у зазор між валками і полюсними наконечниками верхньої електромагнітної системи. В робочій зоні магнітна фракція притягується до зубців валка і при його обертанні виноситься за межі дії магнітного поля. Немагнітний продукт рухається по виїмках в полюсних наконечниках і через щілини в них під дією власної ваги потрапляє на валки нижньої електромагнітної системи, де процес збагачення повторюється.

Залежно від розміру частинок збагачуваного матеріалу сепаратор обладнується валками з різним кроком зубців: 16, 24, 32 мм для крупності відповідно 0,05 – 0,02; 2 – 0 і 5 – 0 мм.

Наявність двох електромагнітних систем дозволяє встановлювати різні режими розділення на першому і другому прийомах сепарації, що забезпечує високі технологічні показники.

Дискові сепаратори застосовують для доводки концентратів руд рідкісних металів, вольфраму і деяких інших матеріалів. Вони забезпечують одержання високих якісних показників, але продуктивність їх дуже мала (практично не перевищує 0,25 т/год).

Дисковий сепаратор (рис. 7.14) складається з двох дисків *1* діаметром 600 мм, магнітопроводу *2* з обмотками *3*, живильника *4* і вібраційного лотка *5* шириною 400 мм. Диски виготовляються з маловуглецевої сталі і розташовуються над полюсними наконечниками. Між наконечниками і дисками знаходиться вібраційний лоток, що виготовляється з немагнітних матеріалів. Замикання магнітного потоку відбувається через диски у осьовому напрямку.

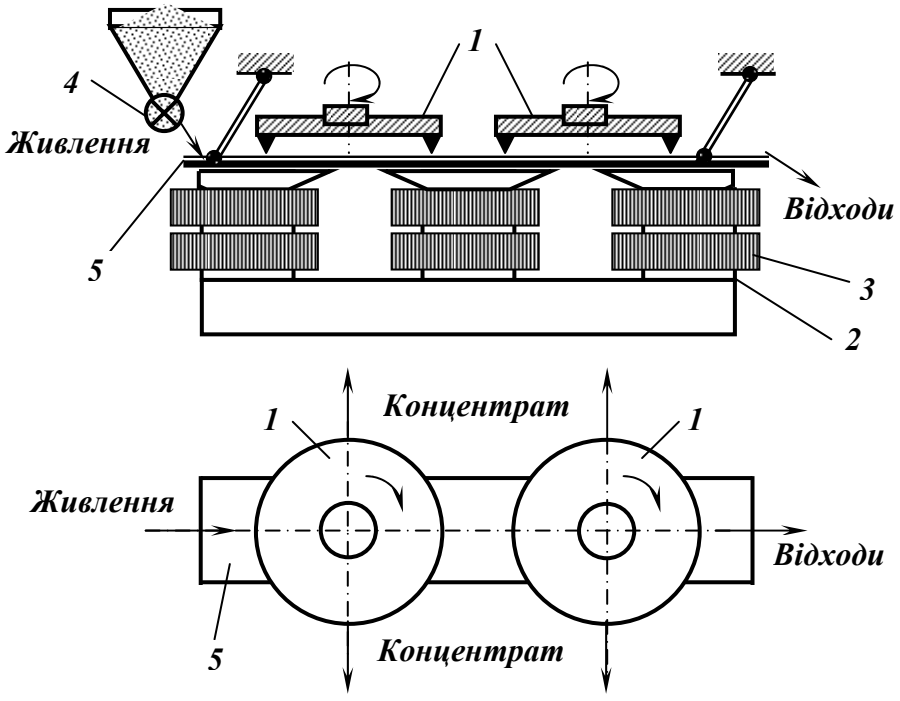


Рис. 7.14 – Схема дискового магнітного сепаратора.
1 – диски;
2 – магнітопровід;
3 – обмотки;
4 – живильник;
5 – вібролоток.

Вихідний матеріал барабанним живильником рівномірно розподіляється по лотку і за рахунок вібрацій транспортується під диски, що обер-

таються. Магнітні частинки притягуються до загострених країв дисків, виносяться за межі лотка і зчищаються щітками у концентратний бункер. Немагнітні частинки проходять уздовж лотка і розвантажуються в бункер для відходів.

При магнітному збагаченні слабомагнітних руд труднощі виникають при розділенні тонкоподрібнених матеріалів. Мокре збагачення цих матеріалів у валкових електромагнітних сепараторах недостатньо ефективне, що пояснюється великим гідравлічним опором руху тонких частинок. Тому вони не встигають при проходженні через робочу зону сепаратора подолати відносно велику відстань у напрямку до зубців валка. Ця проблема вирішується при використанні *поліградієнтних* сепараторів, які відрізняються від звичайних барабанних магнітних сепараторів наявністю у робочій зоні дрібних магнітів-носіїв (поліградієнтне середовище), в зазорах між якими індукуються сильні магнітні поля. Як поліградієнтне середовище використовують дрібні кулі, стержні, рифлені пластини, металічну вату тощо. Особливістю поліградієнтного середовища є те, що завдяки дрібним розмірам сусідні кулі торкаються у точці. Тому навіть при невеликій напруженості магнітного поля в робочій зоні у точках стикання настає магнітне насичення, а суміжні області характеризуються великим об'ємним градієнтом і, отже, великою силою поля. В областях з великою силою магнітного поля тонкоподрібнені слабомагнітні частинки притягуються і утримуються, в той же час немагнітні частинки фільтруються через проміжки між кулями.

Поліградієнтний сепаратор (рис. 7.15) складається з барабана *1*, всередині якого закріплена магнітна система *2*.

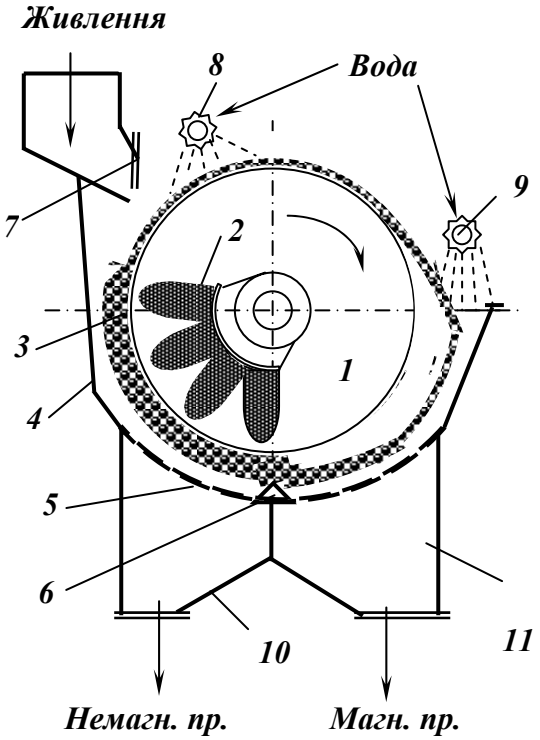


Рис. 7.15 – Схема поліградієнтного сепаратора.
1 – барабан; 2 – магнітна система;
3 – стальні кулі; 4 – ванна; 5 – сито;
6 – поріг; 7 – бункер з живильником;
8,9 – бризкали; 10 – породний відсік;
11 – концентратний відсік.

Робоча зона сепаратора заповнена сталевими кулями *3*. У нижній частині ванни *4* розташоване дугове сито *5* з порогом *6*. Сепаратор обладнаний живильником *7* і бризкалами *8* і *9*.

Вихідний матеріал з живильника у вигляді пульпи подається на шар куль, який утримується на барабані полем магнітної системи. Немагнітні частинки профільтровуються через шар куль і надходять у породний відсік *10* ванни.

Магнітні частинки утримуються магнітною силою в каналах між кулями, піднімаються з ними у верхню частину барабана, де відбувається остаточна відмивка немагнітних частинок водою з бризкала *8*. Кулі разом з магнітними частинками транспортуються барабаном на сито *5*, де виконується відмивка магнітних частинок водою з бризкала *9*. Магнітні частинки потрапляють у концентратний відсік *11* ванни, а кулі проходять через поріг і знов подаються у зону дії магнітного поля. Далі процес повторюється.

7.3.2. Допоміжні апарати при магнітному збагаченні

При збагаченні магнетитових руд і регенерації феромагнітних суспензій виконуються операції намагнічування і розмагнічування [3, 8, 18].

Апарати для намагнічування (рис. 7.16 ***а***) застосовуються для магнітної флокуляції сильномагнітних частинок, що забезпечує їх швидке осадження у порівнянні з немагнітними частинками. Апарат для намагнічування являє собою трубу *2* із немагнітного матеріалу з системою постійних магнітів *1*, які розміщуються ззовні труби або в трубі. Діаметр труби апарата для намагнічування повинен відповідати діаметру трубопроводу, на який він установлюється і по якому транспортується пульпа. Намагнічування сильномагнітних частинок зі створенням флокул відбувається при проходженні пульпи крізь магнітне поле (H = 32 – 40 кА/м).

Апарати для розмагнічування (рис. 7.16 ***б***) застосовують для руйнування флокул сильномагнітних частинок (дефлокуляції), оскільки наявність магнітних флокул утруднює процеси класифікації і фільтрування. Апарат для розмагнічування складається з труби *2* з немагнітного матеріалу, на якій розміщені обмотки магнітної системи *1*. Число витків у обмотках зменшується у напрямку руху пульпи. Розмагнічування сильномагнітної пульпи відбувається при багаторазовому циклічному її перемагнічуванні у змінному магнітному полі (H_{max} = 32 – 40 кА/м). Амплітуда напруженості поля зменшується у напрямку переміщення пульпи від деякого максимального значення до нуля, але градієнт зниження напруженості магнітного поля повинен бути невисоким. При переміщенні пульпи по мірі зниження напруженості магнітного поля знижується і намагніченість частинок.

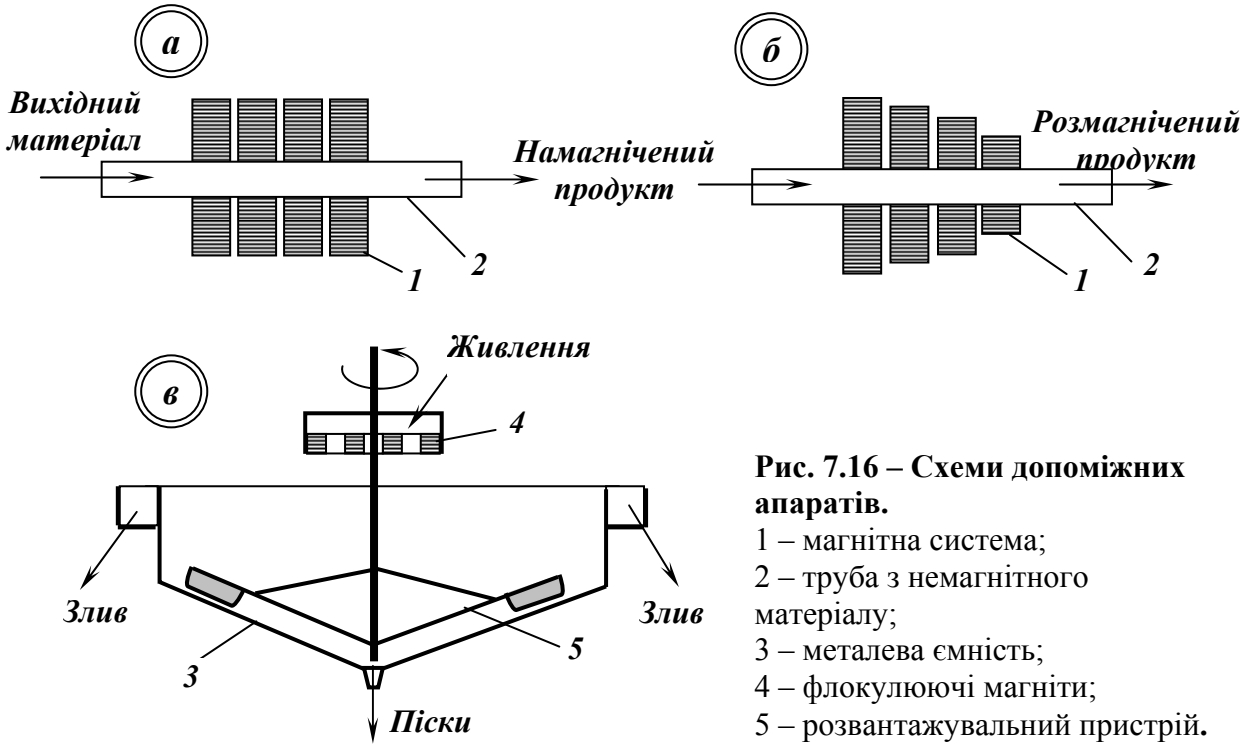


Рис. 7.16 – Схеми допоміжних апаратів.
1 – магнітна система;
2 – труба з немагнітного матеріалу;
3 – металева ємність;
4 – флокулюючі магніти;
5 – розвантажувальний пристрій**.**

Магнітні дешламатори (рис. 7.16 ***в***) використовуються для знешламлення і згущення тонкоподрібненого сильномагнітного матеріалу перед магнітним збагаченням або перед фільтруванням магнітних концентратів. Магнітний дешламатор складається з металічної ємності *3*, живильної коробки з магнітами *4* і пристроїв для розвантаження продуктів операції. Для згущення і знешламлення пульпа подається в живильну коробку, у днищі якої вмонтовані чотири намагнічувальних апарата на постійних магнітах. Пульпа протікає через намагнічувальні апарати, де вона намагнічується з утворенням флокул з сильномагнітних частинок. Флокули швидко осідають на дно ємності, тут згущені магнітні піски гребковим пристроєм *5* переміщуються до центрального розвантажувального отвору і видаляються з дешламатора. Шлами захоплюються висхідними потоками води і розвантажуються через поріг у кільцевій жолоб.

7.4. Підготовка руд до магнітної сепарації

Необхідність підготовки руди перед магнітним розділенням обумовлюється її залежністю від характеристики руди (гранулометричний склад, магнітні властивості) і методу сепарації (суха або мокра). Підготовка руди включає операції дроблення, подрібнення, грохочення, знешламлення і знепилення, намагнічування і розмагнічування, сушки і випалу[3, 8, 18].

Дроблення і *подрібнення*. Для досягнення ефективного розділення мінералів руда перед збагаченням піддається дробленню і подрібненню. Для отримання оптимального гранулометричного складу підготовленої до

збагачення руди схему і число стадій дроблення і подрібнення вибирають відповідно до властивостей збагачуваного матеріалу.

Грохочення. Умовна магнітна сила різко зменшується при віддаленні від робочого органа (барабана, валка, диска і т.п.) сепаратора. При збагаченні некласифікованої руди з широким діапазоном крупності на найбільш крупні і найменш дрібні частинки руди, які проходять на різній відстані від робочого органу, діють різні за величиною магнітні сили. Це знижує ефективність розділення, утруднює правильний вибір умов збагачення і вибір параметрів робочої зони сепаратора.

Розмір отворів сит при грохоченні руди перед сухим збагаченням на сепараторах з верхнім живленням залежить від кроку полюсів або кроку зубців і відношення магнітних сприйнятливостей розділюваних компонентів руди. При збагаченні сильномагнітних руд крупністю 0 – 50 або 0 – 25 мм попереднє розділення на класи + 6 (8) і – 6 (8) мм сприятливо впливає на показники магнітного збагачення.

Знешламлення і знепилення. Процес магнітної сепарації дуже чутливий до наявності в руді дрібно- і тонкоподрібнених частинок, частина яких потрапляє при сепарації в магнітний продукт і знижує його якість. Тому в більшості випадків дрібну руду перед збагаченням піддають знешламленню або знепиленню. При збагаченні сильномагнітних руд рекомендується видаляти частинки крупністю – 5 мкм, а при збагаченні слабомагнітних руд – частинки крупністю – 10 мкм.

Намагнічування і розмагнічування. В процесі магнітної сепарації тонкоподрібнених сильномагнітних матеріалів відбувається інтенсивне утворення флокул, які складаються з магнітних і механічно захоплених немагнітних частинок та зростків. При магнітній сепарації флокуляція підвищує продуктивність сепаратора і вилучення магнітного концентрату, але знижує його якість. При магнітному знешламленні і згущенні флокуляція є важливим режимним параметром, який підвищує продуктивність і селективність цих процесів, а при класифікації, навпаки, спотворює її результати і знижує ефективність. Тому для інтенсифікації процесів знешламлення і згущення пульпу обробляють в апаратах для намагнічування і, навпаки, в операціях класифікації з метою руйнування флокул пульпу розмагнічують.

Сушка. На показники сухої магнітної сепарації негативно впливає сила взаємного зчеплення частинок, яка зростає з підвищенням вмісту в руді поверхневої вологи. Так, для суміші мінералів (щільної магнетитової руди) крупністю 0 – 3 мм допустимий вміст вологи не повинен перевищувати 0,5 – 1 %, для руди крупністю 0 – 6 мм – 1 – 1,5 %, для руди крупністю 0 – 12 мм – 2 – 2,5 %, для руди крупністю 0 – 25 мм – 3 – 5 %. Для пористої бурозалізнякової руди допустимий вміст вологи при сухому збагаченні складає 6 – 10 %, що значно вище, ніж для щільних магнетитових і

гематитових руд. При сухому збагаченні випаленої бурозалізнякової руди вологістю 6 % виділення пилу різко зменшується в порівнянні зі збагаченням сухої руди, а при вологості 10 % виділення пилу практично повністю припиняється.

При сухому магнітному збагаченні грубих гравітаційних концентратів руд рідкісних металів концентрат попередньо підсушують до вологості 1 %.

Випал. Магнетизуючому випалу піддають залізні руди для переведення немагнітних і слабомагнітних оксидів заліза в магнітні оксиди – штучний магнетит Fe_3O_4 і маггеміт $\gamma - Fe_2O_3$. При цьому можуть утворитися різні ферити і металічне залізо.

Відновлення оксидів заліза до магнетиту газоподібним відновником відбувається за реакціями:

$$3Fe_2O_3 + CO = 2Fe_3O_4 + CO_2;$$
$$3Fe_2O_3 + H_2 = 2Fe_3O_4 + H_2O.$$

Відновлення оксидів заліза до магнетиту твердим відновником відбуваються за реакціями:

$$3Fe_2O_3 + CO = 2Fe_3O_4 + CO_2;$$
$$CO_2 + C = 2CO_2.$$

Випал пористих руд (бурі залізняки) з використанням газоподібного відновника здійснюється при температурі 650 – 750°С, а щільних руд (мартит, сидерит, гематит) – при температурі 850 – 950°С. Застосування твердого відновника потребує більш високої температури. Випал руд здійснюється в подових, барабанних, шахтних печах і печах киплячого шару.

Як відновники використовують коксик, кам'яне і буре вугілля, доменний, генераторний, коксовий і природний гази.

7.5. Фактори, що впливають на процес магнітної сепарації

Основними факторами, що впливають на процес магнітної сепарації є: продуктивність сепаратора, напруженість магнітного поля, параметри робочої зони, швидкість обертання барабанів і валків, крупність і магнітні властивості збагачуваної руди, густина живлення сепараторів (Т:Р) [3, 8, 18].

Продуктивність магнітних сепараторів для сухого збагачення приймають за даними каталогів або визначають за питомою продуктивністю на одиницю довжини робочого органа і числом головних робочих елементів сепаратора за формулою:

$$Q = qn\,(L - 0{,}1),\ \text{т/год}, \qquad (7.39)$$

де q – питома продуктивність, т/год·м; n – число головних робочих органів сепаратора; L –довжина робочого органа сепаратора, м.

Параметри робочої зони (довжина, діаметр і висота) визначають продуктивність сепаратора. Зі збільшенням діаметра і довжини барабана (валка) довжина робочої зони зростає, що дозволяє підвищити вилучення магнітних мінералів і продуктивність сепаратора. Але надмірне збільшення цих розмірів приводить до значного зростання маси магнітних систем, їх габаритів і маси сепаратора. Тому для кожного типу сепаратора оптимальні розміри робочого органа визначаються техніко-економічними розрахунками.

Висота робочої зони визначається конструкцією сепаратора, але на відміну від діаметра і довжини може у визначених межах змінюватись при наладці сепаратора для збагачення даного виду мінеральної сировини. Зменшення висоти робочої зони приводить до збільшення напруженості магнітного поля і навпаки, тому в процесі наладки сепаратора необхідно встановити таку висоту робочої зони, яка без втрати продуктивності забезпечила б високу якість продуктів.

Напруженість магнітного поля визначає величину магнітної сили. Магнітна сила виникає тільки в неоднорідних магнітних полях і в кожній точці поля дорівнює добутку магнітної сприйнятливості мінералу, напруженості магнітного поля в даній точці і ступеня неоднорідності поля. Збільшення напруженості поля сприяє збільшенню магнітної сили, а це значить, що до магнітної фракції можна вилучити мінерали з меншою магнітною сприйнятливістю. У свою чергу це впливає на вихід і якість продуктів розділення. Надмірне збільшення напруженості магнітного поля може привести до підвищеного засмічення магнітної фракції і, навпаки, недостатня величина напруженості магнітного поля є причиною втрат магнітних мінералів з відходами.

Якщо технологічна схема збагачення передбачає декілька операцій магнітної сепарації, то при перечищенні немагнітних фракцій напруженість магнітного поля в кожній наступній операції повинна бути збільшена, а при доводці магнітних концентратів – поступово зменшена.

Швидкість обертання барабанів і валків значною мірою визначає продуктивність сепараторів і якість продуктів розділення. Швидкість обертання робочих органів вибирається залежно від способу збагачення (сухий або мокрий), способу подачі живлення (верхній або нижній), магнітної сприйнятливості і крупності мінералів, необхідної якості продуктів збагачення (одержання готових концентратів або відвальних відходів).

При мокрому збагаченні надмірно велика лінійна швидкість обертання барабана або валка може привести до відриву пульпи від поверхні і порушити процес розділення. Внаслідок цього при збагачені сильномагнітних руд ця швидкість не повинна перевищувати 1,5 м/с, а при збагачені слабомагнітних руд – 0,8 – 0,9 м/с. При виділенні відвальних відходів швидкість обертання робочих органів повинна бути нижче ніж при виділенні концентратів.

Суха магнітна сепарація крупногрудкової руди допускає збільшення лінійної швидкості обертання барабана до 2 м/с. При сухому збагаченні тонкоподрібненої сильномагнітної руди технологічні показники можуть бути отримані тільки при швидкохідному режимі сепарації. З цієї причини у сепараторів для сухого збагачення тонкоподрібнених сильномагнітних руд передбачається широкий діапазон зміни швидкості обертання барабана 1,5 – 10 м/с в залежності від магнітних властивостей і крупності збагачуваної руди.

При сухій магнітній сепарації слабомагнітних руд також перевага віддається швидкохідному режиму, тому що збільшення швидкості обертання валків в сепараторах як з верхнім, так і з нижнім живленням сприяє підвищенню якості магнітного продукту і продуктивності сепаратора. Швидкість обертання валків в цих сепараторах регулюється в межах 0,8 – 2,4 м/с. При одному й тому ж значенні сили магнітного поля сепаратора більшу швидкість обертання валків можна допустити при більш високій питомій магнітній сприйнятливості мінералу, що вилучається.

Крупність збагачуваної руди є одним з важливіших параметрів збагачуваної руди, який впливає на технологічні показники роботи сепараторів. Від крупності частинок залежать питомі магнітні властивості збагачуваного матеріалу: зі зменшенням крупності частинок їхня питома магнітна сприйнятливість знижується. При значній різниці в крупності розділюваних мінералів виникають утруднення у виборі напруженості магнітного поля, параметрів робочої зони, швидкісного режиму і продуктивності сепаратора. Тому кращі показники збагачення отримують при використанні схем з попередньою класифікацією матеріалу по крупності.

Питома магнітна сприйнятливість впливає на селективність розділення рудних і породних мінералів. Чим більше розрізняються мінерали за своїми магнітними сприйнятливостями, тим легше їх розділити у магнітному полі, і навпаки. Селективність магнітного збагачення характеризується коефіцієнтом селективності (7.10). Співвідношення питомих магнітних сприйнятливостей розділюваних мінералів є основним фактором, який визначає шкалу попередньої класифікації руди перед магнітним збагаченням.

Густина живлення сепараторів суттєво впливає на технологічні показники мокрої магнітної сепарації. Збільшення вмісту твердої фази у живленні сприяє підвищенню продуктивності сепаратора, але в той же час – зниженню якості продуктів збагачення, і навпаки. Збільшення розрідженості пульпи, як правило, забезпечує підвищення якості магнітного продукту, але одночасно зростають втрати магнітних мінералів з відходами, оскільки збільшується швидкість проходження пульпи через робочу зону сепаратора. Оптимальна густина живлення сепараторів находиться у межах 30 – 40 % твердого.

7.6. Практика магнітної сепарації

7.6.1. Збагачення сильномагнітних руд

Залежно від властивостей вихідної сировини магнітна сепарація може бути основним методом збагачення у технологічній схемі фабрики або одним з методів у комбінованих схемах, де застосовується декілька методів збагачення.

При збагаченні магнетитових руд магнітна сепарація (у слабкому полі) використовується як основний процес. Звичайно технологічна схема переробки магнетитових руд включає 3-4 стадії дроблення, після чого дроблена руда подається у головний корпус фабрики, де вона подрібнюється і збагачується.

Скарнові магнетитові руди

При магнітному збагаченні скарнових магнетитових руд з відносно крупним і нерівномірним вкрапленням магнетиту (рис. 7.17) застосовують суху сепарацію, що виконується в один або два прийоми з виділенням відвальних відходів і промпродукту, який направляється на подрібнення і збагачення.

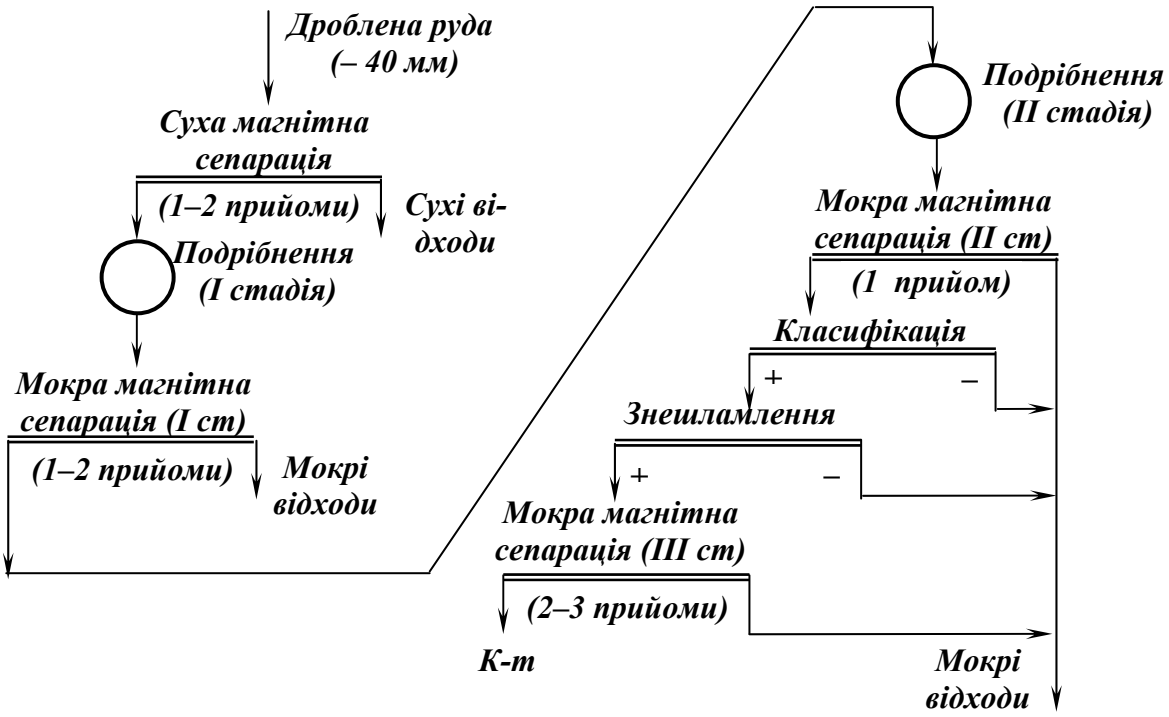


Рис. 7.17 – Схема магнітного збагачення скарнової магнетитової руди.

Після подрібнення руда збагачується мокрою магнітною сепарацією, яка звичайно проводиться у три стадії, кожна з них включає від одного до трьох прийомів. У першій стадії руда збагачується з виділенням відвальних

відходів і промпродукту, що направляється у другу стадію на подрібнення і збагачення мокрою магнітною сепарацією [3, 8, 18].

Мокре магнітне збагачення виконується звичайно в три стадії, кожна з яких включає від одного до трьох прийомів. У першій стадії руда збагачується в один-два прийоми для видалення відвальних відходів і промпродукту, який направляється на подрібнення в другій стадії. В другій стадії, збагачення здійснюється, як правило, в один прийом і включається в замкнений цикл, що дозволяє виділяти відходи по мірі розкриття мінералів пустої породи. В третій стадії збагачення здійснюється в два-три прийоми з перечищенням магнітного продукту в другому і третьому прийомах. В цій стадії отримують концентрат, який направляється на зневоднення, промпродукт, який повертається в другу стадію подрібнення, і відвальні відходи.

Магнетитові залізисті кварцити

Магнетитові залізисті кварцити Криворізького басейну характеризуються більш тонким вкрапленням рудних мінералів і мінералів пустої породи в порівнянні з скарновими рудами. Збагачення таких руд може здійснюватись також за схемою, наведеною на рис. 7.17. Але більш ефективною є схема мокрого магнітного збагачення, особливістю якої є збільшення числа стадій подрібнення до трьох-чотирьох і магнітного збагачення – до п’яти (рис. 7.18) і використання схем з підвищеним числом і магнітної сепарації [3, 8, 18].

Збільшення числа стадій подрібнення дозволяє на останній стадії отримати злив гідроциклонів, який містить 94 – 96 % класу – 0,074 мм, що в поєднанні з великим числом стадій магнітного збагачення дозволяє отримувати високоякісний концентрат з вмістом до 65,5 % заліза.

При збагаченні магнетитових руд широко використовуються операції розмагнічування, намагнічування і знешламлення дрібно- і тонкоподрібнених продуктів.

Розмагнічування пульпи здійснюється на розмагнічувальних апаратах при напруженості магнітного поля 36 – 50 кА/м, в результаті чого підвищується ефективність класифікації і фільтрування.

Намагнічування пульпи, яка надходить на знешламлення здійснюється в магнітних конусах і дешламаторах при напруженості магнітного поля 40 – 48 кА/м, в результаті чого підвищується швидкість осадження магнітних частинок.

Випалені руди

Магнітне збагачення в сепараторах зі слабким полем застосовують для слабомагнітних залізних руд (мартитових, гематитових, бурозалізнякових, сидеритових) після їхнього магнетизуючого випалу і перетворення слабомагнітних оксидів заліза в магнітні оксиди – штучний магнетит і ма-

ггеміт. Випалені руди по суті є штучною магнетитовою рудою і залежно від вкраплення рудних і нерудних мінералів збагачуються за тими ж схемами, що й магнетитові руди [3, 8, 18].

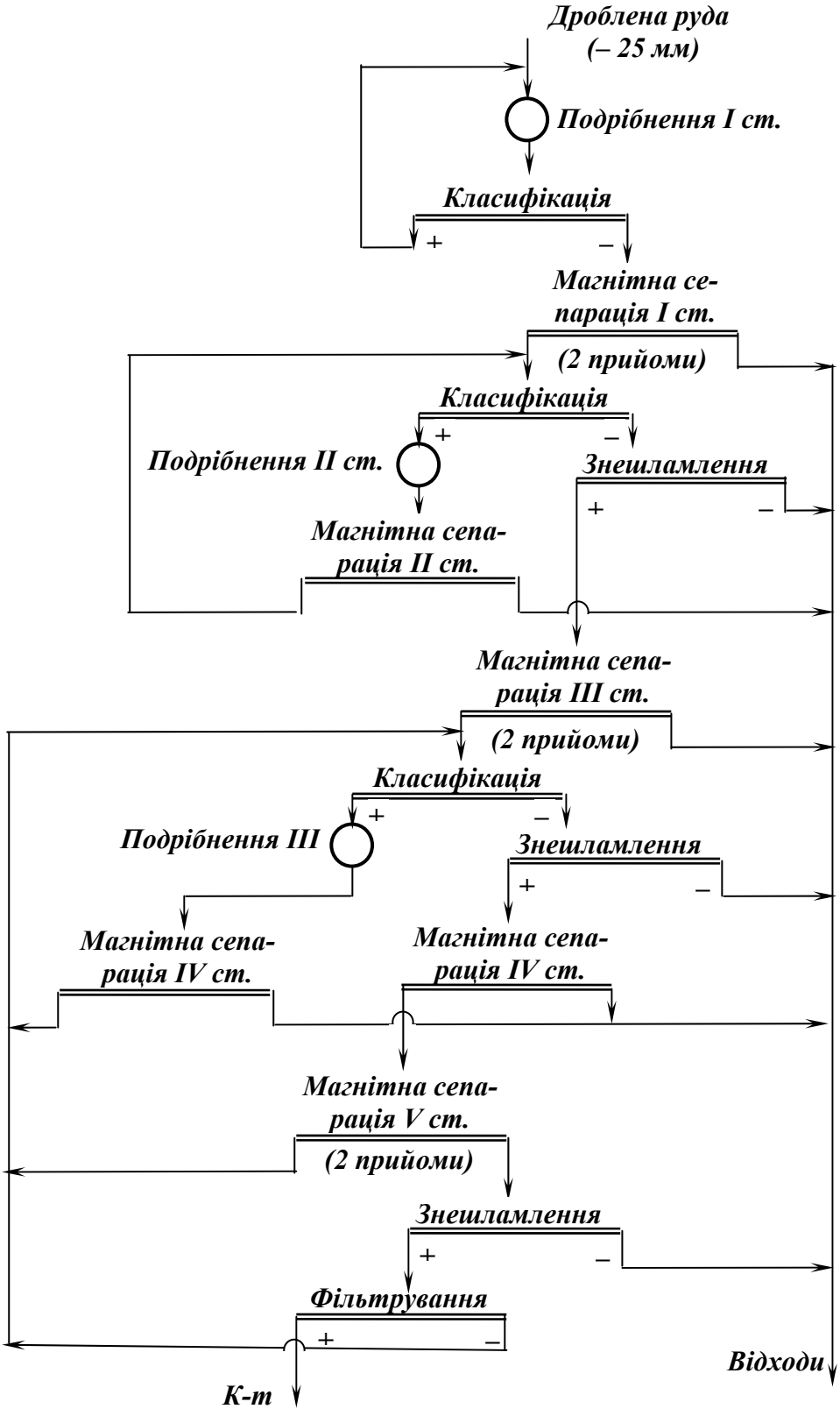


Рис. 7.18 – Схема мокрого магнітного збагачення тонковкраплених залізистих кварцитів.

У схемі збагачення випаленої руди застосовують ті ж самі сепаратори, що й при збагаченні природних магнетитових руд, однак їхня допустима продуктивність в залежності від якості магнетизуючого випалу звичайно в 1,5 – 2 рази нижча, ніж при роботі на магнетитових рудах. При збагаченні випалених руд розмагнічування продуктів має надзвичайно велике значення для підвищення якості концентрату в зв'язку з підвищеною коерцитивною силою штучного магнетиту і проводиться при напруженості магнітного поля 95 – 100 кА/м.

Титаномагнетитові руди

При збагаченні титаномагнетитових руд (рис. 7.19.) магнітне збагачення в слабкому полі звичайно поєднується з іншими збагачувальними процесами, напр., флотацією і гравітацією [3, 8, 18].

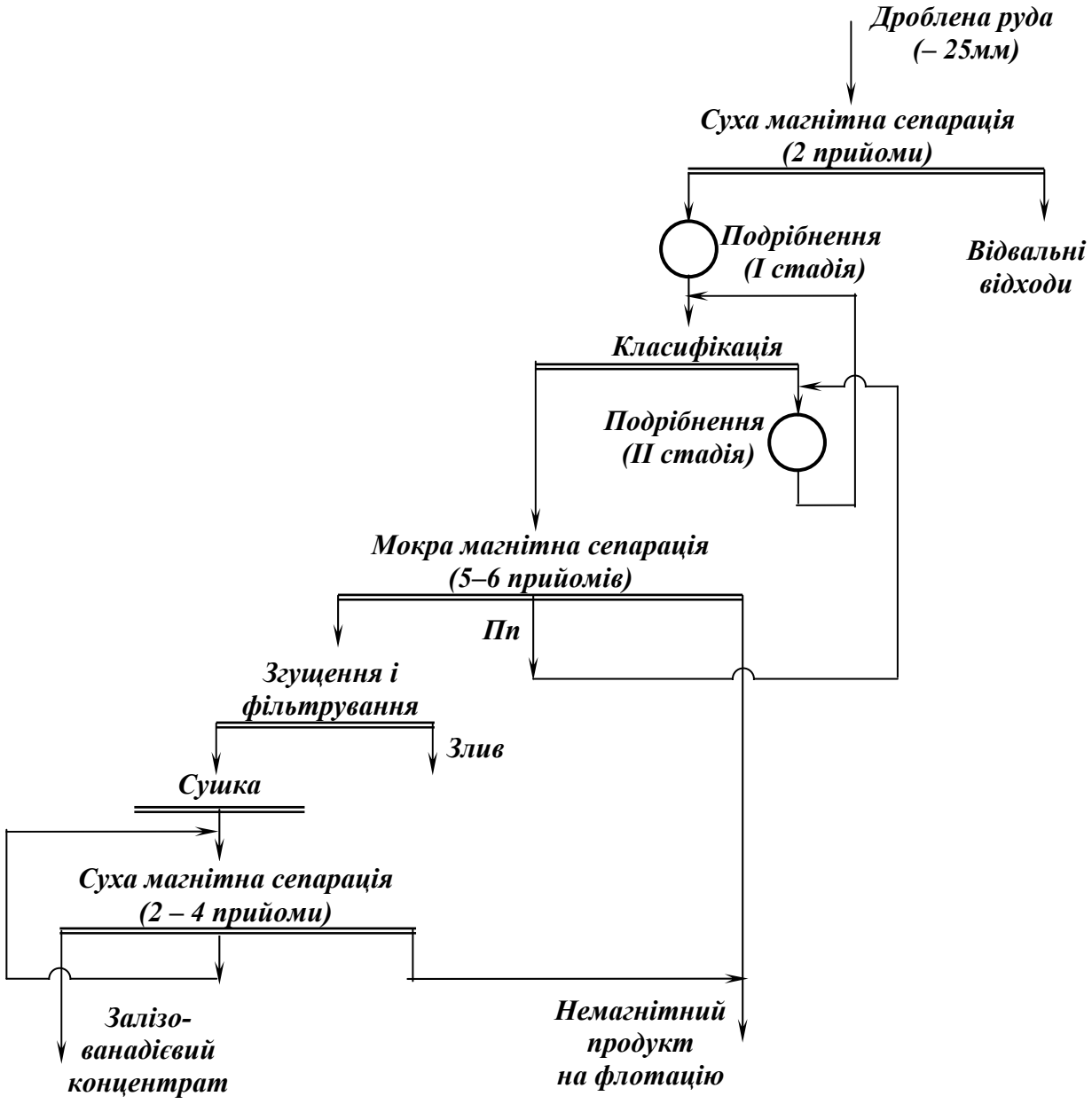


Рис. 7.19 – Схема магнітного збагачення титаномагнетитової руди.

Титаномагнетитові руди при малому вмісті ільменіту і особливо при його тонкому вкрапленні, яке не дозволяє механічними методами збагачення виділити титановий концентрат, збагачуються як магнетитові. При значному вмісті діоксиду титану (10 – 12 % і вище) і вкрапленні ільменіту, що дозволяє виділити титановий концентрат, руду збагачують за комбінованими схемами. Ці схеми включають магнітне збагачення в слабкому полі для виділення магнетитового концентрату, і флотацію – для виділення ільменітового концентрату.

Магнетито-гематитові і магнетито-мартитові руди

При переробці магнетито-гематитових і магнетито-мартитових руд звичайно застосовують комбіновані схеми, які включають магнітні методи у поєднанні з іншими методами збагачення – гравітаційні або флотаційні, (залежно від вкраплення рудних і нерудних мінералів). На рис. 7.20 наведена схема збагачення дрібновкрапленої магнетито-гематитової руди.

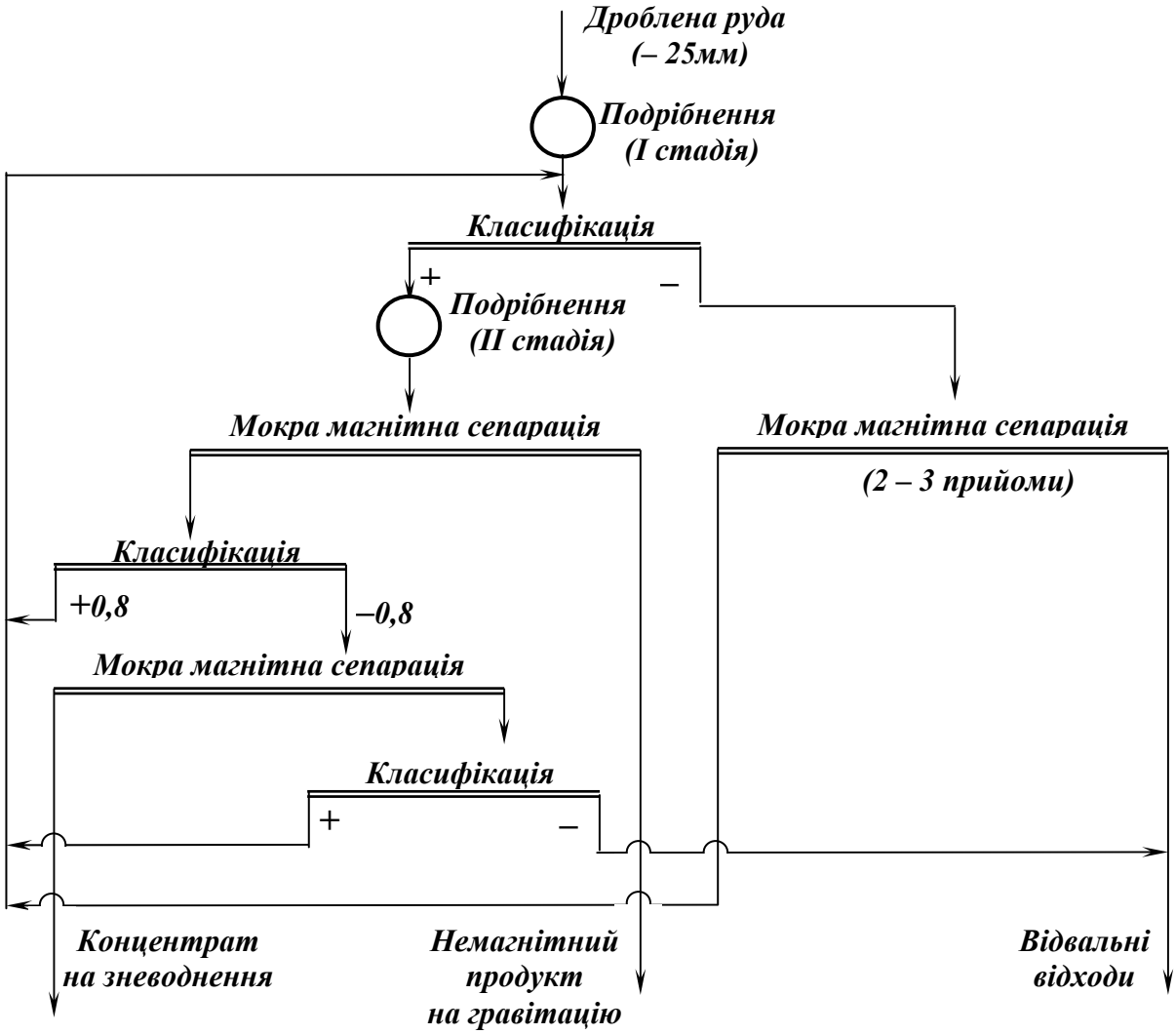


Рис. 7.20 – Схема мокрого магнітного збагачення дрібновкрапленої магнетито-гематитової руди.

При мокрому магнітному збагаченні на барабанному сепараторі виділяється магнетитовий концентрат, а немагнітний продукт направляється на гравітаційне збагачення [3, 8, 18].

При крупному вкрапленні рудних і нерудних мінералів магнетито-гематитові і магнетито-мартитові руди збагачуються з використанням сухої і мокрої магнітної сепарації.

Комплексні магнетитові руди

Магнетитові руди деяких родовищ містять кобальтоносний пірит, халькопірит, сфалерит, апатит, циркон та інші корисні мінерали [3, 8, 18].

Для цих руд застосовуються комбіновані технологічні схеми, в яких магнітне збагачення в слабкому магнітному полі використовується для вилучення магнетиту, а інші збагачувальні процеси – гравітаційні і флотаційні – для вилучення супутніх мінералів. Завдяки використанню комбінованих технологічних схем переробки мінеральної сировини досягається технологічно і економічно прийнятний результат збагачення комплексних магнетитових руд.

7.6.2. Збагачення слабомагнітних руд

Магнітне збагачення у сепараторах зі слабим полем може бути використано при переробці слабомагнітних залізних руд (гематитових, сидеритових, бурозалізнякових) після їх магнетизуючого випалу (див. п. 7.6.1). Але, як правило, для слабомагнітних руд магнітне збагачення застосовується у поєднанні з іншими збагачувальними процесами – гравітаційними, флотаційними, електричними.

Гематитові руди

Збагачення гематитових руд, що містять переважно слабомагнітний гематит, здійснюється за магнітними, гравітаційними, флотаційними, випало-магнітними і комбінованими схемами [3, 8, 18].

Гематитові руди із застосуванням відсадки збагачують за схемою, що включає дроблення і попередню класифікацію на вузькі машинні класи (рис. 7.21). 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.

Бурозалізнякові руди

Технологічна схема гравітаційно-магнітного збагачення включає дроблення в молоткових дробарках до крупності 30 мм з попереднім гро-

хоченням, мокре грохочення за класом – 2 мм і подрібнення класу + 2 мм. Руда крупністю 0 – 2 мм знешламлюється в спіральних класифікаторах, клас 0 – 0,1 направляється у відвал, а клас 0,1 – 2 мм – у процес відсадки. Відсадка знешламленої руди дозволяє одержати три продукти: концентрат, промпродукт і відходи. Промпродукт після зневоднення на грохотах інерційного типу подається 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 [3, 8, 18].

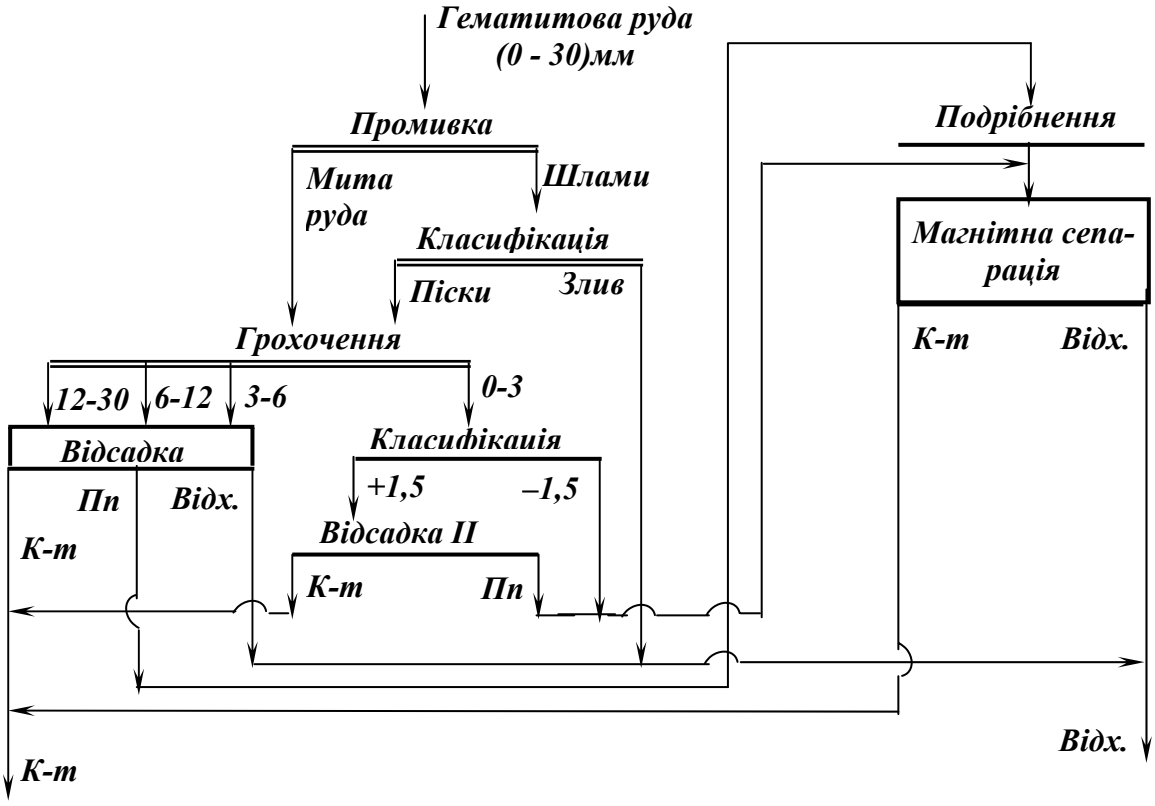


Рис. 7.21 – Схема збагачення гематитової руди відсадкою і магнітною сепарацією.

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-Горіхівський, 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.

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 $\gamma - Fe$ ви-

користовуються 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.

Марганцеві руди

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 мають карбонатні руди, 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 [3, 8, 18].

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.

Бурозалізнякові руди збагачуються за комбінованими гравітаційно-магнітними схемами (рис. 7.22).

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, які висувають до металургійної сировини (до 95 % марганцю використовується в металургії), його збагачують за різними технологічними схемами, що включають гравітаційні, магнітні і флотаційні процеси.

Схема збагачення оксидної марганцевої руди наведена на рис. 7.23. 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 проми-

вають звичайно в одну стадію в бичових машинах, які найбільш інтенсивно руйнують глину.

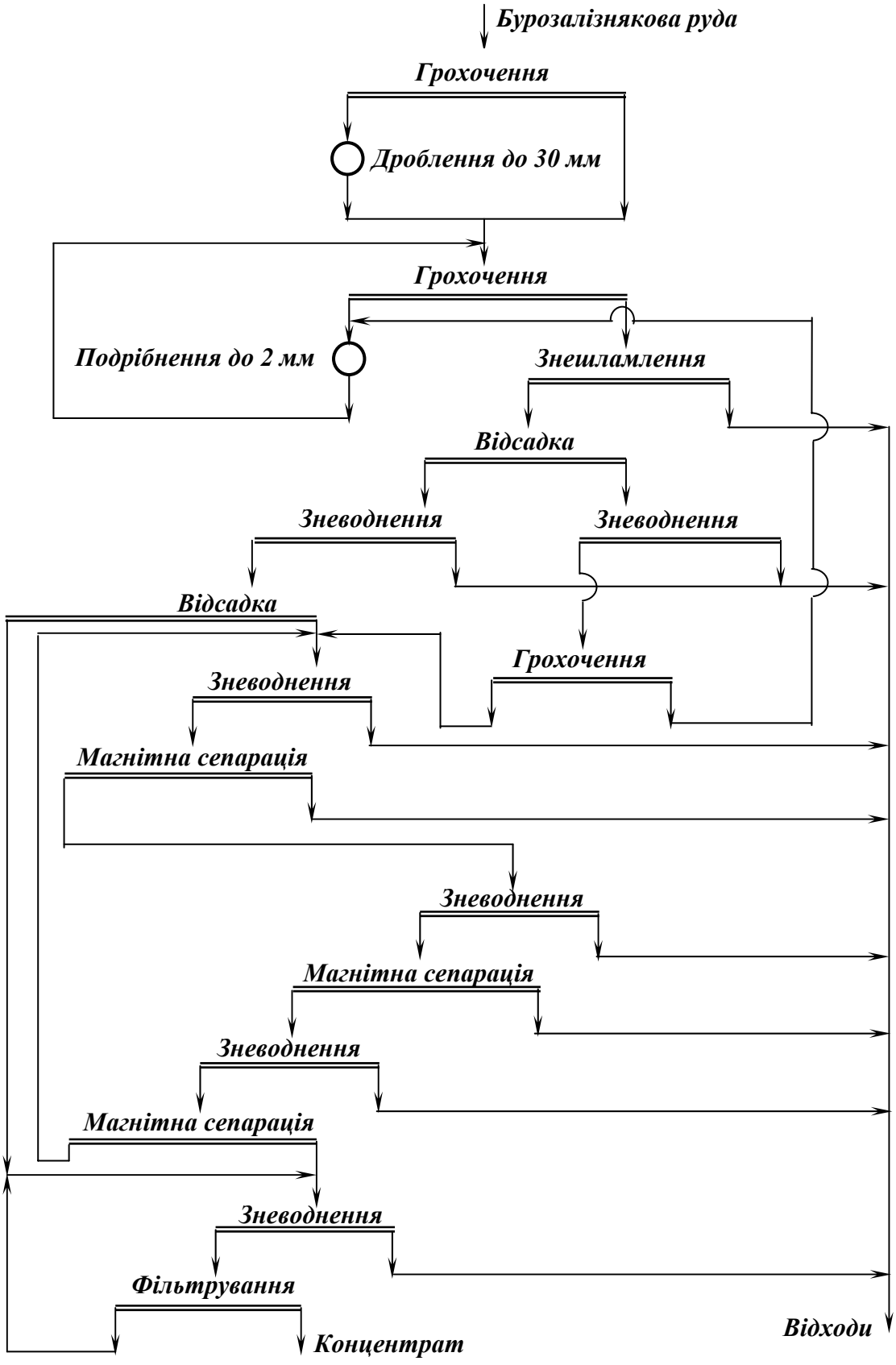


Рис. 7.22 – Схема збагачення бурозалізнякової руди.

Мита марганцева руда розділяється на класи 3 – 22 і 0 – 3 мм. Крупний клас подається на відсадку, де виділяється концентрат I сорту, промпродукт і відходи.

Відходи відсадки направляються на флотацію для остаточного розділення.

Зливи промивки після знешламлювання також направляють на флотацію.

Промпродукт дробиться до 3 мм і разом зі знешламленим класом – 3 мм збагачується магнітною сепарацією з подальшою доводкою концентрату відсадкою.

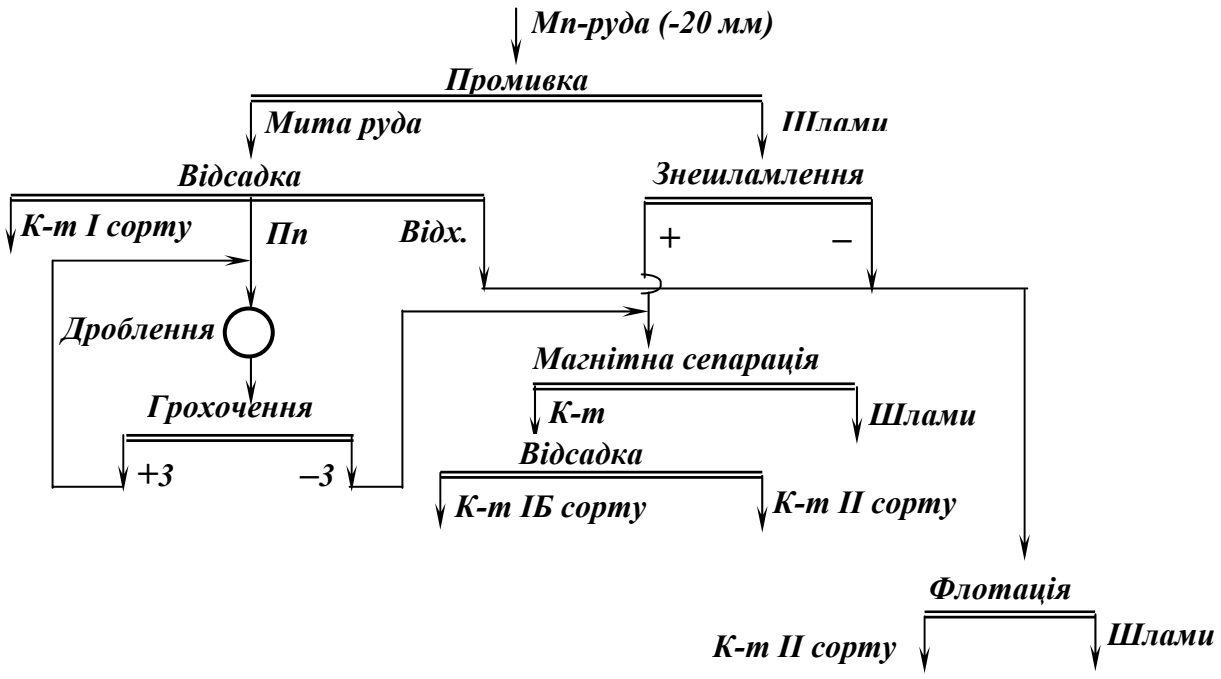


Рис. 7.23 – Схема збагачення оксидної марганцевої руди.

При переробці карбонатних марганцевих руд, що містять манганокальцит $(Ca, Mn)CO_3$ і кальцієвий родохрозит $MnCO_3$, можливе використання схеми, що наведена на рис. 7.24.

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 важкосередовищних гідроциклонах з одержанням карбонатного концентрату, відсадку класу 0 – 3 мм з одержанням окисного концентрату, магнітну сепарацію промпродуктів відсадки і зневоднення дрібних концентратів.

Марганець використовується в основному в чорній металургії. Близько 95 % марганцю йде на розкислення і десульфурацію сталі і чавуну і на домішки в спеціальні сталі.

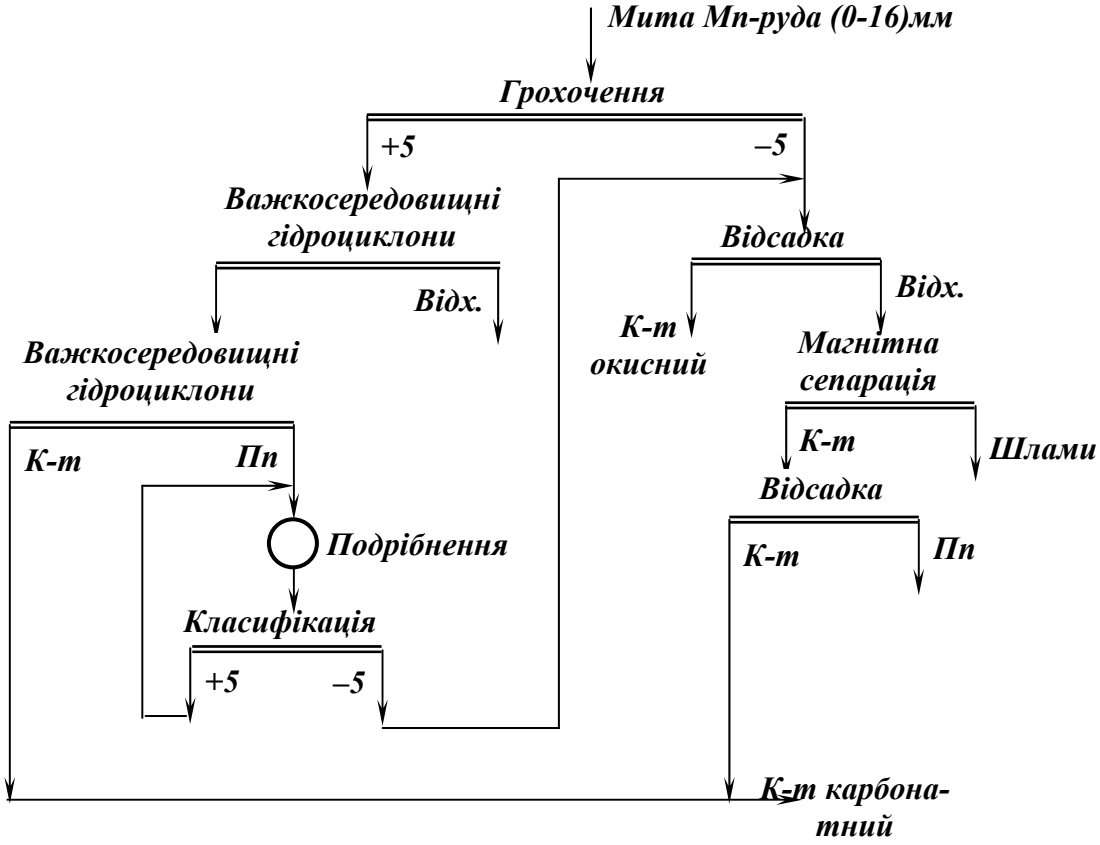


Рис. 7.24 – Схема переробки карбонатної марганцевої руди.

Крім того, марганець використовується при виплавці різних сплавів кольорових металів, для створення антикорозійних покрить. Сполуки марганцю широко використовують при виробництві скла, оліфи і у гальванічних елементах (піролюзит), у медицині (перманганат калію), у фарбувальної справі (хлорид і сульфат марганцю).

8. ЕЛЕКТРИЧНЕ ЗБАГАЧЕННЯ

8.1. Теоретичні основи електричного збагачення

Електричне збагачення (електрична сепарація) – процес розділення частинок мінералів з різними електричними властивостями, залежно від яких під дією електричного поля змінюються траєкторії їх руху [3, 18].

При електричній сепарації використовують в основному такі електричні властивості мінералів як електропровідність, діелектрична проникливість, а також їх здатність заряджуватися під впливом деяких фізичних ефектів (трибо-, піро- і п'єзоелектричний ефекти, контактний потенціал). Процес електричної сепарації полягає у взаємодії електричного поля з зарядженою мінеральною частинкою. Електрична сепарація застосовується для збагачення зернистих сипучих матеріалів крупністю 0,05 – 3 мм, коли їхня переробка іншими методами неефективна або неекономічна. Крім сепарації застосовують також електричну класифікацію і знепилення різних матеріалів, ці процеси у ряді випадків більш ефективні ніж гравітаційні і відцентрові.

Електричне поле характеризується наявністю сил, що діють на заряджені частинки. Рух частинок у електричному полі залежить від його напруженості і неоднорідності, а також від заряду частинок, а конфігурація поля – від форми і розташування електродів.

Напруженістю електричного поля E в точці називається величина, що дорівнює відношенню сили, з якою поле діє на позитивний заряд у даній точці, до цього заряду:

$$E = F / Q \ , \text{В/м}, \qquad (8.1)$$

де F – сила, що діє на заряд, Н; Q – величина заряду, Кл.

Для електричної сепарації використовуються поля з напруженістю близько $6 \cdot 10^5$ В/м при напруженні на електродах $U = 20 – 70$ кВ.

На рис. 8.1 показані різні конфігурації електричних полів.

Між паралельними плоскими полюсами-електродами (рис. 8.1 ***д***) силові лінії паралельні і поле *однорідне*. При точкових відокремлених полюсах (рис. 8.1 ***а, б, в, г, е***) силові лінії розходяться по радіусах і число їх зменшується пропорційно квадрату відстані від полюса. У цьому випадку поле – *неоднорідне*. Неоднорідність поля характеризується *градієнтом напруженості*:

$$gradE = dE / dx \text{ , В/м}^2, \qquad (8.2)$$

де dE – зміна напруженості поля у напрямку x на відрізку dx.

Величина напруженості поля залежить від діелектричної проникливості середовища, у якому знаходиться поле, температури та багатьох інших факторів.

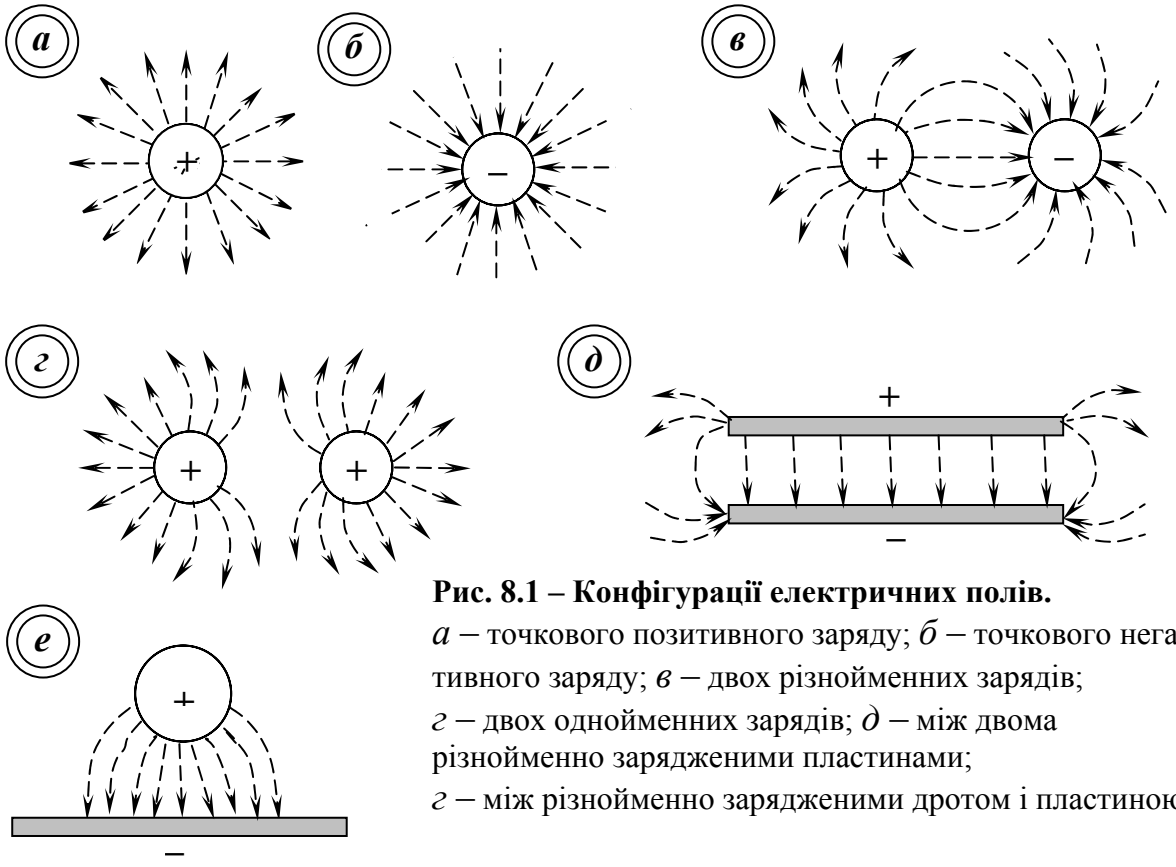


Рис. 8.1 – Конфігурації електричних полів.
а – точкового позитивного заряду; *б* – точкового негативного заряду; *в* – двох різнойменних зарядів; *г* – двох однойменних зарядів; *д* – між двома різнойменно зарядженими пластинами; *г* – між різнойменно зарядженими дротом і пластиною.

Діелектрична проникність середовища показує у скільки разів сила взаємодії зарядів у даному середовищі менше, ніж у вакуумі. Абсолютна діелектрична проникливість ε_a діелектрика – величина, що дорівнює добутку діелектричної проникливості діелектрика ε і електричної сталої ε_0 ($\varepsilon_0 = 8{,}85 \cdot 10^{-12}$ Ф/м):

$$\varepsilon_a = \varepsilon \cdot \varepsilon_0 . \qquad (8.3)$$

Результати взаємодії мінеральної частинки з електричним полем залежать від її електричних властивостей. При електричній сепарації використовують в основному різницю в електропровідності, діелектричній проникливості, електризації тертям і адгезії. Залежно від електропровідності усі мінерали розділяються на три групи:

– *провідники* з питомою електропровідністю $10^{-1} \le \rho \le 10^{4}$ См/м. До провідників відносяться самородні метали, багато сульфідних мінералів, графіт, ільменіт, рутил, титаномагнетит та ін.;

– *напівпровідники* з питомою електропровідністю $10^{-2} \leq \rho \leq 10^{-10}$ См/м. До напівпровідників відносяться гранат, лімоніт, гематит, сидерит, молібденіт, псиломелан, станін та ін.;

– *непровідники* з питомою електропровідністю $10^{-11} \leq \rho \leq 10^{-20}$ См/м. До непровідників відносяться алмаз, каситерит, шеєліт, кварц, кальцит та ін.

Електропровідність мінеральних частинок характеризується об'ємною і поверхневою складовими. Об'ємна електропровідність мінералу може коливатися у значних межах залежно від вмісту у мінеральних частинках сторонніх домішок. Поверхнева електропровідність залежить від стану поверхні, наявності на поверхні мінералу окисних плівок, вологи, поверхнево-активних речовин і т.д. Природну поверхневу електропровідність мінералів у ряді випадків можна змінити в необхідному напрямку обробкою їх спеціальними реагентами. В результаті обробки збільшується різниця у електропровідності мінералів, особливо діелектриків, і отже поліпшуються умови їх розділення. На електричні властивості провідників обробка реагентами практично не впливає.

Під дією електричного поля у частинці незарядженого провідника відбувається вільне переміщення електричних зарядів. На кінці частинки, що звернена до позитивного електроду, виникає негативний заряд, а на другому кінці – позитивний заряд (явище електростатичної індукції). У непровідників в електричному полі не відбувається вільного переміщення зарядів, а спостерігається тільки зсув негативного заряду у напрямку позитивного електрода, а позитивного заряду – у напрямку негативного електрода (явище поляризації). При цьому під впливом постійного напруження рух електричних зарядів у провідниках відбувається безперервно, а у діелектриках зсув зарядів швидко припиняється, після чого вони залишаються поляризованими. При поляризації діелектрика на поверхні частинок з протилежних кінців створюються заряди протилежних знаків, але ці заряди на відміну від індукованих у провіднику є зв'язаними і їх не можна розділити.

При електричній сепарації поля створюються постійним і пульсуючим струмом.

Заряд частинки, який вона отримує в електричному полі, дорівнює добутку сили струму на час його проходження:

$$Q = It \,, \tag{8.4}$$

де $Q-$ заряд, який переноситься через поперечний перетин частинки за час t при силі струму I.

Зарядження частинок можна виконувати йонізацією у полі коронного розряду, йонізацією α– або β – випромінюванням, електризацією тер-

тям, індукуванням зарядів, контактом з зарядженим електродом, нагріванням, а також різними комбінаціями цих способів. Але основне практичне значення при електричній сепарації мають такі способи: контактна електризація, індукція, йонізація у полі коронного розряду і електризація тертям.

При *контактній електризації* дотик мінералу-провідника до поверхні електроду спричиняє практично миттєву передачу йому потенціалу електроду. Діелектрики до потенціалу електроду заряджуються поступово, свій первинний потенціал (заряд) вони можуть зберігати протягом кількох секунд або хвилин.

При *індукційній електризації* мінеральні частинки вільно рухаються між електродами і внаслідок різної природи і кінетики утворення електричні заряди, що виникають на провідниках і діелектриках, відрізняються величиною. Але ця різниця за абсолютною величиною мала, що не дозволяє ефективно розділяти мінеральні суміші.

При *комбінованому способі електризації контактом та індукцією* мінеральні частинки отримують великі потенціали, але провідники швидко розряджаються на заземленому електроді і набувають його потенціалу. У цьому випадку різниця у потенціалах зарядів частинок значно більша, ніж при застосуванні тільки індукційного способу.

Найбільш розповсюдженим способом зарядки мінеральних частинок є заряджання у полі коронного розряду або радіоактивного чи іншого жорсткого випромінювання.

Коронний розряд створюється між двома електродами, один з яких (коронуючий) має малий радіус кривизни (тонкий дріт, вістря і т.п.), а другий (заземлений) виконаний у вигляді барабана або пластини. Під впливом електричного поля потік газових йонів рухається від коронуючого електрода до заземленого. Мінеральні частинки, що переміщуються крізь потік йонів, заряджуються. Різниця у величинах зарядів, що одержали частинки у результаті йонізації, посилюється способом розрядки через заземлений електрод. Провідник швидко віддає свій заряд і стає нейтральним до електрода, діелектрики розряджаються повільніше. Різниця в швидкостях розрядження провідників і діелектриків достатньо велика і пропорційна різниці у електропровідності розділюваних мінералів. Цей спосіб зарядки найбільш часто застосовується при сепарації мінералів за електропровідністю.

Електризація тертям застосовується при розділенні мінералів близьких за електропровідністю. Електризація тертям здійснюється двома способами: *інтенсивне перемішування* мінеральних частинок з їх частим зіткненням, і *транспортування* мінеральної суміші по поверхні електризатора-лотка. У результаті тертя одні мінерали здобувають позитивний заряд і у електричному полі притягуються до негативного електрода, інші

мінерали здобувають негативний заряд і притягуються до позитивного електрода. Деякі мінерали не володіють здатністю електризуватися тертям.

У електричному полі сепаратора розділення по різному заряджених частинок здійснюється внаслідок взаємодії електричних і механічних сил.

На частинку в електричному полі діють такі сили:

– *електрична кулонівська сила*, яка обумовлена притяганням частинки до протилежного за знаком електрода і відштовхуванням її від однойменного:

$$F_K = Q_1 Q_2 / l^2, \text{ Н}, \tag{8.5}$$

де Q_1, Q_2 – заряди частинки і електрода, Кл; l – відстань між центрами зарядів, м.

Електричне збагачення можливе як у однорідному, так і у неоднорідному полях (на відміну від магнітного збагачення). Але вплив сили $\boldsymbol{F_K}$ на траєкторію руху частинки у полі змінної спрямованості незначний внаслідок великої механічної інерції частинок.

При взаємодії протилежно заряджених тіл, коли відбувається зміщення точки прикладення еквіпотенційного заряду в бік зони контакту виникає складова кулонівської сили – так звана *сила дзеркального відбиття*. Вона є силою взаємодії заряду частинки й індукованого на осаджувальному електроді електричного заряду, рівного за величиною, але протилежного за знаком. Ця сила направлена до електрода і намагається утримати частинку на ньому або поблизу від нього. Мінімальна відстань від поверхні електрода, на якій силою дзеркального відбиття можна знехтувати, складає приблизно 10 – 4 см. Сила дзеркального відбиття сприяє більш тривалому утриманню на електроді частинок діелектрика у порівнянні з частинками провідників і є головною електричною складовою сили адгезії при трибоадгезійній сепарації. Визначається за формулою:

$$F_{кдз} = Q_R^2 / l^2, \text{ Н}, \tag{8.6}$$

де Q_R – залишковий заряд частинки, Кл; l – відстань між центрами зарядів, м.

Залишковий заряд частинки залежить від ряду факторів, в тому числі від перехідного опору в зоні контакту. У повітряному середовищі він дорівнює:

$$Q_R = 4\pi\varepsilon_0 (1 + 2\frac{\varepsilon - 1}{\varepsilon - 2}) r^2 E \varphi(R), \text{ Н}, \tag{8.7}$$

де ε_0 – електрична стала ($\varepsilon_0 = 8{,}85 \cdot 10^{-12}$ Ф/м); ε і r – діелектрична проникність і радіус частинки; E – напруженість поля; $\varphi(R)$ – функція перехідного опору, яка змінюється від 0 до 1.

Кулонівські сили дзеркального відбиття проявляються, коли частинки попередньо заряджаються під дією поля високого напруження. Кулонівські сили за своєю величиною переважають молекулярні і електричні (за рахунок контактної різності потенціалів) і визначають адгезію частинок. Вони проявляються в початковий момент контакту частинки з поверхнею. Провідність матеріалу частинки і зони контакту, а також волога сприяють утраті заряду і зниженню кулонівських сил, а відповідно, й адгезії.

Силу дзеркального відбиття при відсутності підзаряджування частинок необхідно враховувати для сильнозаряджених провідних частинок тільки в перший момент контакту їх з заземленою поверхнею. Для частинок, які володіють ізоляційними і напівпровідними властивостями, час дії сили дзеркального відбиття залежить від стану середовища (вологості, температури) і наявності на поверхні тіл адсорбційних шарів. Якщо поверхня непровідна і не заземлена, а також малоймовірні інші шляхи утрати зарядів, напр., за рахунок йонізації повітря, то кулонівська сила може тривалий час обумовлювати адгезію частинок.

– *пондеромоторна сила* виникає в неоднорідному електричному полі і обумовлюється різницею між діелектричними проникливостями частинки (ε) і середовища (ε*), у якому здійснюється сепарація:

$$F_{пн} = 4\pi\varepsilon^* \varepsilon_0 r^3 \cdot \frac{\varepsilon - \varepsilon^*}{\varepsilon + 2\varepsilon^*} \cdot E \cdot gradE \ , \qquad (8.8)$$

де *gradE* – градієнт напруженості електричного поля у напрямку його максимальної зміни, В/м^2.

Напрямок дії пондеромоторної сили не залежить від знака заряду електрода, також сила, яка діє на частинку, не залежить від напрямку напруженості, тому що з його зміною змінюється й напрямок поляризації, з цієї причини розділення можливе й при змінній полярності. Ця сила намагається виштовхнути частинку у слабкіші ділянки поля при $\varepsilon < \varepsilon^*$ і навпаки – втягнути при $\varepsilon > \varepsilon^*$. Пондеромоторна сила проявляється тільки у неоднорідному полі і її значення залежить від характеристики середовища. При сепарації у повітряному середовищі ($\varepsilon^* = 1$) вона дуже мала у порівнянні з електричною, але в рідині з високою діелектричною проникливістю досягає значень достатніх для розділення матеріалів. Тому пондеромоторна сила є визначною при діелектричній сепарації;

– *трибоадгезійна сила* проявляється *тільки при збагаченні тонкодисперсного* матеріалу (< 30 мкм), коли підвищується роль поверхневих (адгезійних) сил. Вона визначає адгезію (прилипання) частинок між собою і до інших поверхонь.

За Б.В. Дерягіним повна сила адгезії дорівнює:

$$F_{ад} = F_{м} + F_{е}\text{, Н,} \tag{8.9}$$

де $F_{м}$ - – молекулярна складова; $F_{е}$ – електрична складова.

$$F_{м} = A\sigma d_{ср}\text{, Н,} \tag{8.10}$$

де σ – поверхневий натяг, Н/м; $d_{ср}$ – діаметр частинки, м; A – безрозмірний коефіцієнт, який враховує форму поверхні в місці контакту частинки, наявність на цій поверхні конденсованої вологи та ін.

Електричну складову $F_{е}$ можна представити як суму сил:

$$F_{е} = F_{пш} + F_{кдз}\text{, Н} \tag{8.11}$$

де $F_{пш}$ – сила, обумовлена взаємодією подвійних електричних шарів (ПЕШ); $F_{кдз}$ – сила дзеркального відображення (8.6).

Відоме рівняння:

$$F_{пш} = 2\pi\sigma_{s}^{2}S_{k}\text{,Н} \tag{8.12}$$

де σ_{s} – поверхнева щільність зарядів ПЕШ; S_{k} – площа контакту.

З урахуванням (8.6) і (8.12) отримуємо:

$$F_{е} = 2\pi\sigma_{s}^{2}S_{k} + Q_{R}^{2}/l^{2}\text{ , Н} \tag{8.13}$$

Загальна трибоадгезійна сила оцінюється рівнянням:

$$F_{ад} = A\sigma d_{ср} + 2\pi\sigma_{s}^{2}S_{k} + Q_{R}^{2}/l^{2}\text{,Н} \tag{8.14}$$

Основними механічними силами, які діють на частинку в процесі електричної сепарації, є відцентрова і гравітаційна:

– *відцентрова сила*, яка виникає при обертанні осаджувального електрода, діє на частинку у напрямку від вісі електрода до його поверхні і намагається відірвати частинку від електрода:

$$F_{вц} = 2mV^{2}/D\text{, Н,} \tag{8.15}$$

де m – маса частинки, кг; V – окружна швидкість обертання барабана сепаратора, м/ с; D – діаметр барабана, м.

– *гравітаційна сила*, величина нормальної і тангенціальної складових якої залежить від положення частинки на барабані:

$$F_{гр} = mg\text{, Н.} \tag{8.16}$$

Діючі механічні сили залежать від характеру руху в робочій зоні сепаратора, при цьому можливі такі варіанти:

– матеріал рухається по криволінійному транспортуючому електроду (діють механічні сили $F_{гр}$ і $F_{вц}$);

– матеріал знаходиться в стані вільного падіння (діє механічна сила $F_{гр}$).

Силою опору при сепарації в повітряному середовищі нехтують.

Таким чином, процес розділення мінеральних частинок в електричному полі здійснюється в результаті взаємодії електричних і механічних сил:

– *кулонівська сила* – $F_к$. Найбільш суттєва сила при електричній сепарації. Обумовлює відштовхування тіл з однойменним зарядом і притягання – з різнойменним зарядом. Діє як в однорідному, так і неоднорідному полі; кулонівська *сила дзеркального відбиття* – $F_{кдз}$. Завжди направлена до електрода. Діє тільки поблизу електрода і при контакті з ним;

– *пондеромоторна сила* – $F_{пн}$. Діє тільки в неоднорідному електричному полі. Залежить від середовища сепарації. Суттєва і визначна при діелектричній сепарації. При сухому збагаченні нею іноді нехтують;

– *трибоадгезійна сила* – $F_{ад}$. Враховується тільки при сепарації тонкодисперсних матеріалів.

– *механічні сили*. Основна – *відцентрова сила* $F_{вц}$, яка діє при криволінійному русі робочого органа сепаратора (напр., барабану).

– *гравітаційна сила* $F_{гр}$.

Розглянемо векторну діаграму сил, які діють на непровідну частинку при сухій сепарації на коронно-електростатичному барабанному сепараторі (рис. 8.2).

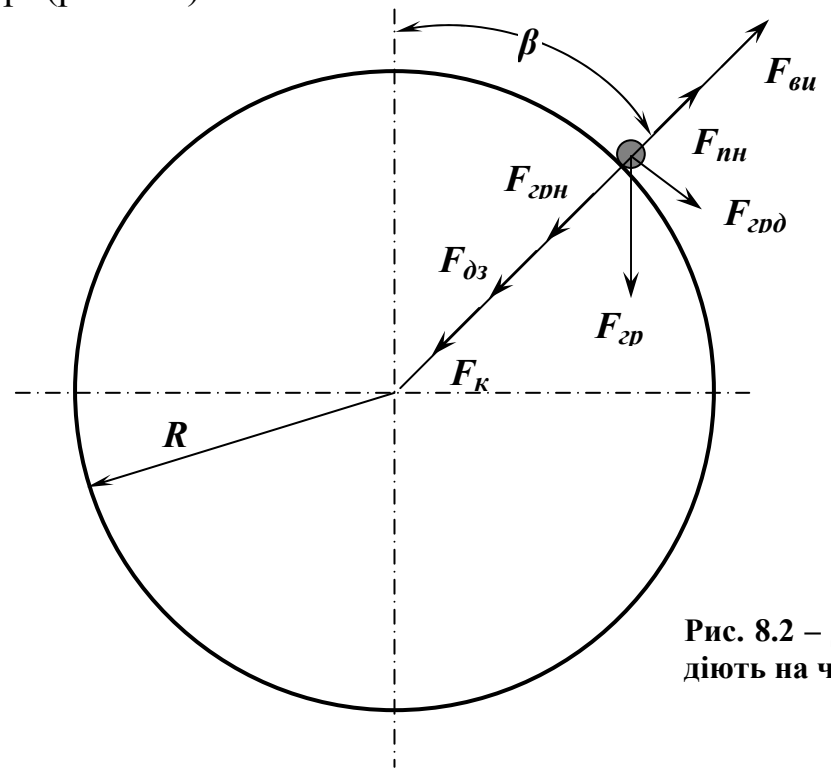


Рис. 8.2 – Діаграма сил, що діють на частинку-ізолятор

Барабан є не тільки робочим органом сепаратора, але й служить одним з електродів (осаджувальним). Непровідна частинка закріплена на поверхні обертового барабану під кутом β до вертикальної вісі. Гравітаційна сила ($F_{гр}$) розкладена на дві складові – нормальну $F_{грн} = mg\cos\beta$ і дотичну $F_{грн} = mg\sin\beta$.

Кулонівська сила ($F_к$) діє в напрямку до центру барабана, тому що непровідна частинка після отримання від коронного розряду значного негативного потенціалу повільно віддає його позитивно зарядженному барабану.

Сила дзеркального відбиття ($F_{кдз}$) завжди притискає частинку до електрода.

Оскільки поле неоднорідне (у зв'язку з формою коронуючого та інших електродів) можна урахувати пондеромоторну силу $F_{пн}$. Вона направлена від центру барабана, тому що діелектрична проникність мінералів більше, ніж повітря, а напруженість поля вище поблизу коронуючого електрода (на схемі не показаний). Але ця сила настільки мала, що її можна не враховувати.

Таким чином, для непровідної частинки (режим утримання) баланс діючих сил має вигляд:

$$F_{рез} = F_к + F_{кдз} + F_{грн} - F_{пн} - F_{вц} \qquad (8.17)$$

Після аналогічного аналізу можна отримати рівняння для сил, які діють на провідну частинку, але тут діє режим відхилення. При цьому слід враховувати, що кулонівська сила змінить свій напрямок, тому що провідники швидко віддають барабану отриманий заряд, набувають одноіменний з ним заряд і зазнають сили відштовхування. Інші сили напрямок своєї дії не змінюють. Для провідникової частинки баланс діючих сил має вигляд:

$$F_{рез} = F_{кдз} + F_{грн} - F_к - F_{пн} - F_{вц} \qquad (8.18)$$

Результуюча сила ($F_{рез}$) в обох випадках визначає траєкторію руху частинок. Шляхом збільшення частоти обертання барабана можна змінювати співвідношення конкуруючих сил (змінюється відцентрова сила). Чим відцентрова сила більше, тим чистіше буде непровідна фракція. Високошвидкісний режим барабанних електричних сепараторів не тільки покращує технологічні показники, але й підвищує їх продуктивність.

Сили молекулярного зчеплення частинок між собою і з електродом до уваги не приймаються, бо для зернистого матеріалу вони відносно малі. Інерційні сили діють на завершальному етапі і вирішального значення не мають.

8.2. Електричні сепаратори

8.2.1. Класифікація електричних сепараторів

Електричний метод сепарації полягає у зміні траєкторії руху заряджених мінеральних частинок під дією електричного поля. Існує багато конструкцій електричних сепараторів, які відрізняються методом сепарації, способами зарядки мінералів, діючими на частинки електричними і механічними силами та іншими ознаками [3, 18].

В основу класифікації електричних сепараторів покладені спосіб сепарації, характеристика електричного поля, в якому відбувається розділення мінеральних частинок, і характер руху матеріалу через робочий простір. Спосіб сепарації характеризує електричну властивість, покладену в основу процесу, а параметри поля і характер руху матеріалу – співвідношення основних електричних і механічних сил, що діють на частинку.

Електричні сепаратори в залежності від способу розділення, для якого вони призначені, розділяються на чотири групи:

– електростатичні (барабанні, камерні, каскадні, пластинчаті);

– коронні і коронно-електростатичні (барабанні, камерні);

– трибоелектростатичні (барабанні, камерні);

– діелектричні (пластинчаті, кільцеві).

Принципові схеми основних конструктивних типів електричних сепараторів наведені на рис.8.3.

В *барабанному електростатичному сепараторі* (рис. 8.3 ***а***) вихідний матеріал з бункера ***1*** подається на заряджений осаджувальний електрод ***2***, де мінеральні частинки в результаті зіткнення з ним отримують заряд.

Електропровідні частинки заряджуються швидко, відштовхуються від однойменно зарядженого відсаджувального електрода і, завдяки протилежно зарядженому відхиляючому електроду ***4***, падають по похилій траєкторії у збірник. Неелектропровідні частинки заряджуються повільно і повільно віддають отриманий заряд, тому довше утримуються на поверхні барабана, відділяються з цієї поверхні або щіткою ***5***, або під дією механічних сил і падають по крутій траєкторії у інший збірник. Кількісні і якісні показники розділення регулюються шиберами ***6***.

У *барабанному коронно-електростатичному сепараторі* (рис. 8.3 ***б***) вихідний матеріал з бункера ***1*** подається на заземлений осаджувальний електрод ***2***. Мінерали заряджаються у верхній зоні *ab* міжелектродного проміжку, де набувають однойменних електричних зарядів в результаті бомбардування газовими йонами. В зоні *bc* внаслідок різної кінетики розрядження провідників і діелектриків виникає різниця у величинах і знаках

зарядів. Непровідні частинки завдяки залишковому заряду утримуються на поверхні барабана аж до точки *е* і потрапляють у власний збірник. Провідні частинки розряджаються швидко, набувають заряду, однойменного з зарядом барабана, відштовхуються від нього в зоні *cd* і потрапляють у відповідний збірник. Напівпровідники і зростки мінералів концентруються у середньому збірнику.

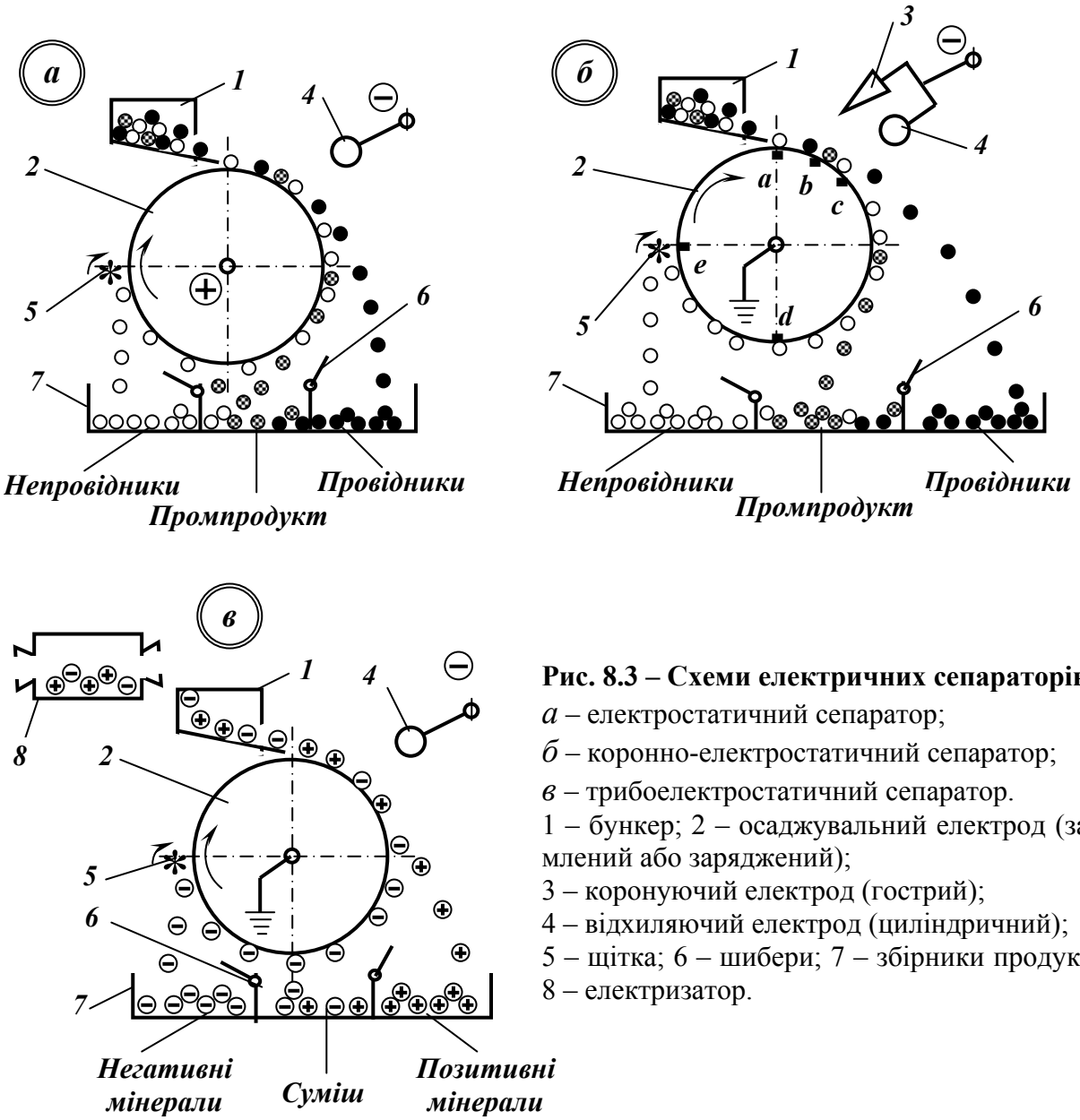


Рис. 8.3 – Схеми електричних сепараторів.
а – електростатичний сепаратор;
б – коронно-електростатичний сепаратор;
в – трибоелектростатичний сепаратор.
1 – бункер; 2 – осаджувальний електрод (заземлений або заряджений);
3 – коронуючий електрод (гострий);
4 – відхиляючий електрод (циліндричний);
5 – щітка; 6 – шибери; 7 – збірники продуктів;
8 – електризатор.

В *барабанному трибоелектростатичному сепараторі* (рис. 8.3 ***в***) вихідний матеріал з бункера ***1*** подається на заземлений осаджувальний електрод ***2***. Мінерали заряджаються в результаті контакту між собою і з матеріалом живильника. Крім того, сепаратор має нагрівач для підігріву матеріалу до 120 – 200°С, тому для матеріалів схильних до піроелектричної електризації, допоміжне значення при створенні зарядів може мати піроелектричний ефект. Розділення частинок відбувається в електростатич-

ному неоднорідному полі постійної спрямованості, яке утворюється між осаджувальним і відхиляючим електродами. Полярність потенціалу вибирається з урахуванням знака заряду, який набувають мінерали при електризації.

8.2.2. Конструкції і принцип дії електричних сепараторів

Сутність *електростатичного методу сепарації* мінеральних частинок полягає у взаємодії електричного поля з зарядом частинок, якого вони набувають при контакті з зарядженим тілом, електризації тертям та іншими способами.

Для розділення мінеральних частинок за їх електропровідністю застосовують барабанні і пластинчаті електростатичні сепаратори [3, 18].

Пластинчатий каскадний сепаратор (рис. 8.4) складається з шістнадцяти паралельних пластинчатих електродів. Нижні електроди ***1*** – гладкі, верхні ***2*** – жалюзійні. Один ряд електродів заземлений, а на другий, закріплений на ізоляторах ***3***, подається висока напруга.

На вихідний матеріал, що переміщується згори вниз у просторі між електродами, послідовно діють шістнадцять електричних полів.

Частинки-провідники відриваються від гладкого електрода, проходять через жалюзі протилежного електрода і виводяться у збірники ***4***. Непровідники проходять через всі каскади сепаратора і потрапляють у збірник ***5***. Процес регулюється кутом нахилу пластин, відстанню між ними і величиною напруги на пластинах.

В *електростатичних барабанних сепараторах* (рис. 8.5**)** вихідний матеріал з бункера ***1*** подається на заряджений барабан ***3***, що обертається.

На поверхні барабана частинки провідників заряджаються швидко і в результаті взаємодії однойменних зарядів відштовхуються від барабана, падають у збірник провідників. Частинки непровідників заряджаються повільно, утримуються на барабані і знімаються щіткою ***4*** у власний збірник. Для збільшення кута відхилення провідників і підвищення ефективності розділення в сепаратори паралельно осаджувальним електродам ***3*** установлені відхиляючі електроди ***2*** протилежної полярності. Процес сепарації здійснюється більш успішно, якщо частинки додатково підзарядити, наприклад за допомогою йонізації.

Різновидом електростатичного барабанного сепаратора є *барабанний електростатичний сепаратор з протилежно розташованим плоским*

електродом (рис. 8.6), в якому відхиляючий електрод (з протилежним знаком заряду) виконаний у вигляді плоскої пластини.

Найбільше розповсюдження у практиці електричного збагачення знайшли коронно-електростатичні сепаратори, у яких розділення мінеральних частинок здійснюється у полі коронного розряду.

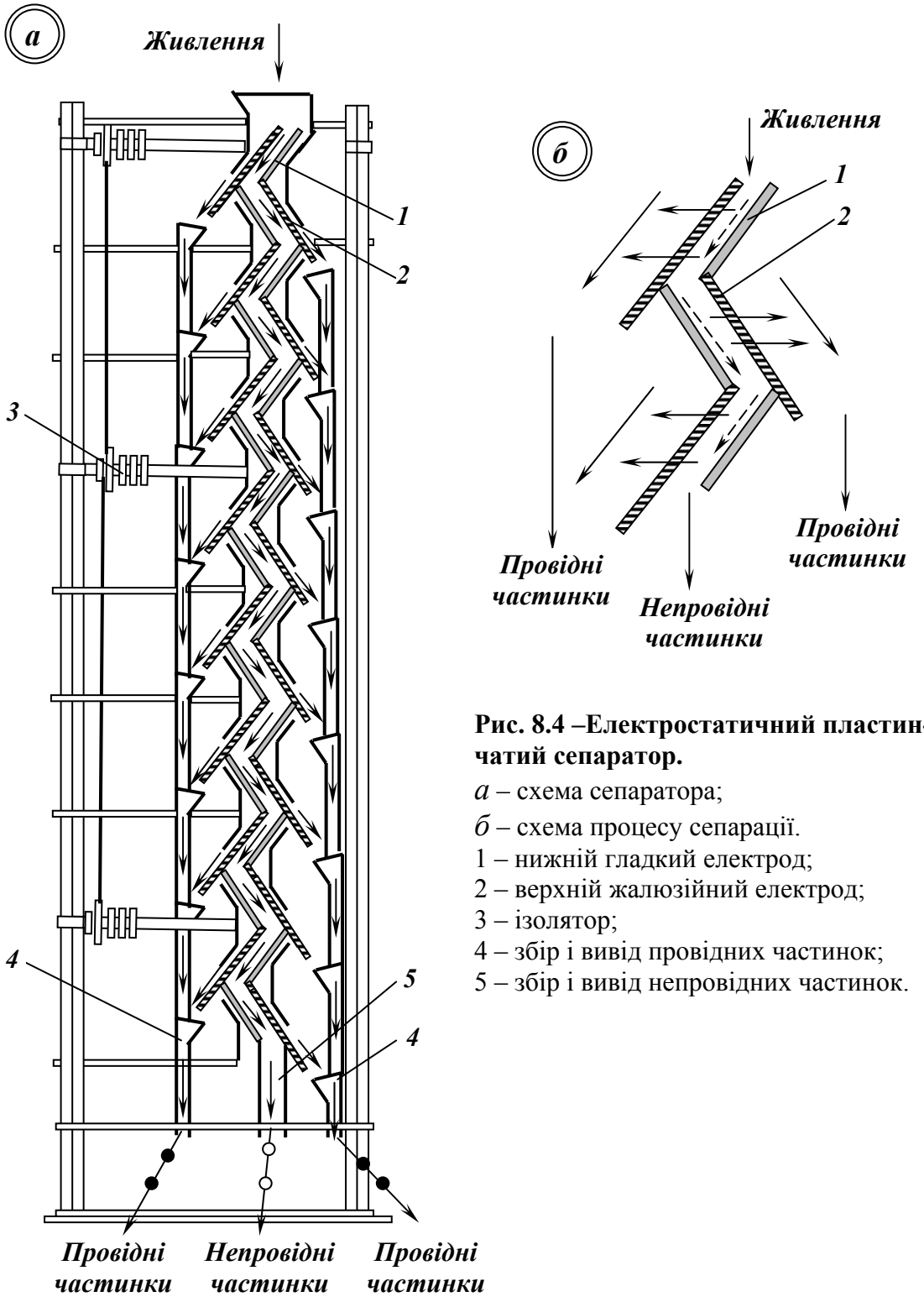


Рис. 8.4 –Електростатичний пластинчатий сепаратор.

а – схема сепаратора;

б – схема процесу сепарації.

1 – нижній гладкий електрод;

2 – верхній жалюзійний електрод;

3 – ізолятор;

4 – збір і вивід провідних частинок;

5 – збір і вивід непровідних частинок.

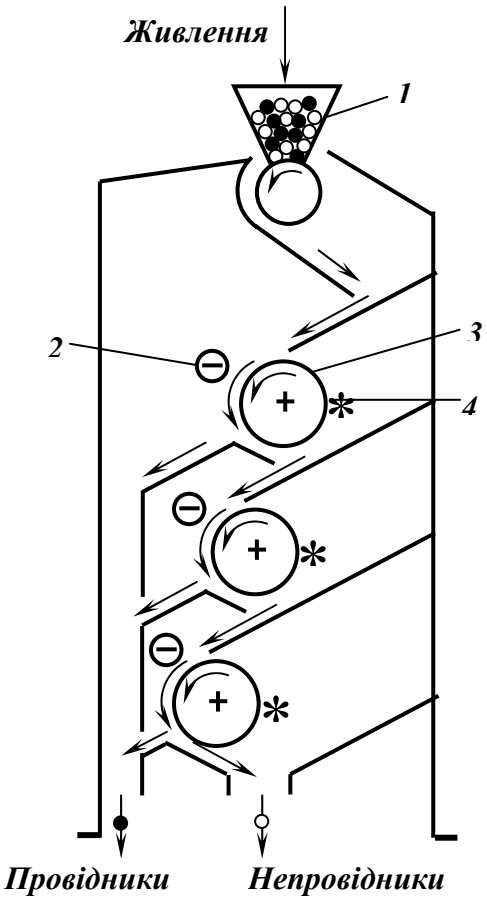


Рис. 8.5 – Схема трикаскадного барабанного електростатичного сепаратора.
1 – бункер з живильником;
2 – відхиляючий електрод;
3 – осаджувальний електрод;
4 – щітка.

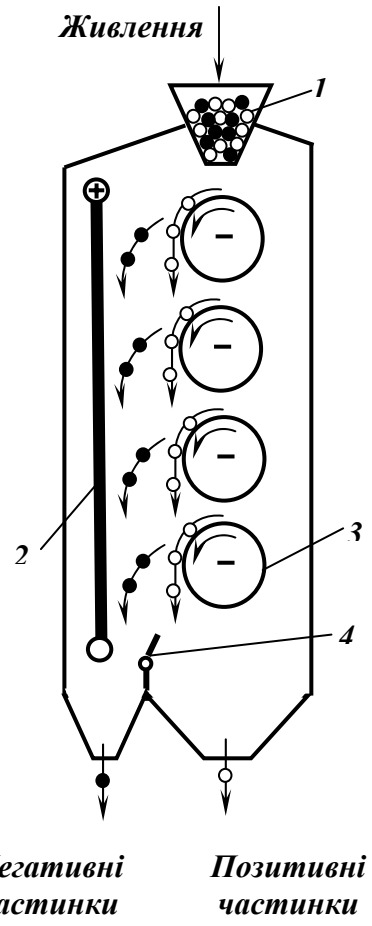


Рис. 8.6 – Схема барабанного електростатичного сепаратора з протистоячим плоским електродом.
1 – бункер; 2 – плоский електрод;
3 – заземлений барабан; 4 – шибер.

Коронно-електростатичний сепаратор (рис. 8.7) складається із завантажувального бункера ***1*** з живильником і електричним підігрівником та одного або декількох однакових блоків сепарації. Кожний блок сепарації включає осаджувальний електрод ***4***, коронуючий електрод ***2***, відхиляючий електрод ***3***, щітку ***6***, відсікачі ***5*** і збірники продуктів *7*. Робота сепаратора здійснюється таким чином.

Вихідний матеріал після підігріву в електричному підігрівнику живильником подається тонким шаром на відсаджувальний електрод ***4***, який являє собою барабан діаметром 120 – 160 мм з полірованою поверхнею. Паралельно твірній осаджувального електрода установлені голковий коронуючий ***2*** і трубчатий відхиляючий ***3*** електроди. При обертанні осаджувального електрода матеріал транспортується у зону дії електричного поля коронного розряду, де кожна частинка одержує заряд, знак якого відповідає знаку корони.

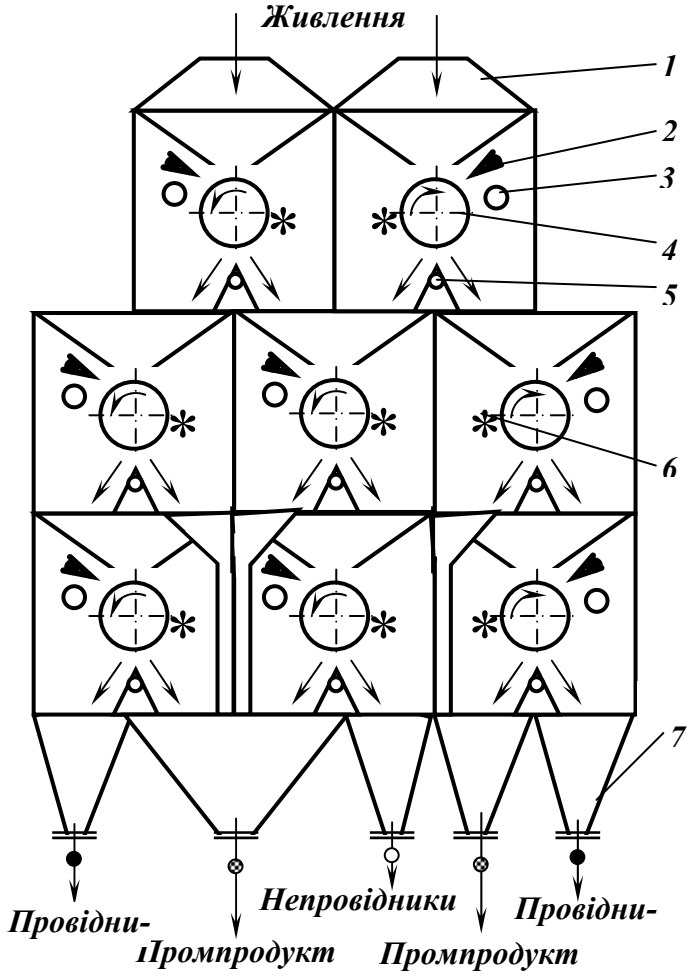


Рис. 8.7 – Схема багатосекційного коронно-електростатичного сепаратора.

1 – живильник; 2 – коронуючий електрод; 3 –відхиляючий електрод; 4 – осаджувальний електрод (заземлений); 5 – відсікачі; 6 – щітка; 7 – збірники продуктів.

Оскільки під час зарядження частинки знаходяться у контакті з поверхнею заземленого осаджувального електрода, то одночасно відбувається і їх розрядження. Частинки з високою електропровідністю, виходячи з зони дії коронного розряду, швидко віддають свій залишковий заряд осаджувальному електроду і відцентровими силами скидаються з поверхні барабана у збірник провідників. Частинки з меншою електропровідністю віддають свій заряд осаджувальному електроду повільніше, відриваються від нього пізніше і розвантажуються у збірник промпродукту. Частинки-непровідники не встигають розрядитися за один оборот осаджувального електрода і знімаються з нього щіткою у окремий збірник.

Таким чином, залежно від швидкості передачі свого заряду осаджувальному електроду, що залежить від електропровідності, частинки мають різні координати точок відриву від поверхні барабана. Кількість і якість продуктів розділення регулюються відсікачами ***5***, а також положенням коронуючого і відхиляючого електродів та напругою на них.

Трибосепарація. Трибоелектричні сепаратори. Для розділення суміші мінералів, які мають близькі за значенням електропровідності, застосовують *трибоелектричну сепарацію*. Цей спосіб оснований на використанні трибоелектричного ефекту або електризації тіл при терті. В загальному вигляді явище трибоелектричного ефекту полягає у наступному. Якщо електрично нейтральну частинку одного мінералу привести до зіткнення з електрично нейтральною частинкою іншого мінералу або з поверхнею якого-небудь матеріалу, а потім перервати контакт при їхньому роз'єднанні, на обох поверхнях виникнуть різні за знаком електричні заряди. Оскільки площа контакту частинок мала, заряд, що виникає, теж малий. При багаторазовому повторенні вказаного елементарного акту та за умови, що кожний раз цей контакт здійснюється новими ділянками поверхні, а швидкість стікання зарядів з частинок невелика, вдається створити щільність поверхневого заряду, яка достатня для сепарації в електростатичному полі високої напруженості.

Способи зарядження при трибоелектричній сепарації:

– контакт усіх розділюваних мінералів з електризатором, який звичайно виконаний у вигляді вібролотка, похилої площини або іншого пристрою, що забезпечує багаторазове зіткнення частинок мінералу з його поверхнею при їхньому перемішуванні. Цей спосіб відкриває широкі можливості для селективного зарядження при підборі електризуючих поверхонь, однак у зв'язку з багатошаровим проходженням матеріалу продуктивність цього процесу обмежена;

– контакт розділюваних мінералів між собою при їхньому перемішуванні в обертовому барабані або іншому пристрої, який забезпечує інтенсивний обмін ударами частинок. Цей спосіб, навпаки, дозволяє забезпечити високу продуктивність, але обмежує можливість регулювання процесу зарядження.

Здатність контактуючих мінералів і речовин до набуття електричних зарядів визначається їхньою природою, дефектами структури кристалічної ґратки і станом поверхні. Фізичною величиною, що характеризує процес створення заряду на мінералах при контактній електризації, є робота виходу електрона, яку необхідно витратити на переборення сил утримання електрона в ґратці при виході його з мінералу. При контакті двох різних речовин виникає обмін носіями зарядів до встановлення рівноважної концентрації, що є причиною виникнення подвійного шару електричних зарядів біля поверхні контакту.

В трибоелектричних сепараторах поле постійної спрямованості може бути однорідним і неоднорідним. Середовище сепарації – повітря. Використовуються в основному барабанні, камерні, лоткові і трубчаті трибоелектричні сепаратори.

Трибоелектричні барабанні сепаратори (рис. 8.8) мають зарядний пристрій в формі вібролотка 2, який укомплектований підігрівачем для підігріву мінералів схильних до піроелектризації до 120 – 200°С. Розділення відбувається в електростатичному неоднорідному полі постійної полярності напруженістю 2 – 4 кВ/см. Електростатичне поле створюється між металевим заземленим електродом і циліндричним електродом, на який подається високий потенціал, полярність підбирається з урахуванням знака заряду, який отримують мінерали при електризації.

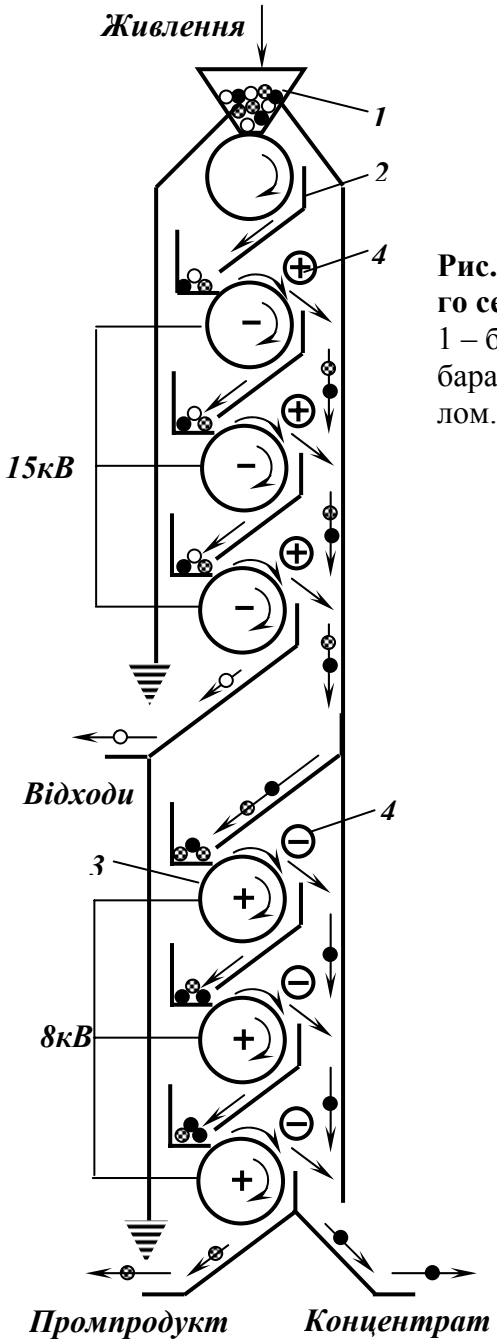


Рис. 8.8 – Схема трибоелектростатичного сепаратора.
1 – бункер; 2 – вібролоток; 3 – заземлений барабан; 4 –електрод з високим потенціалом.

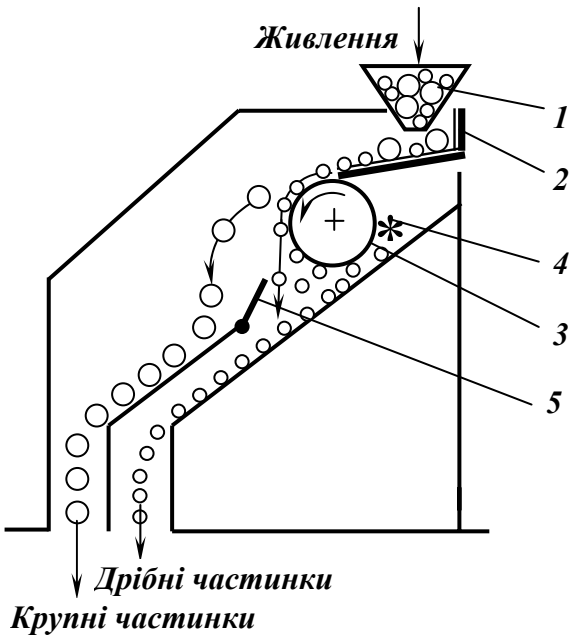


Рис. 8.9 – Трибоадгезійний сепаратор.
1 – бункер; 2 – вібролоток; 3 – барабан; 4 – щітка; 5 – шибер.

Барабанні електроди виготовляють з міді, латуні, нержавіючої сталі, при цьому вибір матеріалу для електродів при сепарації руд різного речовинного складу визначається характером контактних явищ, які відбуваються між частинками і барабаном.

Сепаратори цього типу застосовуються для розділення польових шпатів і кварцу, при збагаченні фосфоритів, вермікуліту та інших матеріалів. Крупність матеріалу, який перероблюється в трибоелектростатичних сепараторах складає 0,1 – 1,7 мм. Такі сепаратори можуть бути використані й для розділення мінералів з великою різницею електропровідності, але для цієї мети вони практично не використовуються, тому що коронні сепаратори для цього більш ефективні.

В *трибоадгезійному сепараторі* (рис. 8.9) можна знепилювати, класифікувати і розділювати за речовинним складом різні матеріали крупністю 0 – 5 (8) мм, які надходять на поверхню барабана спеціальним лотковим живильником.

Барабан має змінні поверхні з різних матеріалів і обладнаний пристроєм для підігріву його поверхні. Для запобігання можливого спотворення процесу усі частини апарата, в тому числі й барабан, заземлені.

При русі частинок матеріалу по живильнику в результаті контакту між ними і поверхнею лотка на частинках утворюються трибоелектричні заряди. Однойменні заряди перешкоджають злипанню тонкодисперсних частинок.

Розділення частинок здійснюється в результаті взаємодії комплексу сил: адгезії, електричної, відцентрової, гравітаційної. Для відриву частинки від поверхні барабана необхідно, щоб сума сил, діючих в напрямку від осі барабана, була більше суми сил, діючих в протилежному напрямку. При визначеній частоті обертання частинки крупніше заданої граничної крупності будуть відриватись від поверхні барабана, а більш дрібні – залишатися на його поверхні. Крупні частинки направляються у власний збірник, а дрібні, що утрималися на поверхні барабана, скидаються щіткою в інший збірник.

Граничні розміри частинок регулюються підбором матеріалу і характером обробки поверхні барабана, його частотою обертання і температурою нагріву, а також частотою і амплітудою вібрацій лотка. На трибоадгезійному сепараторі ефективно виділяються не тільки крупні, але й тонкі фракції (менше 0,07; 0,04; 0,02 мм). При роботі трибоадгезійних сепараторів відсутні втрати тонкоподрібнених частинок і пилоутворення.

Сутність *діелектричної сепарації* полягає в дії пондеромоторних сил неоднорідного електричного поля, які виникають внаслідок поляризації частинок і середовища. Величина цих сил визначається різницею провідностей і діелектричних проникливостей частинок і середовища, розмірами частинок і напруженістю електричного поля. Діелектрична сепарація здійснюється в рідкому діелектрику, діелектрична проникність якого має проміжне значення між діелектричними проникностями розділюваних мінералів. Частинка з діелектричною проникністю більшою, ніж діелектрична проникність середовища, буде рухатися в напрямку більшої напруженості

поля. Частинка з діелектричною проникністю меншою, ніж діелектрична проникність середовища, навпаки, буде виштовхуватися із зони більшої напруженості поля. Діелектрична сепарація може бути використана для розділення матеріалів, які мають близькі густини, але різко відрізняються за діелектричною проникністю (напр., кварцит – доломіт; кварц – каолініт; сидерит – доломіт; турмалін – гранат та ін.).

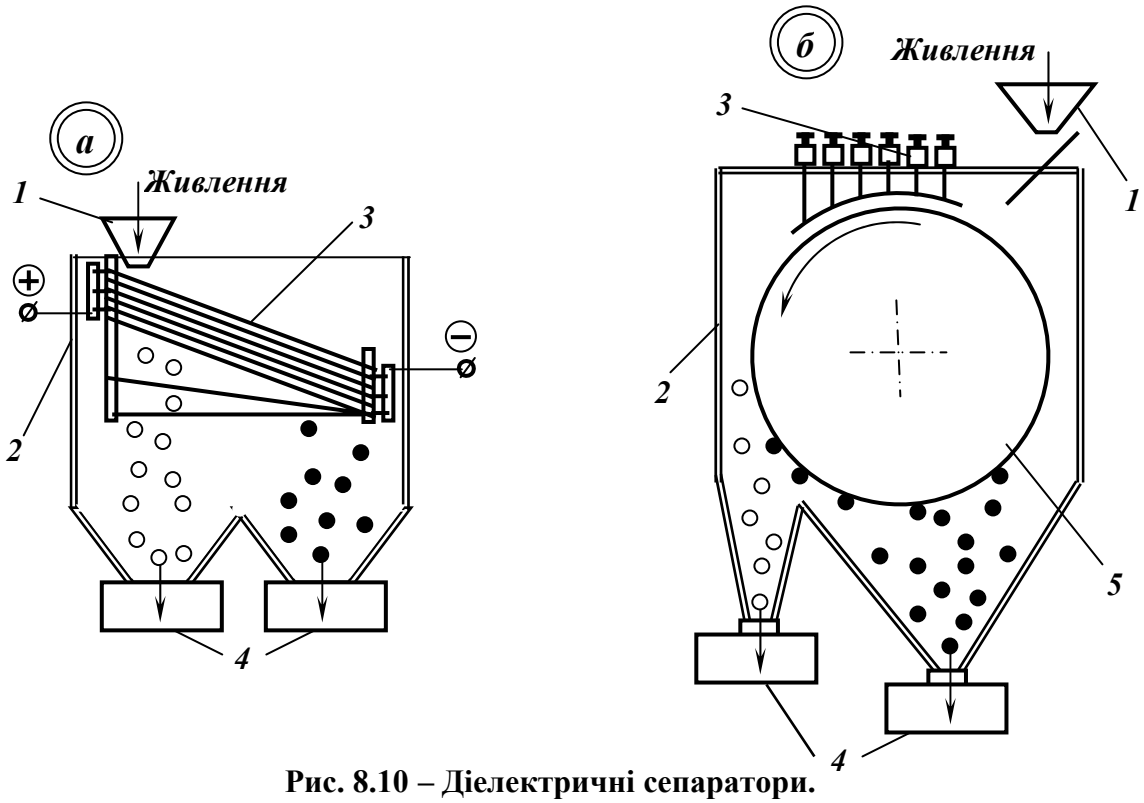


Рис. 8.10 – Діелектричні сепаратори.
а – щілинний; *б* – комбінований.
1 – живильник; 2 – ванна; 3 – система електродів; 4 – збірники продуктів;
5 – обертовий барабан (електрод).

В *діелектричному щілинному сепараторі* (рис. 8.10 ***а***) для запобігання впливу вільних зарядів знаки зарядів тонких паралельних похилих циліндричних електродів чергуються як у вертикальному, так і в горизонтальному напрямку. Розділюваний матеріал подається через щілини живильника ***1*** у верхні шари сепаратора. Ванна ***2*** і збірники продуктів ***4*** заповнені діелектричним середовищем (метилформамід, диметилформамід, скипидар, гас та ін.).

При цьому частинки одного компонента (з більшою діелектричною проникливістю) притягуються до електродів ***3***, сповзають по них до нижнього розвантажувального кінця і відводяться у відповідний збірник, а частинки іншого компонента (з меншою діелектричною проникливістю) проходять через щілини між електродами і виводяться з поля проти місця їхнього завантаження.

На рис. 8.10 ***б*** наведена схема *комбінованого барабанного сепаратора*. Зарядження частинок в сепараторі можливе в результаті застосування діелектричних середовищ з великою концентрацією полярних добавок, що приводить до збільшення провідності середовищ.

Розділюваний матеріал подається у ванну ***2*** живильником ***1*** на обертовий барабанний електрод ***5***, який знаходиться під напругою 5,5 кВ. Над ним розташована система електродів ***3*** у вигляді «ялинки». Напругу (різницю потенціалів) між окремими верхніми електродами і барабаном можна змінювати. Як середовище у цих сепараторах використовують суміш гасу з нітробензолом. Мінеральні частинки з діелектричною проникливістю меншою, ніж діелектрична проникливість середовища, під дією поля скидаються у ближній збірник, а мінеральні частинки з діелектричною проникливістю більшою, ніж діелектрична проникливість середовища, притягуються до барабана і розвантажуються у дальній збірник. Наявність декількох послідовно розташованих верхніх електродів забезпечує перечищення збагачуваного матеріалу.

Діелектрична сепарація в рідких діелектриках застосовується тільки в лабораторних умовах для розділення порошків розкласифікованих на вузькі класи крупності. Промислове використання цього метода стримується через відсутність нешкідливих і дешевих діелектричних рідин, а також складністю їхньої регенерації.

8.3. Підготовка матеріалу до електричної сепарації

Для підвищення ефективності процесу електричної сепарації вихідний матеріал піддається різним підготовчим операціям: сушці, знепиленню, класифікації по крупності, відтирці і промивці, обробці ультразвуком і реагентами, опроміненню. В залежності від характеристики сировини застосовується одна або декілька операцій її підготовки до розділення методом електричної сепарації [3, 18].

Сушка – основний спосіб підготовки матеріалу. Підвищена вологість матеріалу подвійно впливає на процес електричної сепарації. По-перше, волога може суттєво змінити природну електропровідність мінералів, особливо мінералів-непровідників. По-друге, при підвищеній вологості зростає злипання частинок, незалежно від їхнього речовинного складу і електрофізичних властивостей. Дрібні частинки пустої породи можуть прилипати до цінних мінералів, потрапляти в концентрат і знижувати його якість. Таким чином, видалення зайвої вологи є операцією обов’язковою перед електричною сепарацією.

Сушка вологого матеріалу здійснюється в барабанних сушарках і сушарках киплячого шару. При електричній сепарації на процес впливає

поверхнева волога матеріалу, яка видаляється при температурах 150 – 200°С. Висушений при такій температурі матеріал має вологість 0,5 – 1 %.

Знепилення і класифікація по крупності. При наявності в матеріалі великої кількості пилу (частинок крупністю менше 30 – 40 мкм) процес сепарації порушується, тому що пил налипає на більш крупні зерна, на поверхню осаджувального електрода й інші деталі сепаратора, що викликає пробої між електродами. Знепилення матеріалу може здійснюватись в камерних коронних сепараторах або циклонах.

Кращі показники електричної сепарації в барабанних сепараторах отримують у тому випадку, якщо матеріал попередньо класифікований по крупності. Це особливо важливо при невеликій різниці в електропровідності розділюваних мінералів. Класифікацію матеріалу виконують на грохотах, в гідроциклонах або камерних сепараторах. Шкала класифікації визначається дослідним шляхом і вона тим вужче, чим вище показники сепарації.

Очистка поверхонь мінералів. Оптимальні умови для процесів зарядки і розрядки мінералів, які визначають чіткість їхнього розділення електричною сепарацією, можуть бути створені тільки у тому випадку, якщо поверхні мінералів будуть чистими, тобто якщо на них відсутні інші покриття і примазки, що викривлюють природні електрофізичні властивості мінералів. Однак практично поверхні усіх мінералів в тому або іншому ступені забруднені і при тому характер цих забруднень може бути різним. Поверхні одних мінералів покриваються пилом або реагентами в процесі їхньої переробки, на поверхні інших є плівки різного речовинного складу, які утворилися в результаті окиснення основного мінералу або інших процесів.

Видалення забруднень першого типу здійснюється відтиркою і промивкою матеріалу або ультразвуковою обробкою. Для видалення більш міцних покрить другого типу застосовується обробка матеріалу в розчинах різних кислот і солей.

Обробка поверхонь мінералів реагентами. Для підвищення селективності розділення мінералів електричною сепарацією в ряді випадків доцільно обробити їх поверхнево-активними речовинами, які змінюють їхню поверхневу електропровідність в необхідному напрямку.

Органічні реагенти, як і при флотації, вибірково адсорбуються або хімічно закріплюються на поверхні тих або інших мінералів і надають їм гідрофобних властивостей. Неорганічні реагенти можуть створювати на поверхні мінералів плівку з підвищеною електропровідністю і тим самим збільшувати їхню електропровідність. Реагенти для обробки мінералів можуть бути застосовані у вигляді розчину або аерозолю.

Електропровідність окремих мінералів змінюється під дією *ультрафіолетового і рентгенівського опромінювання*.

Вибір того або іншого методу штучної зміни електропровідності мінералів здійснюється в кожному випадку з урахуванням конкретних умов.

8.4. Фактори, що впливають на процес електричної сепарації

Процес електричної сепарації залежить від ряду факторів, що визначаються властивостями збагачуваної сировини, конструкцією і принципом роботи сепаратора, способом підготовки матеріалу до сепарації і технологічним режимом процесу [3, 18].

Підготовка матеріалу до електричної сепарації в залежності від характеристики сировини і наступної операції електричної сепарації включає процеси сушки, знепилення, класифікації по крупності, відтирки, промивки, обробки ультразвуком і реагентами, опромінення (див. п. 8.3).

Електропровідність мінералів визначає швидкість їх розрядки на заземлений електрод і величину залишкового заряду, яка вирішально впливає на ефективність процесу сепарації. Чим більше різниця в електропровідності мінералів, тим значніше відрізняються траєкторії їхнього руху в робочому просторі сепаратора і, отже, легше здійснюється їхнє розділення. Частинки з достатньо високою електропровідністю швидко розряджаються на заземлений електрод і з невеликим залишковим зарядом під дією механічних сил відриваються від барабана практично зразу ж після зіткнення з ним. Погана електропровідність частинок сприяє збереженню на них залишкового заряду такої величини, яка дозволяє їм утримуватись на поверхні барабана електричними силами притягання. Чим менше електропровідність частинок, тим довше вони утримуються на барабані і тим далі опиняться від зони відриву частинок з більш високою електропровідністю.

На електропровідність мінералів суттєво впливають стан їх поверхні, вологість і температура матеріалу. Стан поверхні мінералів визначає величину їхньої поверхневої електропровідності, тому перед процесом електросепарації поверхню мінералу очищають механічним, хімічним або іншим способом. Адсорбована на непровідниках волога підвищує їхню електропровідність і утруднює їхнє відділення від провідників. Регулювання вологості матеріалу здійснюється сушкою. З підвищенням температури електропровідність напівпровідників зростає, в той же час електропровідність провідників знижується. Таким чином, температура матеріалу може бути параметром регулювання процесу електричної сепарації.

Контактний опір. Величина контактного опору, через який частинка розряджається на заземлений електрод, суттєво визначає ефективність розділення мінералів у процесі електросепарації. Чим більше контактний опір між частинкою і заземленим електродом, тим більше величина залишкового заряду, який визначає тривалість часу притягання частинки до електрода. Величина контактного опору залежить від форми частинки, ступеня забрудненості її поверхні, а також від матеріалу і стану поверхні заземленого електрода.

Крупність частинок. Від крупності частинок залежить величина зарядів, які вони одержують у полі коронного розряду. Величина заряду частинки пропорційна квадрату її радіуса, але відцентрова сила, що відриває частинку від поверхні барабана пропорційна кубу радіуса. При великій різниці розмірів частинок процес розділення утруднюється: крупна непровідна частинка може відірватись від барабана одночасно з дрібною провідною і навпаки. Тому для одержання високих технологічних показників, матеріал перед надходженням на електричну сепарацію повинен бути класифікований по вузькій шкалі. Крім того, наявність тонкодисперсних частинок також знижує ефективність електросепарації, тому перед електросепарацією матеріал повинен бути знешламлений і знепилений.

Речовинний склад мінералів і вміст їх в суміші. Непостійність речовинного складу розділюваних мінералів, наявність в них сторонніх домішок можуть суттєво вплинути на показники електричної сепарації. Показники електричної сепарації також залежать від вмісту розділюваних мінералів у вихідному матеріалі. Якщо вміст непровідників в суміші незначний, то в цьому випадку легко отримати високоякісну провідникову фракцію, і, навпаки, при великому вмісті непровідників для отримання провідникової фракції потрібно декілька перечисних операцій. При однаковому вмісті провідників і непровідників у вихідному матеріалі для розділення його на провідникову і непровідникову фракції потрібно декілька прийомів електросепарації.

Напруга на електродах. Величина напруги на коронуючому електроді визначає силу коронного струму в міжелектродному просторі і є важним фактором регулювання процесу електросепарації. Зі збільшенням напруги між електродами сила коронного струму зростає. Завдяки кращої йонізації повітря, збільшенню числа йонів в міжелектродному просторі створюються умови для отримання частинками більш сильних електричних зарядів, а також з’являється можливість зарядження більшої кількості частинок. Величина заряду частинки визначає силу притягання її до осаджувального електрода, тому при електросепарації крупних мінералів для запобігання відриву непровідників від обертового осаджувального електрода напругу між електродами необхідно збільшувати, а при сепарації дрібнозернистих матеріалів, навпаки, напруга може бути знижена. Також

при сепарації різних мінеральних сумішей необхідно враховувати вплив полярності коронуючого електрода.

Відстань між електродами. Величина коронного струму і, отже, ефективність зарядження мінералів в полі коронного розряду залежить також від відстані між коронуючим і заземленим електродами. Зменшення цієї відстані приводить до збільшення струму корони і навпаки, таким чином, зміною міжелектродної відстані можна регулювати процес електросепарації, як і зміною напруги на коронуючому електроді, хоча другий спосіб є більш зручним. Відстань між електродами встановлюють в процесі відпрацьовування режиму сепарації і при роботі сепаратора, як правило, не змінюють. Коронуючий електрод повинен бути так розташований відносно осаджувального електрода, щоб зарядження частинок відбувалася б відразу ж при надходженні на поверхню осаджувального електрода і не допускати при цьому їх відриву відцентровими силами.

Швидкість обертання осаджувального електрода. Дія лінійної (окружної) швидкості обертання барабана (осаджувального електрода) на процес електросепарації виявляється через відцентрову силу, яка є основною силою, що відриває частинки від поверхні барабана. Зі збільшенням відцентрової сили створюються сприятливі умови для вилучення провідників, однак надмірне її збільшення може привести до того, що в провідну фракцію потраплять й ті непровідники, які не зможуть утриматися на барабані силами електричного притягання. Підвищене засмічення провідної фракції непровідниками спостерігається також при дуже малій швидкості обертання барабана. В цьому випадку в провідну фракцію потраплять ті непровідники, які встигають розрядитися на заземлений електрод до того моменту, коли вони будуть винесені у відповідний бункер. Тому для кожної конкретної сировини існує власна оптимальна швидкість обертання барабана встановлена експериментально. Крім того, з швидкістю обертання барабана пов’язана тривалість находження частинок в полі коронного розряду, а також час розрядження частинок на заземлений електрод. Необхідно вибрати таку швидкість обертання барабана, яка забезпечить максимальну різницю в остаточних зарядах розділюваних частинок. Від швидкості обертання відсаджувального електрода залежить також і продуктивність сепаратора:

$$Q = 3600LVq \ , \text{т/год}, \qquad (8.19)$$

де L – довжина заземленого електрода, м; V – швидкість руху матеріалу (живлення) в сепараторі, м/с; q – питома маса матеріалу на одиницю площі живлення у один шар, т/м^2.

При збільшенні швидкості обертання барабана збільшується продуктивність сепаратора, однак при цьому не завжди зберігається якість продуктів сепарації.

8.5. Практика електричної сепарації

Електрична сепарація застосовується для обробки сипких матеріалів крупністю до 5 мм, переробка яких іншими методами малоефективна або неприйнятна з економічної або екологічної точки зору. Найчастіше електрична сепарація використовується при розділенні колективних концентратів: титано-цирконієвих, тантало-ніобієвих, олов'яно-вольфрамових, монацитових та ін., а також в схемах збагачення неметалічних корисних копалин (алмазовмісних руд, кварцової сировини та інших матеріалів.

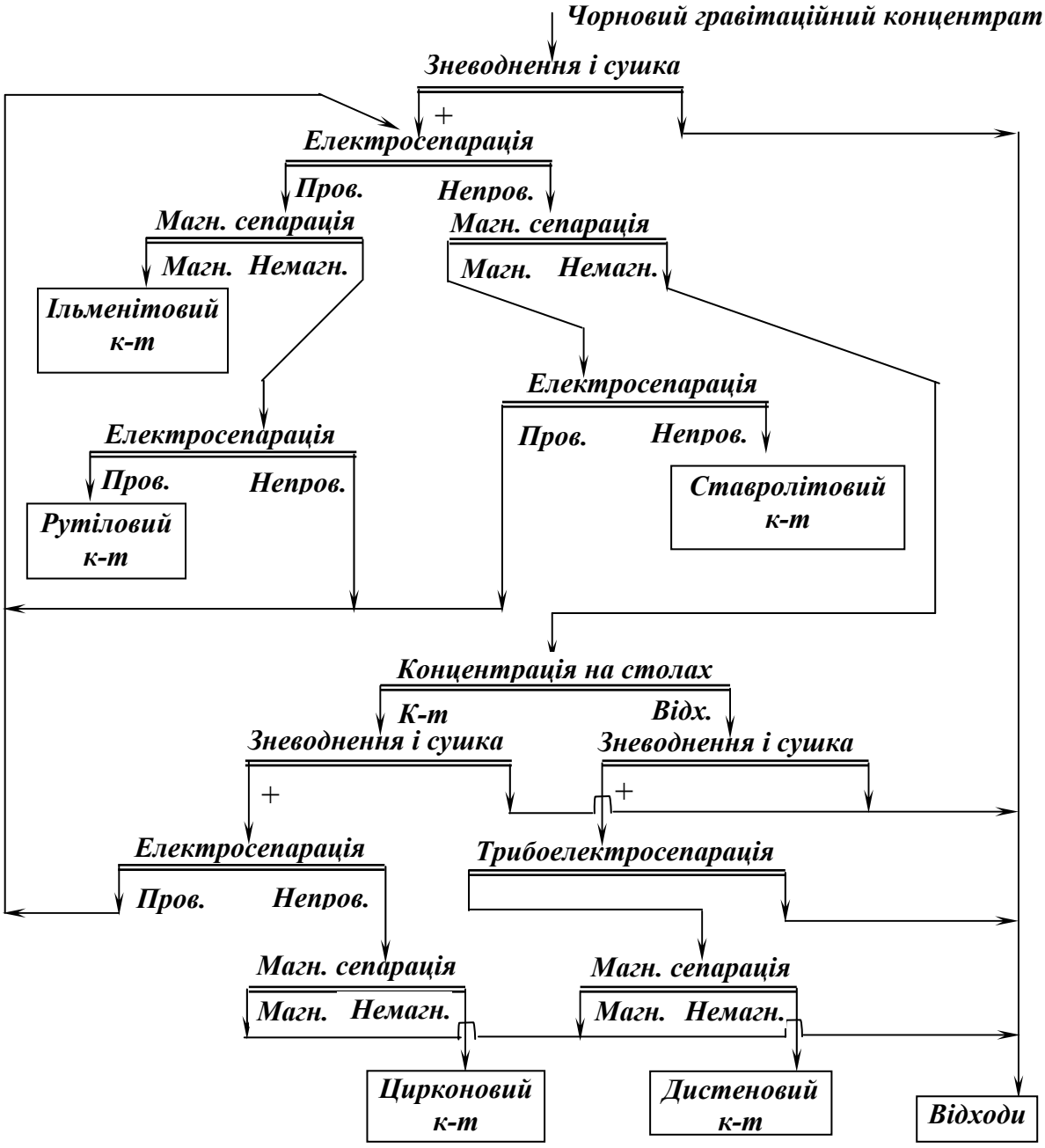


Рис. 8.11 – Схема доводки чорнових гравітаційних концентратів при збагаченні титано-цирконієвих розсипних руд.

Доводка титано-цирконієвих концентратів

На рис. 8.11 наведена схема доводки чорнових гравітаційних концентратів при збагаченні титано-цирконієвих розсипних руд [3, 18].

Основні процеси збагачення титано-цирконієвих розсипів – гравітаційні. Чорновий колективний концентрат, отриманий при гравітаційному збагаченні розсипної руди містить такі основні рудні мінерали: ільменіт, рутил, лейкоксен, циркон, ставроліт, турмалін, дистен-силіманіт; породні фракції представлені кварцом і глиною. Крупність рудних мінералів складає від 0,05 до 0,15 мм.

Після зневоднення і сушки чорновий колективний концентрат розділяється в коронно-електростатичному сепараторі на провідну і непровідну фракції. Розділення здійснюється при температурі 80 – 100^{o}С і напрузі на електродах 16 – 20 кВ. До провідної фракції вилучаються ільменіт, рутил і лейкоксен, а до непровідної – циркон, ставроліт, турмалін, дистен-силіманіт і кварц. Провідну і непровідну фракції роздільно піддають магнітній сепарації у сильному полі. Рутил має добру електропровідність, але дуже низьку магнітну сприйнятливість, тому він зосереджується у немагнітній фракції, а в магнітній фракції зосереджується слабкомагнітний ільменіт – це ільменітовий концентрат. З непровідної фракції за допомогою магнітної сепарації вилучають у магнітний продукт ставроліт і турмалін, які потім розділяють електросепарацією.

Немагнітну фракцію, що представлена цирконом, дистен-силіманітом і кварцом, збагачують на концентраційних столах. Продукти концентрації зневоднюють, сушать і направляють на магнітну і електричну сепарацію. В результаті переробки концентрату концентраційних столів магнітною і електричною сепарацією одержують цирконовий концентрат. Відходи концентраційних столів також після зневоднення і сушки перероблюють трибоелектричною і магнітною сепарацією, в результаті чого отримують дистеновий концентрат.

Доводка тантало-ніобієвих концентратів

Електрична сепарація застосовується при доводці гравітаційних тантало-ніобієвих концентратів. Первинні колективні концентрати доводять до товарних кондицій електричною сепарацією, флотогравітацією, магнітною сепарацією, іноді у поєднанні з хімічними способами. За мінеральним складом колективні тантало-ніобієві концентрати можна розділити на дві підгрупи: танталіт-колумбітову і пірохлор-цирконову.

Схема доводки *колективного танталіт-колумбітового* концентрату наведена на рис. 8.12.

Колективний концентрат після класифікації піддається магнітній сепарації, яка забезпечує вилучення ільменіт-гранатового і танталіт-

колумбітового продуктів. Ільменітовий концентрат отримують при розділенні ільменіт-гранатового продукту в коронно-електростатичному сепараторі.

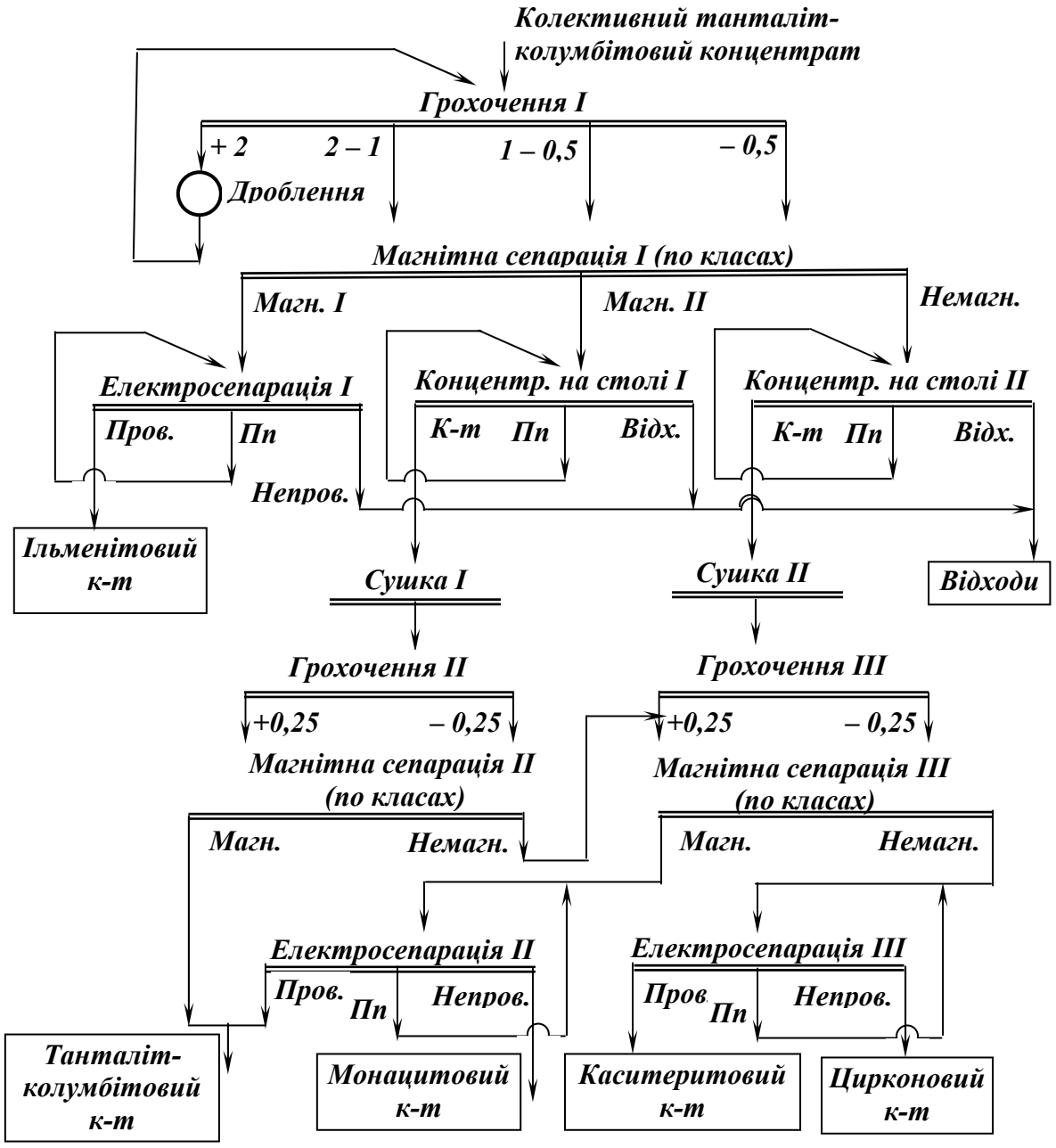


Рис. 8.12 – Схема доводки колективного танталіт-колумбітового концентрату.

Магнітна фракція II, в якій міститься основна кількість танталіт-колумбіту, і немагнітна фракція направляються в операції концентрації на столах, сушки, магнітної і електричної сепарації. З немагнітної фракції першого прийому магнітної сепарації на концентраційних столах в концентрат вилучають каситерит, циркон і слабкомагнітні різновиди танталіт-колумбіту. Додатковим розсівом і магнітною сепарацією концентрат столів розділяють на два продукти: монацит-танталіт-колумбітовий і каситерит-цирконовий. Остаточна доводка цих продуктів з видачею готових

концентратів (монацитового, танталіт-колумбітового, каситеритового і цирконового) здійснюється електричною сепарацією.

Таким чином, при доводці танталіт-колумбітових концентратів електрична сепарація застосовується для відділення танталіту і колумбіту від монациту, ільменіту від гранату і каситериту від циркону.

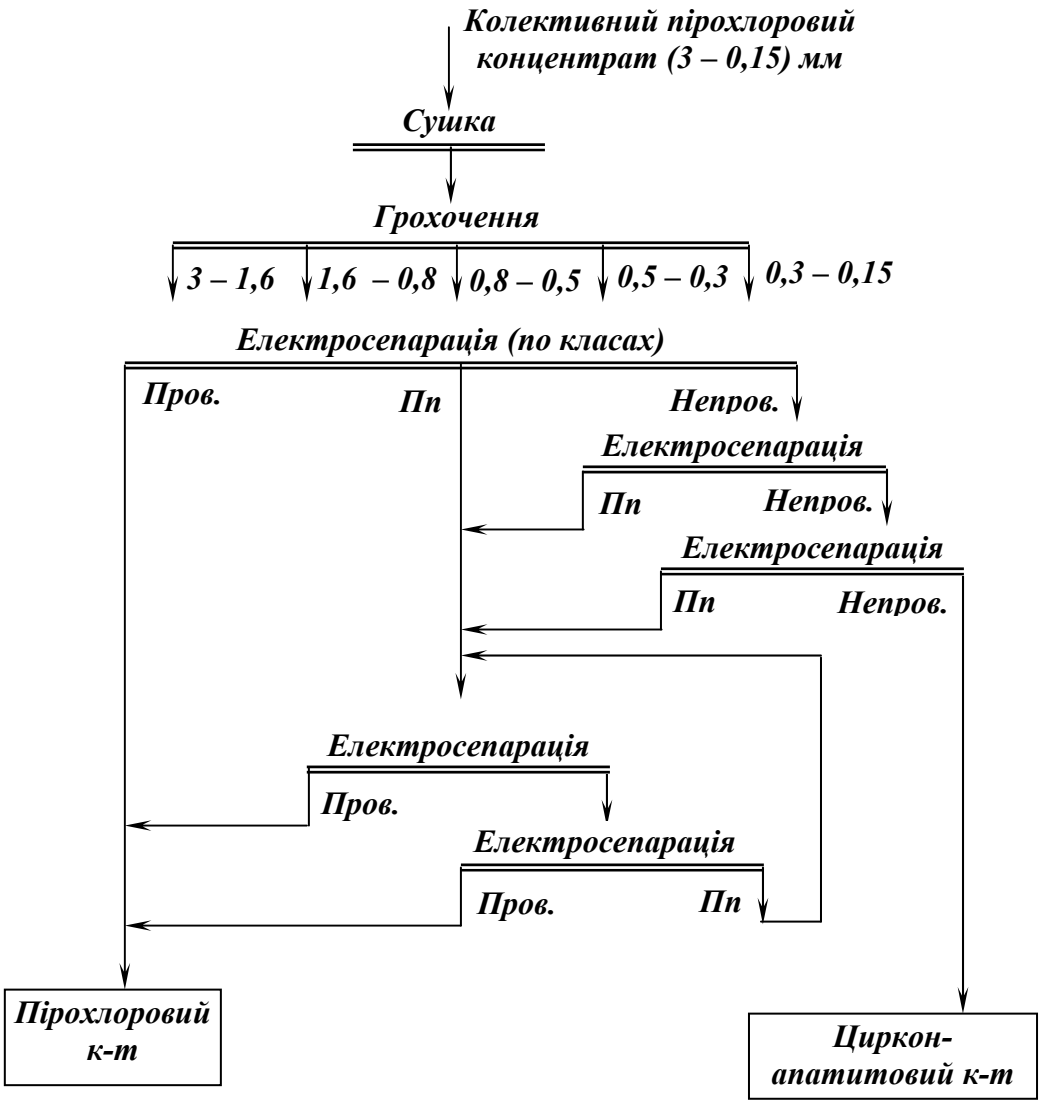


Рис. 8.13 – Схема доводки колективного пірохлорового концентрату.

При доводці *колективних пірохлорових концентратів* електричну сепарацію застосовують для відділення пірохлору від циркону, апатиту, сфену і домішок силікатних мінералів. Схема доводки колективних пірохлорових концентратів наведена на рис. 8.13 .

При використанні цієї схеми доводки отримують високоякісні концентрати (вміст Nb_2O_5 в пірохлоровому концентраті 37 – 42 %, вміст циркону в циркон-апатитовому концентраті 30 – 35 %) при високому ступені вилучення (90 – 92 %) .

Доводка алмазних концентратів

Електрична сепарація застосовується також при збагаченні алмазів [3, 18]. Звичайно на електросепарацію направляють гравітаційні концентрати крупністю менше 4 мм. Відділення алмазів від супутніх мінералів основане на різниці в електропровідності. Алмаз є добрим непровідником, в той час як більшість супутніх мінералів володіють відносно великою електропровідністю. Електрична сепарація алмазів здійснюється в коронно-електростатичних сепараторах. Схема доводки чорнових алмазних концентратів наведена на рис. 8.14. Ступінь вилучення алмазів при доводці чорнових концентратів із застосуванням електричної сепарації більше 99 %.

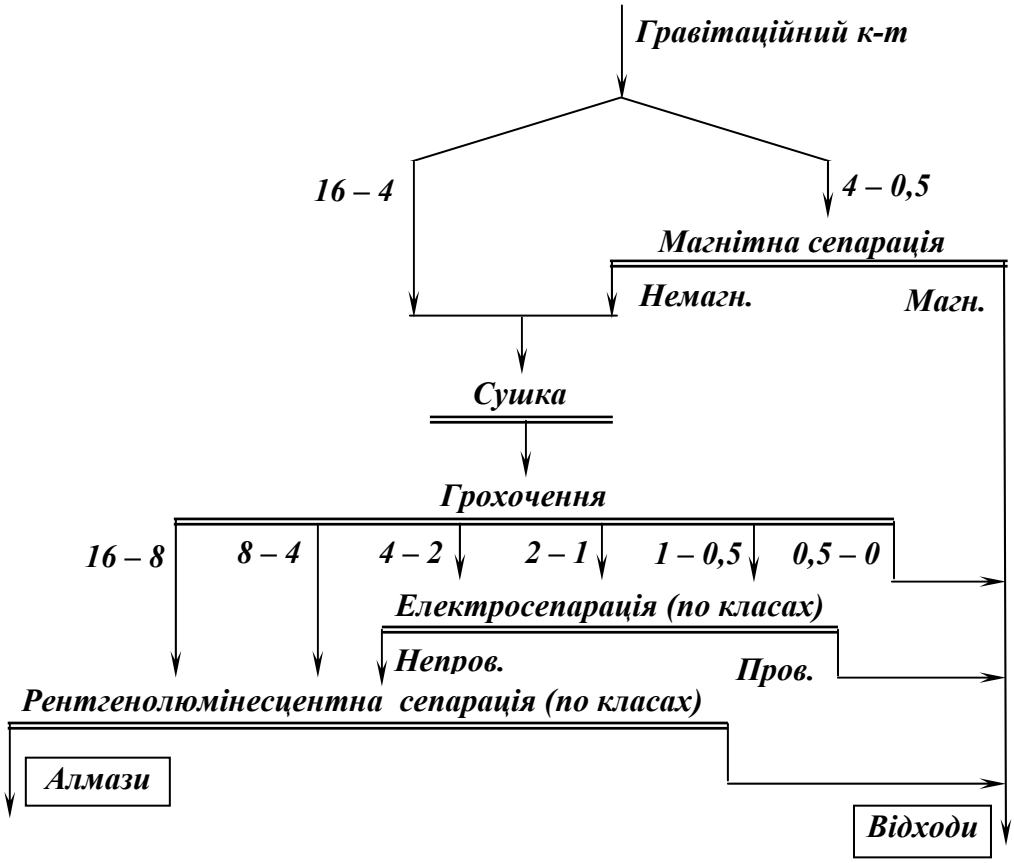


Рис. 8.14 – Схема доводки чорнових алмазних концентратів електричною сепарацією.

Збагачення кварцової і польовошпатової сировини

Електрична сепарація використовується при збагаченні кварцової і польовошпатової сировини. Збагаченням кварцу в коронно-електростатичних сепараторах після відділення польових шпатів, сланців та інших мінеральних домішок отримують кварцовий концентрат, який містить більше 98 % SiO_2.

Схема трибоелектростатичної сепарації польовошпатової сировини наведена на рис. 8.15. За такою схемою польовошпатовий концентрат виділяється з граніту. Електрична сепарація використовується для відділен-

ня польових шпатів, а також часткового відділення альбіту від мікрокліну з метою підвищення співвідношення калію і натрію в польовошпатовому концентраті. Для сепарації застосовують барабанні електростатичні сепаратори. Попередня підготовка вихідного матеріалу полягає в дробленні (валкова дробарка), знепиленні і підігріві до 140°С (барабан).

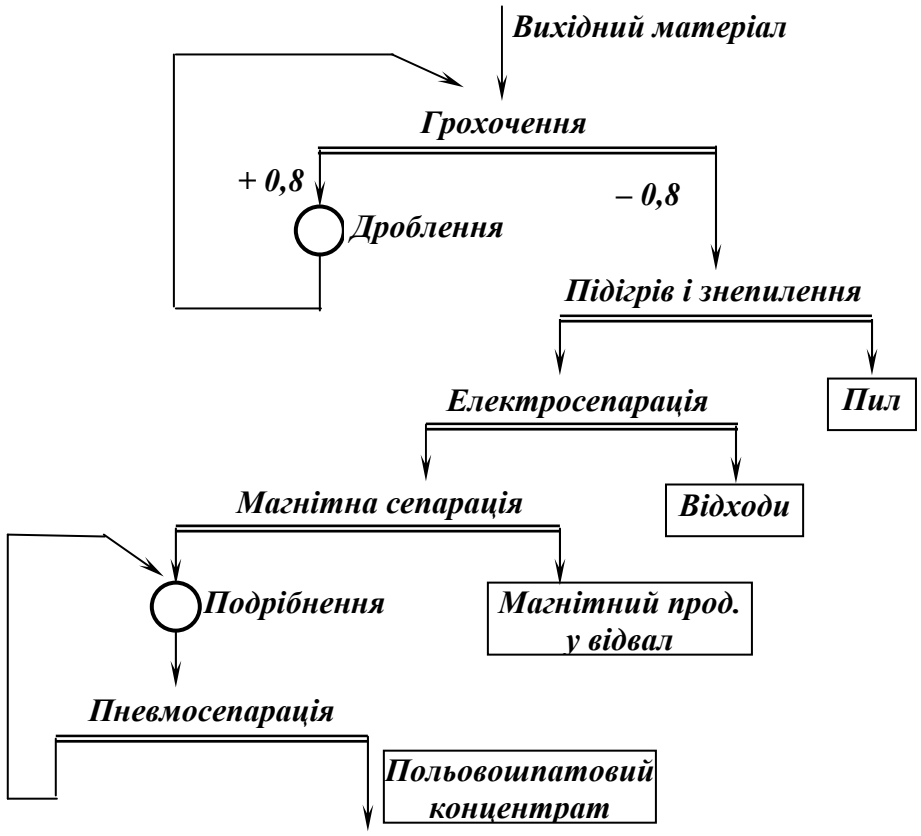


Рис. 8.15 – Схема збагачення польових шпатів з використанням трибоелектричної сепарації.

Ефективно збагачуються електричним методом комплексні дрібно- і тонковкраплені руди, низькосортні магнітні і немагнітні залізні руди, азбестові руди, скляні і формувальні піски, солі, фосфорити, керамічна сировина.

9. СПЕЦІАЛЬНІ МЕТОДИ ЗБАГАЧЕННЯ

Спеціальні методи збагачення базуються на використанні відмінностей у зовнішньому вигляді розділюваних мінералів (колір, блиск, форма зерен), а також на використанні специфічних властивостей деяких мінералів (радіоактивність, здатність до люмінесценції).

9.1. Сортування

Сортування корисних копалин базується на різниці в кольорі, блиску, природній і наведеній радіоактивності розділюваних мінералів, різній здатності поглинати радіоактивне випромінювання і відбивати електромагнітні хвилі різної довжини [3, 18].

До сортування корисних копалин відносять ручне сортування (породовибірка, рудорозбірка, вуглесортування і т.п.), радіометричні та фотометричні методи збагачення.

Ручне сортування здійснюється, коли не може бути використане механічне або хімічне збагачення, або у тому випадку, якщо ці процеси не забезпечують необхідну якість розділення (напр., при відбірці цінного каміння).

Сьогодні відомо до 20 видів радіометричних методів сортування корисних копалин. Радіометрична сепарація – механізований і автоматизований спосіб сортування мінералів з використанням їх відмінностей в γ-випромінюванні або послабленні проникаючих рентгенівських і γ-променів.

Розрізняють такі основні способи фото- і радіометричного збагачення:

– *авторадіометричний* – базується на використанні випромінювань (головним чином γ-випромінювання) природно радіоактивних хімічних елементів; застосовується при збагаченні уранових руд;

– *фотонейтронний* – оснований на використанні відмінностей в інтенсивності нейтронного випромінювання, що випускається мінералами, при опроміненні руди γ-променями; застосовується при збагаченні берилієвих руд (ядра берилію випускають нейтрони при опроміненні γ-променями);

– *люмінесцентний* – оснований на використанні відмінностей в інтенсивності люмінесценції мінералів під дією рентгенівського або ультрафіолетового випромінювання. Здатністю до люмінесценції володіють кальцит, шеєліт і інші мінерали; в промисловому масштабі цей процес застосовують при збагаченні алмазів;

– *фотометричний* – оснований на використанні відмінностей мінералів відображати, пропускати або заломлювати світло; застосовуються для збагачення кварцу, крейди, магнетиту, золотовмісних руд;

– нейтронно-активаційний – оснований на використанні відмінностей в інтенсивності випромінювання радіоактивних ізотопів, що створюються при опроміненні руди потоком нейтронів; застосовується при сортуванні флюоритових руд;

– *гамма-абсорбційний* – оснований на використанні відмінностей мінералів в здатності поглинати рентгенівські або γ-промені; застосовується при збагаченні залізних руд;

– *нейтронно-абсорбційний* – оснований на використанні відмінностей мінералів в здатності ослабляти потік нейтронів внаслідок їх захоплення ядрами хімічних елементів; застосовуються при збагаченні руд бору.

9.1.1. Фізичні основи процесу сортування

Для здійснення процесу сортування корисної копалини необхідно виконати операції по підготовці до збагачення, віднесенню частинок до визначеного сорту і виділенню їх з потоку матеріалу [3, 18]. Для віднесення об’єкту до якого-небудь сорту можуть бути використані будь-які з його властивостей або будь-яка комбінація властивостей (гравітаційні, магнітні, електричні, теплові, механічні та ін.).

Якщо на порцію сортованого матеріалу направити потік випромінювання, то речовина, з якої складається порція, при взаємодії з випромінюванням буде змінювати інтенсивність або склад випромінювання. При реєстрації цього параметра за допомогою приймача випромінювання отримують інформацію про властивості порції речовини. Для узгодження властивостей приймача випромінювань з приладом, який здійснює вивід порції з потоку матеріалу, включають вузол (або схему) переробки інформації. Між усіма основними блоками пристрою для сортування корисної копалини можуть бути встановлені фільтрувальні елементи, які зменшують погрішності вимірювання. Принципова схема процесу сортування корисної копалини наведена на рис. 9.1.

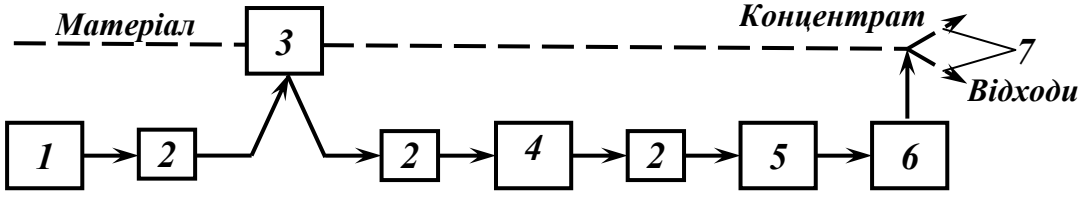


Рис. 9.1 – Принципова схема процесу сортування корисної копалини.
1 – джерело діяння; 2 – фільтрувальні елементи; 3 - об’єкт (порція, частинка); 4 – приймач діяння; 5 – вузол обробки інформації; 6 – вузол виводу об’єктів (порції, частинки) з потоку; 7 – траєкторії руху об’єктів (порцій, частинок).

При автоматичному сортуванні електронна схема здійснює прийом інформації, обробку її за раніше заданим алгоритмом і формування сигналу на видалення частинок із заданими властивостями. Проходження випромінювання Φ_o через частинку гірської породи (рис. 9.2) супроводжується проникненням Φ_n, відбиттям Φ_r, поглинанням Φ_μ, розсіюванням Φ_σ, а, іноді й, генерацією нового випромінювання з іншою довжиною хвилі, тобто:

$$\Phi_0 = \Phi_r + \Phi_\sigma + \Phi_\mu + \Phi_t . \qquad (9.1)$$

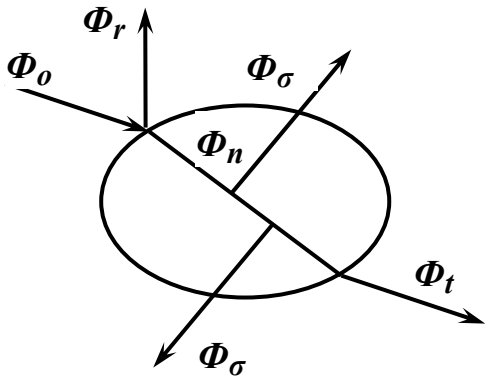


Рис. 9.2 – Схема проходження випромінювання через частинку гірської породи.

Радіометричне сортування здійснюється з використанням відбитого, розсіяного, прохідного і генерованого частинкою випромінювання.

На показники радіометричного сортування впливають речовинний і гранулометричний склад, характер розподілення мінералів, вміст основного корисного компоненту і наявність супутніх корисних компонентів, ступінь нерівномірності розподілення цінного компоненту в порціях (грудках), а також ступінь відповідності між вмістом цінного компоненту і вимірюваним параметром, що використовується, як розділова ознака.

Вміст цінного компоненту в сировині – основна характеристика, яка визначає його цінність. Існує деякий мінімальний (граничний) вміст корисного компоненту в грудці (порції), при якому вона має практичну цінність. Граничний вміст корисного компоненту в грудці визначається економічними факторами і рівнем розвитку техніки і технології збагачення.

Вплив *речовинного складу* на процес сортування різний:

– при використанні нейтронного і гамма-випромінювання немає суттєвого значення до якого з мінералів входить даний хімічний елемент;

– при використанні люмінесцентного сортування, навпаки, зміна хімічного складу мінералу і форми включень впливає на результати розділення.

Гранулометричний склад корисної копалини, що визначає показники сортування, формується в процесі видобування, транспортування і підготовки корисної копалини. При цьому гранулометричний склад визначається фізико-механічними властивостями корисної копалини.

За допомогою порційного сортування перероблюються некласифіковані матеріали (гірнича маса) крупністю 0 – 500 мм; в погрудковому режимі сортують крупні класи матеріалу – при цьому різко знижується продуктивність процесу, особливо на більш дрібних класах крупності. Звичайно верхня межа крупності частинок, які направляють на сортування, складає 300 мм, а нижня залежить від застосованого методу сортування. Так, при застосуванні проникного випромінювання нижня межа крупності складає 25 мм, а при використанні видимого випромінювання – 5 мм. Враховуючи, що більшість сепараторів дозволяє збагачувати матеріал із співвідношенням діаметрів найбільшої і найменшої частинок, який дорівнює 2, максимальне число виділених класів складає 5 – 7.

Ефективність сортування корисної копалини визначається також *розподіленням цінного компоненту* в грудках. При видобуванні і наступному дробленні корисної копалини отримують грудки трьох типів: грудки, які містять тільки корисний мінерал; грудки, які містять тільки породні мінерали; грудки, які містять корисні і породні мінерали (зростки). Найвищі показники можуть бути отримані при повному розкритті мінералів, тобто при відсутності зростків. Можна виділити три форми розподілення зростків в грудці:

– рівномірне по всьому об’єму зростка з виходом окремих вкраплень на поверхню (рис. 9.3 ***а***);

– концентроване, при якому цінний компонент має вихід на поверхню грудки (рис. 9.3 ***б***);

– концентроване, при якому цінний компонент не має виходу на поверхню грудки (рис. 9.3 ***в***).

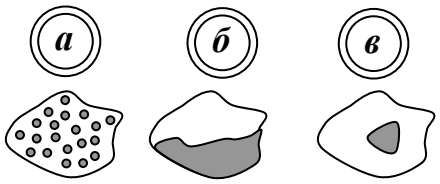


Рис. 9.3 – Розподілення цінного компонента в грудках корисної копалини.
а – рівномірне; *б* – нерівномірне з виходом на поверхню грудки; *в* – нерівномірне без виходу на поверхню грудки.

Зростки першого і другого типів можна вилучати з використанням випромінювань у видимому діапазоні, зростки третього типу – тільки з використанням проникних випромінювань.

Контрастність корисної копалини характеризує різницю у вмісті цінного компоненту в грудках руди і породи. Показник контрастності (M) може змінюватись від 0 до 2 і дозволяє судити про принципову можливість збагачення даної руди сортуванням. За показником контрастності руди розділяють на такі категорії: неконтрастні ($M < 0,5$), низькоконтрастні ($M = 0,5 – 0,7$), контрастні ($M = 0,7 – 1,1$), висококонтрастні ($M = 1,1 – 1,5$), особливо контрастні ($M > 1,5$).

Ступінь відповідності вмісту цінного компоненту ознаці розділення є однією з важливих характеристик руди, яка надходить на збагачення. Значення вмісту цінного компоненту, при якому грудки з рівною імовірністю можна видалити в концентрат або у відходи, називають *граничним вмістом*, а відповідне йому значення інтенсивності вилучення називають *граничним значенням розділової ознаки*. При цьому показники збагачення визначаються ступенем відповідності розділової ознаки *П* вмісту *α* цінного компоненту.

Відношення *П/М = Е* характеризує відповідність розділової ознаки вмісту компонента і називається *ефективністю ознаки розділення*. При інших рівних умовах чим вище ефективність, тим більш вдало вибрана ознака розділення і тим вищі можуть бути показники збагачувального процесу.

9.1.2. Технологія сортування

Основні задачі сортування полягають у наступному [3, 18]:

– виділення чистих мінералів або мінералів, придатних для використання без подальшого збагачення. Дана технологія використовується при вибірці цінного, напівцінного і виробного каміння;

– попередня концентрація цінного компоненту. При попередньому збагаченні кондиційних руд метою цієї операції є підвищення продуктивності збагачувальної фабрики і зниження собівартості продукції. При попередньому збагаченні некондиційних руд метою попередньої концентрації є отримання максимального виходу концентрату з мінімально допустимим вмістом цінного компоненту;

– розділення корисної копалини на окремі технологічні типи, які відрізняються за властивостями і речовинним складом. Головна мета операції – підвищення селективності розділення;

– отримання крупногрудкових концентратів для хімічної і металургійної переробки;

– доводка чорнових концентратів, отриманих іншими способами.

Режими сортування корисних копалин визначається способом організації транспортного потоку матеріалу і характеристикою порцій матеріалу, що виводиться з потоку.

Транспортування корисної копалини може здійснюватись конвеєрним транспортом суцільним ущільненим потоком; в окремих ємностях (окремими дискретними порціями); окремими грудками, розташованими вервечкою; окремо розташованими грудками на площині або в деякому об’ємі. Відповідно із способами транспортування розрізняють п’ять режимів сортування: поточно-порційний, дискретно-порційний, поточно-грудковий, погрудковий, плоскогрудковий.

Порційні режими забезпечують більшу продуктивність при невисокій якості продуктів розділення. Погрудкові режими, навпаки, забезпечують високу якість продуктів розділення, але при меншій продуктивності.

Підготовка корисної копалини до сортування полягає в забезпеченні максимального ефекту від операції сортування і нормального протікання процесів сортування. Вирішення цих задач досягається підготовкою корисної копалини за крупністю (дроблення і грохочення) і підготовкою поверхні частинок, які надходять на сортування (промивка, віброочистка).

Дроблення здійснюється для доведення матеріалу до заданої крупності і максимального розкриття компонентів при заданому виході класів, що надходять на сортування. Збільшення виходу класів, що надходять на сортування, підвищує ефект від введення операції сортування в технологічну схему переробки корисної копалини. Вихід класу, що надходять на сортування, можна регулювати, напр., зміною розміру розвантажувальної щілини дробарки.

Ефективність сортування і нормальне ведення процесу залежать від стану поверхні розділюваних мінералів. Забруднення поверхні мінералів приводить до порушення селективності процесу сортування, взаємного засмічення продуктів розділення і збільшення втрат цінного компоненту з відходами. Для виключення цих явищ використовують звичайно два способи підготовки поверхні: промивку корисної копалини з наступною сушкою або без неї і очистку поверхні при одночасній або окремій дії вібрації і відсмоктування пилу.

Продуктивність процесу сортування визначається використаним режимом і при порційних режимах дорівнює продуктивності транспортних пристроїв:

– при *дискретно-порційному режимі* (сортування в транспортних ємностях) продуктивність сортування обмежується часом визначення сорту порції і не повинна перевищувати деяке допустиме значення часу, при якому починає порушуватись часовий режим технологічного процесу;

– при *поточно-порційному режимі* продуктивність сортування залежить від часу визначення сорту порції (або розділової ознаки) і визначається за формулою:

$$Q = 3600 m_n / t_{обс}, \text{ т/год}, \qquad (9.2)$$

де m_n – маса елементарної порції, т; $t_{обс}$ – час обслуговування елементарної порції, с;

– при *поточно-грудковому режимі* продуктивність сортування визначається продуктивністю транспортного пристрою, якщо видалення грудки здійснюється без зупинки транспортного пристрою. Видалення грудки з потоку з зупинкою транспортного пристрою знижує продуктивність, що визначається числом виведених грудок;

– при *погрудковому режимі* на продуктивність сортування впливають такі фактори: діаметр частинок, густина матеріалу, швидкість руху частинок і відстань між ними, які лімітуються характеристиками апарата, що визначає розділову ознаку, а також швидкодією виконавчого механізму, що видаляє частинки. З урахуванням цих факторів продуктивність при погрудковому режимі визначається за формулою:

$$Q = 3600V\rho n \text{ , т/год,} \qquad (9.3)$$

де V – об'єм грудки, м^3; ρ – густина грудки, кг/м^3; n – частота спрацьовування виконавчого механізму, с$^{-1}$;

– при *плоско-грудковому режимі* за рахунок збільшення зони сепарації і ущільнення уявних і дійсних каналів продуктивність, у порівнянні з погрудковим режимом, підвищується і розраховується за формулою:

$$Q = 3600Vk\rho n \text{ , т/год,} \qquad (9.4)$$

де k – число уявних і дійсних каналів.

9.1.3. Ручне сортування

При ручному сортуванні використовують різницю у зовнішніх властивостях мінералів, таких, як колір, блиск, форма, структура, природна і наведена радіоактивність, здатність ослаблювати радіоактивне випромінювання і відбивати електромагнітні хвилі різної довжини [3, 18].

Ручне сортування здійснюється, коли не може бути використане механічне або хімічне збагачення, або у тому випадку, якщо ці процеси не забезпечують необхідну якість розділення (напр., при відбірці цінного каміння, листової слюди, волокнистого азбесту та ін.).

Необхідні умови ручного сортування полягають у наступному:

– зовнішні ознаки корисного компоненту або породи повинні добре розрізнятись людиною;

– технічна реалізація процесу отримання високоякісних (мономінеральних) продуктів в широкому діапазоні крупності повинна бути простою.

Розрізняють сортування в підземних умовах і в умовах збагачувальної фабрики.

Ручне сортування в підземних умовах, напр., у вибої, може бути використане, якщо при розробці корисної копалини прийнята система із закладенням виробленого простору. Такий спосіб застосовують при видобутку руд кольорових і рідкісних металів, коли вміст пустої породи перевищує 50 % і більше.

Сортування в підземних умовах виконується на настилах, підошві, у спеціальних виробках і з поверхні видобутої руди. Сортуванню піддається некласифікована руда, при цьому коефіцієнт сортування складає 40 – 60 %. Відсортована руда використовується для закладення виробленого простору.

Ручне сортування в умовах збагачувальної фабрики частково механізоване – для сортування звичайно застосовують стрічкові і пластинчасті конвеєри або обертові рудорозбірні столи. На збагачувальних фабриках застосовують однобічне або двобічне розташування сортувальників – робочих, які виконують операцію сортування корисної копалини (рис. 9.4).

При русі матеріалу мимо сортувальника він вилучає цінний (або породний) компонент і скидає його в лотік, по якому цей компонент направляється або у збірник, або на збірний конвеєр. Особливість сортувальних конвеєрів полягає утому, що руда на ньому повинна розподілятись в один шар, при цьому ширина стрічки конвеєра визначається за формулою:

$$B = 0{,}28 \cdot 10^{-3} Q /(d_{\max} v \delta k)\text{ , м,} \qquad (9.5)$$

де Q – кількість руди, яка надходить на сортування, т/год; $d_{\max}$ – максимальна крупність грудок руди, м; v – швидкість руху стрічки, м/с; δ – насипна густина руди на стрічці, т/м^3; k – коефіцієнт заповнення стрічки ($k = 0{,}3 – 0{,}4$).

При однобічному розташуванні сортувальників ширину стрічки приймають до 0,7 м, при двобічному – не більше 1,4 м. При двобічному розташуванні сортувальники розміщуються у шаховому порядку. Відстань між сортувальниками звичайно складає 1 – 2 м.

Продуктивність процесу ручного сортування залежить від таких основних факторів: крупності руди, вмісту породи в руді, контрастності властивостей цінного компоненту і породи, температури, освітленості, кваліфікації сортувальника.

Довжина стрічки конвеєра визначається:

– при однобічному розташуванні сортувальників:

$$L = L_0 + (N + 1)l\text{ ,} \qquad (9.6)$$

– при двобічному розташуванні сортувальників:

$$L = L_0 + (N + 1)l / 2\text{ ,} \qquad (9.7)$$

де L_0 – вільна довжина стрічки (за Правилами техніки безпеки $L_0 = 3 – 4$ м); N – число сортувальників; l – відстань між сортувальниками.

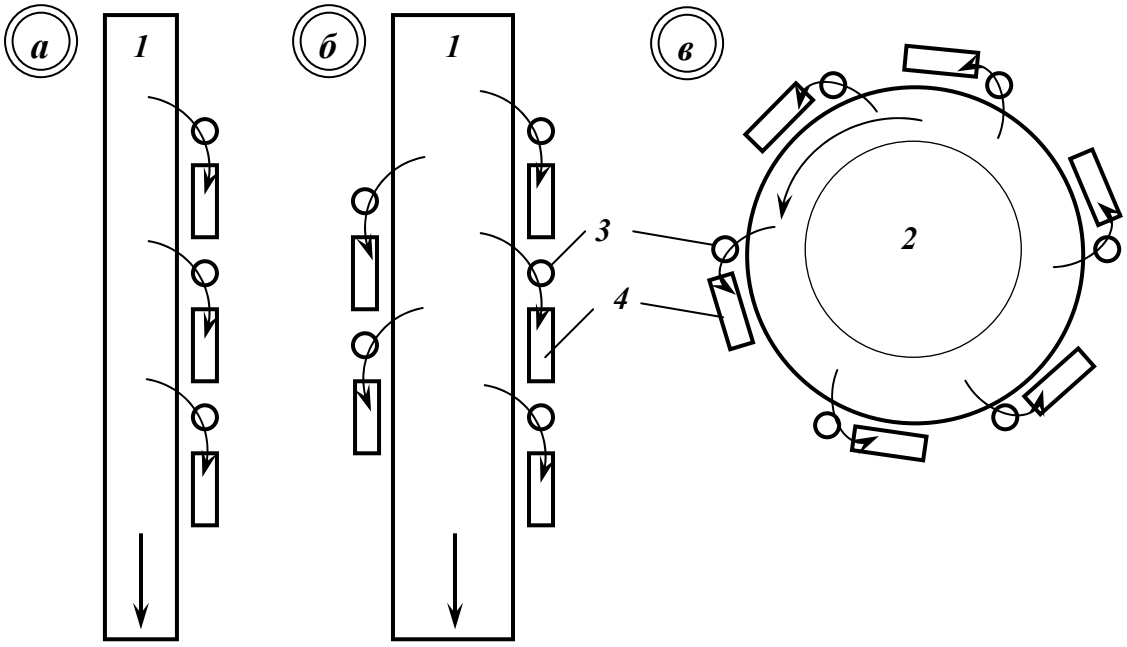


Рис. 9.4 – Схема розміщення сортувальників:

а – однобічна біля стрічкового конвеєра; *б* – двобічна біля стрічкового конвеєра; *в* – біля рудорозбірного столу. 1 – сортувальний конвеєр; 2 – рудорозбірний стіл; 3 – робоче місто сортувальника; 4 – лотік у збірник відсортованого продукту.

Якщо відсутня необхідність транспортувати руду в інші приміщення, особливо при малих об'ємах сортування, його виконують на обертових рудорозбірних столах діаметром 5 – 9 м, при ширині кільцевої частини 0,7 – 1 м. Швидкість обертання столу не повинна перевищувати 2 м/хв.

Перед сортуванням з руди звичайно відсівають дріб'язок (– 50 мм) і в окремих випадках піддають промивці. Крупність руди для сортування може змінюватись від 25 до 300 мм, але звичайно розмір грудок складає 75 – 100 мм.

Для освітлення робочих міст рекомендується застосовувати спеціальні рефлектори, які дають рівне розсіяне світло. Іноді для підсилення різниці в кольорі розділюваних мінералів використовують газорозрядні ртутні лампи, люмінесцентні лампи, опромінюють ультрафіолетовими променями.

9.1.4. Радіометричні методи збагачення

Радіометричні методи збагачення основані на різній здатності мінералів випромінювати, відбивати або поглинати випромінювання (табл. 9.1).

За допомогою радіометричних методів, які застосовуються для попереднього збагачення, як основні і доводочні збагачувальні операції, пе-

реоблюються руди чорних, кольорових, рідкісних і благородних металів, алмазовмісні та інші неметалічні корисні копалини [3, 18].

Таблиця 9.1 – Класифікація радіометричних методів збагачення корисних копалин

Група методів	Метод	Властивість мінералу, яка реєструється	Корисні копалини
Емісійно-радіометричні	Авторадіометричний	Природна радіоактивність	Уранові, торієві руди і руди інших елементів, зв'язаних в мінералах з ними
	Фотонейтронний	Ядерна реакція під дією потоку гамма-випромінювань із створенням нейтронів	Берилієві руди
	Нейтронно-активаційний	Штучна радіоактивність під дією нейтронів із створенням гамма-випромінювання	Флюоритові руди та ін.
	Рентгено-радіометричний	Виникнення характеристичного випромінювання під впливом гамма-квантів або швидких електронів	Олов'яні, поліметалічні руди та ін.
	Люмінесцентний	Збурення люмінесценції мінералів ультрафіолетовим, рентгенівським або гамма-випромінюванням	Алмазовмісні, флюоритові, шеєлітові руди
	Фотометричний	Відбиття мінералами видного світла	Неметалічні, золотовмісні, марганцеві руди та ін.
Абсорбційно-радіометричні	Гамма-абсорбційний	Фотоелектричне поглинання і комптонівське розсіювання гамма-квантів, рентгенівського або гамма-випромінювання	Руди чорних і кольорових металів
	Гамма-нейтронний	Захоплення, розсіювання і сповільнення нейтронів ядрами хімічних елементів	Борні, літієві руди

Порційне сортування корисних копалин

Найбільше розповсюдження спосіб радіометричного сортування одержав при збагаченні природно-радіоактивних руд [3, 18].

Радіометричне сортування здійснюється в поточно-порційному, дискретно-порційному і поточно-грудковому режимах при крупності матеріалу від 200 – 250 до 0,5 мм. Нижня межа крупності матеріалу визначається цінністю сировини, можливістю застосовуваної апаратури і економічними передумовами, найчастіше вона складає 20 – 25 мм.

Радіометричне велико-порційне сортування – процес виділення відвальних відходів і розділення руди на сорти на основі вимірювання випромінювання великих об'ємів корисної копалини, завантажених в транспортні ємності – вагонетки, автомашини та ін.

Порційне сортування при виділенні відвальних відходів забезпечує невисокий ступінь концентрації цінного компоненту, але дозволяє вивести з процесу значні об'єми пустої породи.

Технологічна ефективність порційного сортування визначається передусім ступенем неоднорідності розподілення цінного компоненту в корисній копалині, розубожуванням видобутої корисної копалини пустою породою і об'ємом порції. При поточно-порційному режимі маса відібраної порції залежить від розподілення цінного компоненту в потоці матеріалу, при дискретно-порційному – масою навантаження транспортної посудини. Дискретно-порційний режим забезпечує більш сприятливі умови вимірювання: нерухомість порції при її діагностуванні, виключення впливу перешкод від сусідніх порцій.

Дискретно-порційне сортування може виконуватись в автоматичному і немеханізованому режимах. При автоматичному сортуванні усі операції: подача ємності з корисною копалиною на вимірювання, безпосереднє вимірювання вмісту цінного компоненту, відправка ємності з рудою на окреме розвантаження і облік здійснюються автоматично. При механізованому сортуванні операція вимірювання вмісту цінного компоненту виконується оператором. Звичайно процес сортування при дискретно-порційному режимі поєднується з операцією визначення маси проби на стаціонарних вагах.

При вимірюванні радіоактивності окремих порцій руд використовують радіометричні контрольні станції РКС (рис. 9.5). Датчики випромінювання встановлюють безпосередньо біля вагонеток (рис. 9.5 ***а***) або над автосамоскидами (рис. 9.5 ***б***). До переваг РКС відносять швидке визначення вмісту компонента, низьку вартість станції і можливість розрахунку якості видобутої руди. Вміст радіоактивного елементу визначається по інтенсивності випромінювання. Точність окремих вимірювань у вагонетках складає 25 %, а в самоскидах – 40 %. Причинами, які знижують точність ви-

значення вмісту радіоактивного елемента, є поглинання випромінювання рудою і сегрегація матеріалу по крупності.

При поточно-порційному режимі (рис. 9.5 ***в***) сортуванню піддається відмита від шламів руда крупністю 100 – 20 мм і масою порції 5 – 6 кг. Руда меншої крупності не збагачується – необхідний перехід до погрудкового режиму.

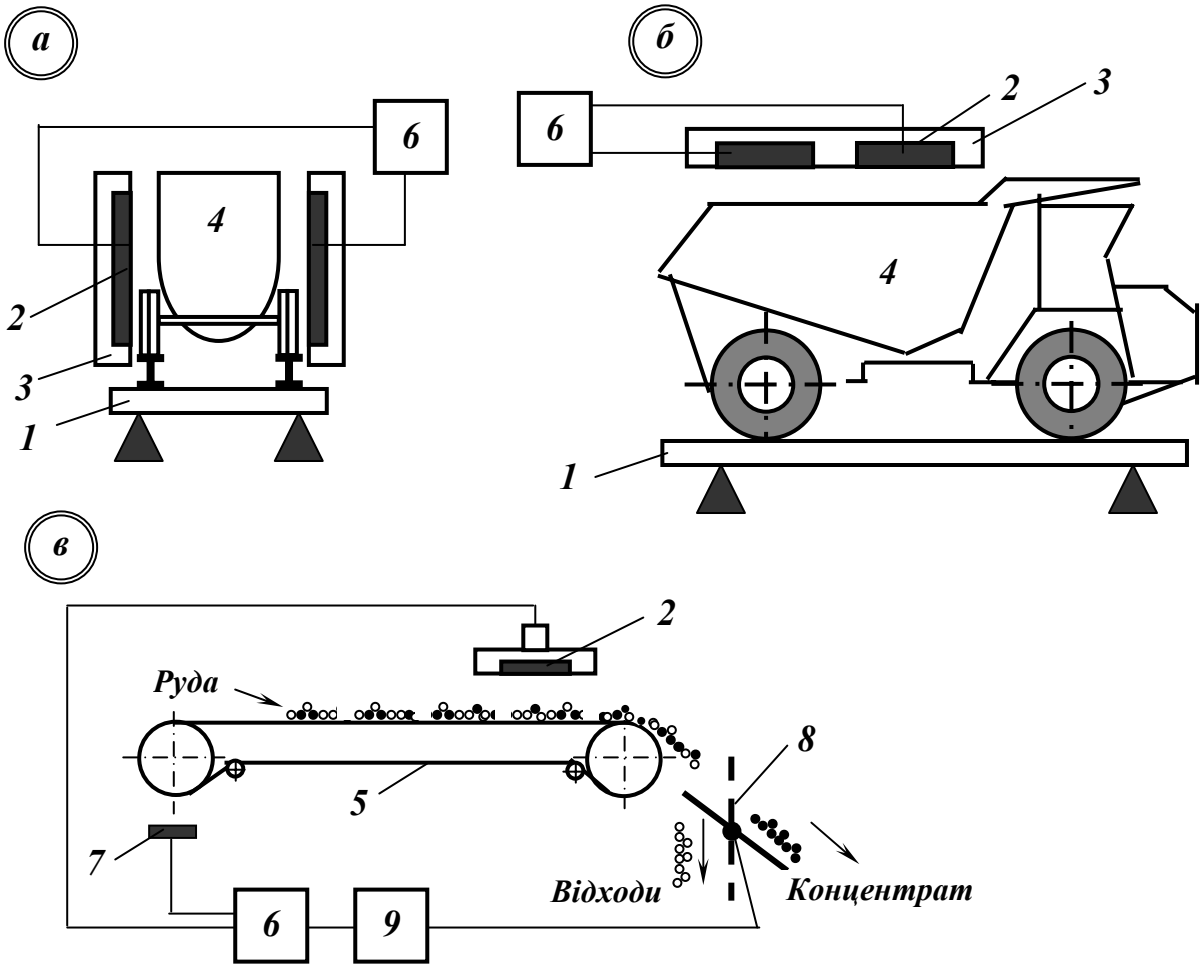


Рис. 9.5 – Порційне сортування корисних копалин на РКС:
– у вагонетках (*а*) і автосамоскидах (*б*) в дискретно-порційному режимі;
– на конвеєрі (*в*) в поточно-порційному режимі.
1 – ваги; 2 – датчик випромінювання; 3 – екран; 4 – транспортна посудина з рудою (вагонетка, автосамоскид); 5 – конвеєр; 6 – вимірювальна апаратура; 7 – датчик швидкості руху стрічки конвеєра; 8 – регулювальний шибер; 9 – блок управління шибером.

Якщо в результаті збагачення з руди менше 70 % грудок видаляється у відвал, то її раціонально збагачувати в один прийом в поточно-грудковому режимі. В іншому випадку, коли з руди видаляється у відходи 90 – 95 % грудок, може бути доцільним поточно-порційний режим з перечисткою концентрату в погрудковому режимі.

Погрудкове сортування корисних копалин

Погрудкове автоматичне сортування корисних копалин виконують при двох режимах: погрудковому і плоско-грудковому[3, 18].

Реалізація процесу сортування здійснюється за допомогою багатьох конструкцій рентгенометричних сепараторів, в яких використовується відмінність у ефектах взаємодії випромінювання з речовиною в усьому спектрі електромагнітних коливань. Для здійснення процесу радіометричної сепарації повинні бути виконані такі операції:

– формування потоку грудкового матеріалу;

– підготовка поверхні грудок;

– визначення сорту грудок і прийняття рішення;

– виділення грудок різного сорту у окремі продукти.

Формування потоку грудкового матеріалу повинно забезпечити: заданий інтервал між грудками і стабільну швидкість їхнього руху, безперервність процесу сортування і можливість регулювання його продуктивності, стабільність траєкторії руху грудки.

Основна вимога до пристроїв формування потоку грудкового матеріалу – це забезпечення заданого інтервалу між грудками при їхньому транспортуванні. Вимога руху грудок на відстані не менше заданої випливає з умов, що сусідні грудки не повинні сприйматися як одна і не повинні спотворювати результати визначення сорту (з потоку матеріалу повинні виводитися тільки грудки заданого сорту).

Серед пристроїв формування погрудкової подачі (рис. 9.6) можна виділити три види: детерміноване формування погрудкової подачі, статистичне формування погрудкової подачі і статистичне формування плоско-грудкової подачі.

В пристроях детермінованого формування погрудкової подачі матеріалу вузли захоплення грудок закріплюються на транспортному пристрої на однаковій відстані один від одного. Це забезпечує фіксоване чітко визначене положення грудок. Пристрої детермінованого формування використовують при сортуванні матеріалів правильної форми, напр., сферичній, при невеликій продуктивності, а також невеликій крупності матеріалу.

В пристроях статистичного формування погрудкової подачі задана відстань між сусідніми грудками забезпечується при перевантаженні матеріалу з одного транспортного пристрою на інший, який рухається з більшою швидкістю. Рух грудок одна за одною досягається профілюванням елементів транспортних пристроїв.

Статистичне формування плоско-грудкової подачі грудок, які розосереджені на площині з заданими відстанями між частинками по ходу і поперек руху, досягається засобами статистичного формування погрудкової подачі. Пристрої статистичного формування використовують при сортуванні матеріалів з грудками неправильної форми.

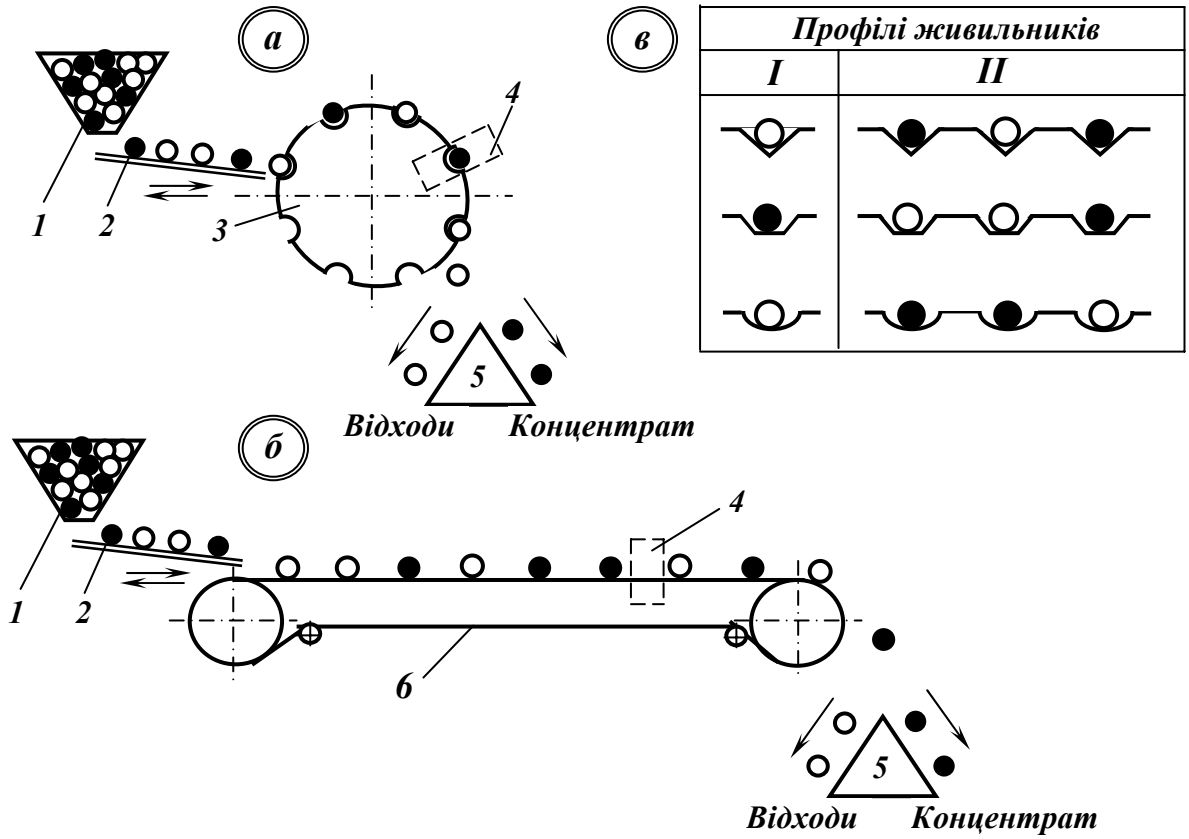


Рис. 9.6 – Пристрої погрудкової подачі матеріалу.

а – детерміноване формування; *б* – статистичне формування; *в* – профілі одноканального (*I*) і багатоканального (*II*) живильників.

1 – бункер; 2 – віброживильник; 3 – барабан з чарунками; 4 – зона визначення сорту грудки; 5 – зона виділення грудок; 6 – конвеєр.

Стабільність швидкості проходження грудками відстані між зоною визначення сорту і зоною виділення грудок витікає з необхідності затримувати сигнали управління на один і той же час.

Підготовка поверхні грудок включає операції очистки поверхні від засмічень і у випадку необхідності підсилення або утворення різниці властивостей розділюваних сортуванням мінералів.

Підготовчі операції можуть виконуватись як поза сепаратором, так і у сепараторі. Необхідність включення цих операцій обумовлюється зміною властивостей сировини при транспортуванні (утворення пилу і засмічення грудок), а також необхідністю цілеспрямованої зміни властивостей поверхні грудок перед сортуванням.

Операції знепилення і промивки, що реалізуються у сепараторі, включають відразу ж після операції дозування матеріалу, тобто вони знаходяться у зоні формування погрудкової подачі (рис. 9.7).

За наведеною схемою (рис. 9.7) матеріал з бункера ***1*** надходить на два віброживильники ***2***, де виконується очистка поверхні грудок промив-

кою ***3***. Після очищення матеріал подається на прискорювач – похилу плиту ***4*** з низьким коефіцієнтом тертя, звідки надходить на стрічку конвеєра. Промивка при деяких способах сортування сприятливо впливає на наступну операцію визначення сорту, тому що в результаті змочування підсилюється контрастність розділюваних компонентів. Для ще більшого підсилення контрастності застосовують обробку спеціальними реагентами, які при взаємодії з визначеними мінералами створюють на них плівку. Іноді матеріал підсушують, щоб підвищити стабільність траєкторії руху грудок в зоні визначення сорту.

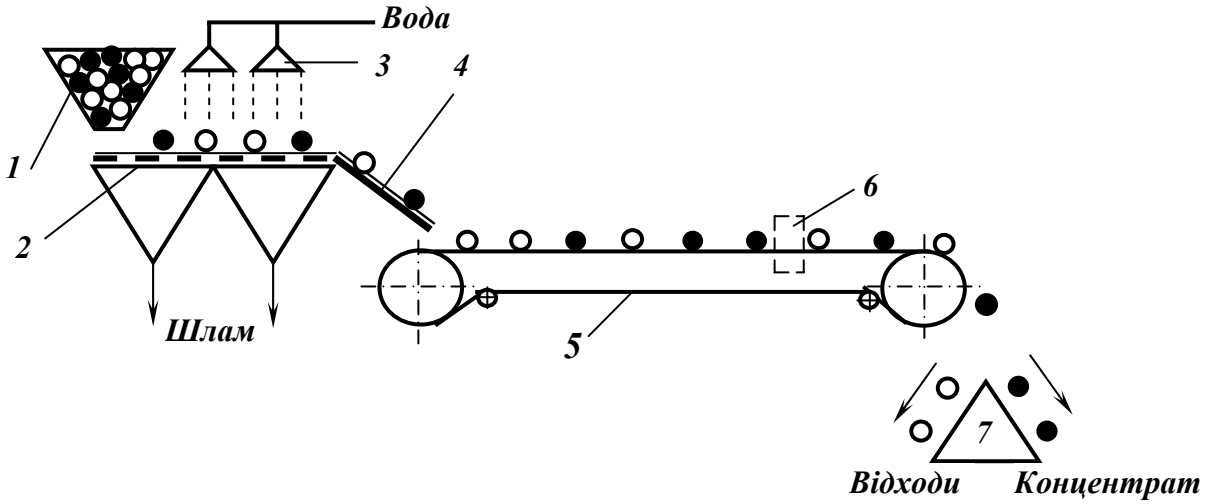


Рис. 9.7 – Пристрій погрудкової подачі з промивкою матеріалу.
1 – бункер; 2 – віброживильник; 3 – бризкала; 4 – прискорювач; 5 – конвеєр;
6 – зона визначення сорту грудки; 7 – зона виділення грудок.

Визначення сорту грудок включає операції: діяння на грудку (напр., опромінення); реєстрації ефекту взаємодії; визначення розмірів грудки; розрахунку розділової ознаки і віднесення грудки до визначеного сорту; розрахунок і визначення моменту проходження грудки через зону виділення; формування команди на видалення. Перші три операції (діяння на грудку, реєстрації ефекту взаємодії і визначення розмірів грудки) реалізуються за допомогою вимірювальної камери, схема якої визначається застосованим видом випромінювань і використаною розділовою властивістю.

Сорт грудки може бути визначений за коефіцієнтами відбиття, поглинання і розсіяння; за інтенсивністю генерування випромінювання; за природною радіоактивністю; за різною інтенсивністю інфрачервоного випромінювання нагрітих тіл.

При визначенні сорту грудки за коефіцієнтом відбиття у видимій зоні спектру використовують одно-, дво-, три- і багатобічний огляд грудок при їх проходженні через вимірювальну камеру. Але в практиці віддають перевагу круговому освітленню розсіяним світлом і вимірюванню власти-

востей по трьох напрямках (рис. 9.8 ***а***). При будь-якому способі огляду грудок точність визначення розділової ознаки знаходять як відношення поверхні, від якої сприймається випромінювання, до поверхні грудки.

При визначенні сорту грудки за коефіцієнтом поглинання найбільше розповсюдження отримали безконтактні способи корекції результатів вимірювання властивостей грудки у залежності від її розмірів. При цьому методі через грудку проходять два потоки випромінювання різного енергетичного діапазону. Реєстрація ослабленого випромінювання здійснюється одним приймачем вилучення при попереміннному опромінюванні грудки різними джерелами випромінювань ***2*** і ***2**** (рис. 9.8 ***б***) або здвоєними приймачами.

Іноді застосовують схему визначення розмірів грудки за відбитим випромінюванням (рис. 9.8 ***в***), розрахунок розділової ознаки при цьому виконують з урахуванням вимірювання розмірів грудки.

Визначення сорту грудки за результатами вимірювання зміни коефіцієнта розсіяння та інтенсивності генерованого випромінювання здійснюють із застосуванням схем, наведених на рис. 9.8 ***г*** і ***д***. Перша схема (рис. 9.8 ***г***) дозволяє розділити мінерали за розсіянням у видимій зоні спектру (напр., прозорий кварц від молочно-білого).

Розсіяне або генероване речовиною грудки випромінювання залежить від двох факторів: концентрації контрольованої речовини і розмірів грудки.

За другою схемою (рис. 9.8 ***д***) руда переміщується конвеєром у зону дії джерела випромінювання (зона активації) і потім в зону приймача випромінювання (зона вимірювання). Тривалість активації і вимірювання регулюють швидкістю руху стрічки конвеєра.

Визначення сорту грудки за природною радіоактивністю здійснюється за допомогою декількох датчиків (рис. 9.8 ***е***), розташованих послідовно (естафетний спосіб). Інформація про властивості грудки, отримана на першому датчику передається на наступний із швидкістю руху грудки, тобто загальна тривалість вимірювання властивості збільшується у декілька разів. При малоконтрастних рудах застосовуються невеликі швидкості руху в зоні вимірювання. При контрастних рудах вимірювання може здійснюватись при вільному падінні грудок або при утриманні грудки на транспортному пристрої відцентровими силами.

Розрахунок розділової ознаки. Визначення сорту розділюваних грудок складається з реєстрації за допомогою вимірювальної камери одного або декількох сигналів, що відбивають властивості реальної частинки, обробки інформації за заданим алгоритмом з отриманням характеристики, пропорційної вмісту, яку й називають розділовою ознакою. Найпростіший алгоритм визначення сорту грудки може бути використаний сортувальним пристроєм, блок-схема якого наведена на рис. 9.9.

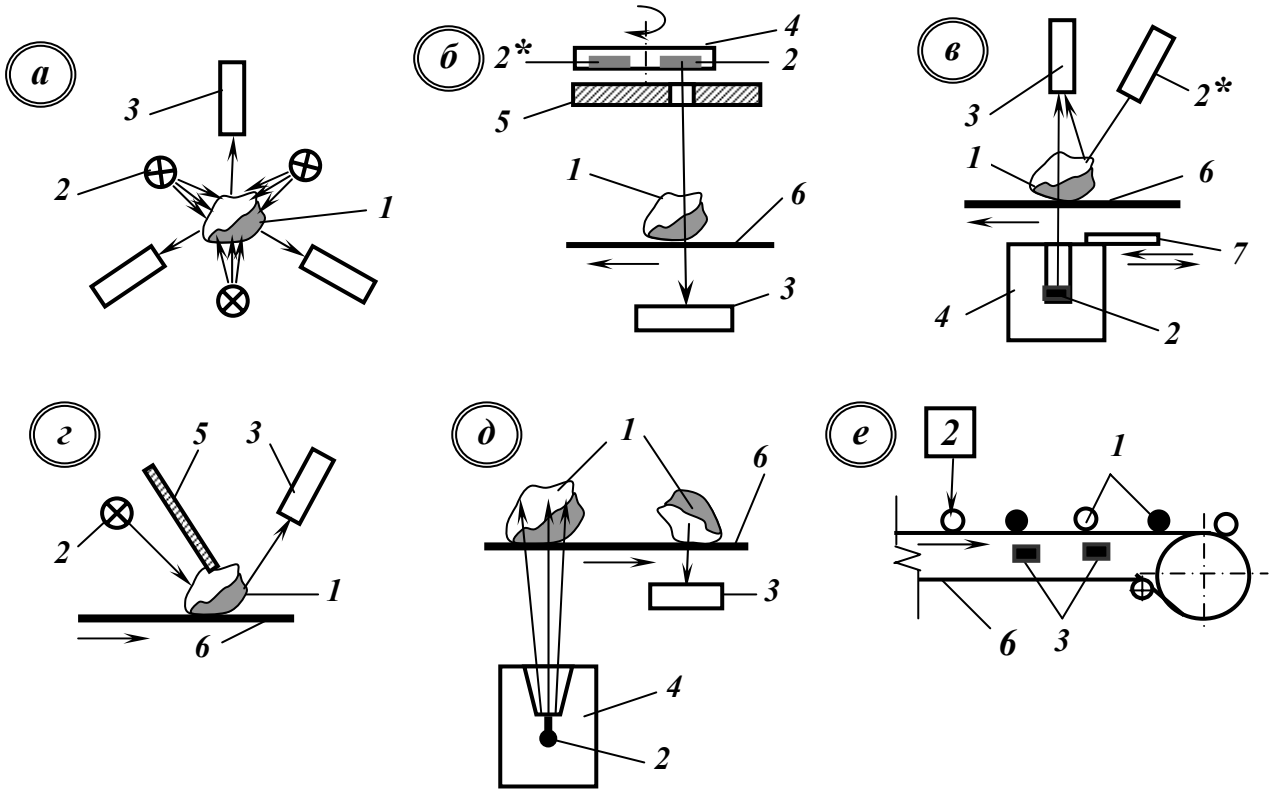


Рис. 9.8 – Визначення сорту грудки.

а – за коефіцієнтом відбиття; *б* – за коефіцієнтом поглинання; *в* – за відбитим випромінюванням; *г* – за коефіцієнтом розсіяння; *д* – за інтенсивністю генерованого випромінювання; *е* – за природною радіоактивністю.

1 – грудка; 2, 2* – джерела випромінювання; 3 – приймач випромінювання; 4 – контейнер джерела випромінювання; 5 – екран; 6 – конвеєрна стрічка; 7 – кришка контейнера.

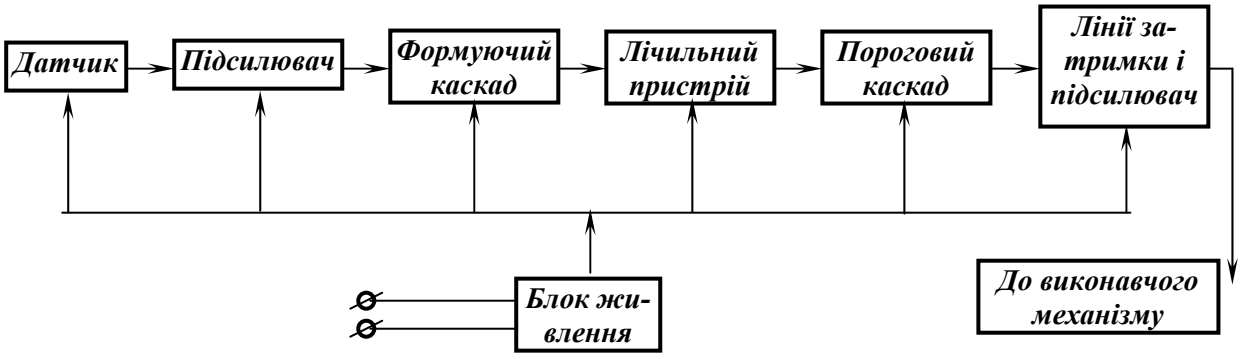


Рис. 9.9 – Блок-схема обробки інформації в сортувальних пристроях.

Крім указаних на рис. 9.9 елементів у складі радіометра необхідно мати блок формування двох затримок. Оскільки час обробки сигналу менше часу руху грудки від вимірювальної камери до виконавчого механіз-

му, то сигнал управління потрібно затримати на час підходу грудки до виконавчого механізму і утримувати його включеним поки грудка не вийде з потоку матеріалу.

Реалізація простішого алгоритму обробки інформації не завжди забезпечує задовільні результати сортування. Якщо відношення найбільшої грудки у сортованому матеріалі до найменшої дорівнює 2 (а саме такий модуль приймають при сортуванні), маси грудок можуть відрізнятися майже на порядок, отже й вміст буде відрізнятися при одній і тій же реєстрованій інтенсивності. Звідси витікає необхідність визначення вмісту цінного компоненту з урахуванням його маси. Підвищення точності вимірювання розділової ознаки досягається використанням двох енергетичних діапазонів.

Виділення грудок різного сорту у окремі продукти є завершальною операцією сортувального пристрою. Реалізація операції виведення грудок з потоку за командою логічного пристрою здійснюється виконавчим механізмом. Основні вимоги до виконавчого механізму полягають у високій швидкодії і достатньому значенні імпульсу.

В залежності від принципу дії виконавчі механізми (рис. 9.10) розділяють на два основних типи:

– механічні – видалення грудки дією механічного пристрою (шибер, заслінка і т.п.);

– пневматичні – видалення грудки дією стисненого повітря.

Механічний виконавчий механізм діє на грудку зміною положення шиберної пластини.

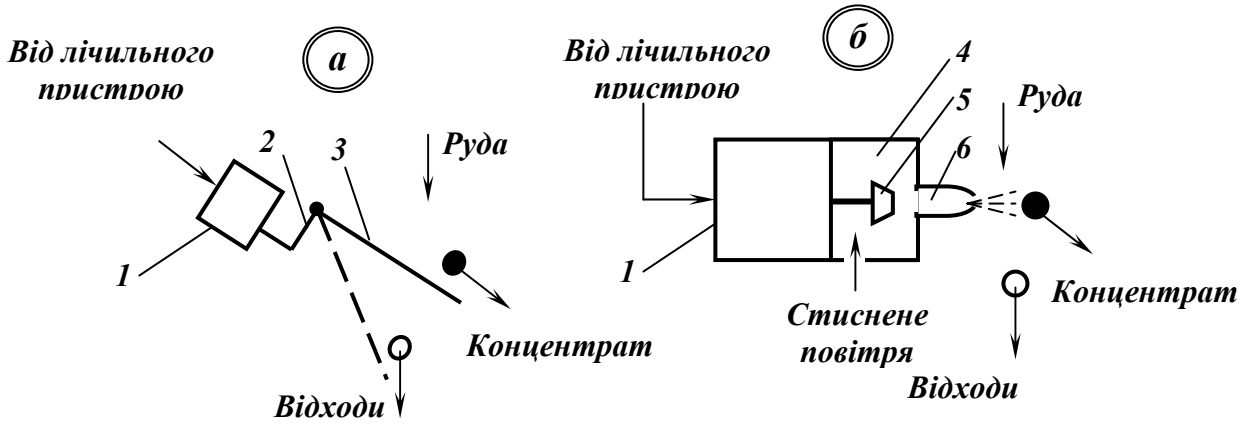


Рис. 9.10 – Виконавчі механізми.

а – механічний; *б* – пневматичний.

1 – електропривод; 2 – важіль; 3 – шибер; 4 – камера; 5 – клапан; 6 – сопло.

Управління пневматичним виконавчим механізмом здійснюється аналогічно механічному, тобто електропривод переміщує клапан, який

відкриває вихід повітря в сопло, а потім повітря, що витікає із сопла, діє на грудку і змінює траєкторію її руху.

Методи і апаратура для радіометричного збагачення корисних копалин. В практиці збагачення корисних копалин в залежності від розділюваних мінералів застосовується багато типів радіометричних сепараторів [3, 18].

Сепарація авторадіометрична основана на використанні випромінювань природно-радіоактивних хімічних елементів. З трьох видів випромінювань (альфа-, бета- і гамма-випромінювання) використовується, головним чином, проникаюче гамма-випромінювання, у залежності від інтенсивності якого руда розділяється на окремі продукти.

Сепаратори авторадіометричні призначені для збагачення радіоактивних руд з використанням їхньої природної радіоактивності.

Сепаратор стрічкового типу (рис. 9.11) з розділовим шиберним механізмом складається з стрічкового конвеєра ***1***, датчика ***2***, екрана ***3***, шибера ***4***, електромагніта ***5*** і радіометра ***6***.

Вихідна руда подається на стрічковій конвеєр і моношаром переміщується до розділового шибера.

Інтенсивність гамма-випромінювання грудок руди реєструється датчиком радіометра, що поміщається у кінцевому барабані конвеєра. При підвищеній інтенсивності гамма-випромінювання грудок руди радіометр через контакти ***К*** реле ***Ре*** подає струм на обмотку електромагніта. Сердечник електромагніта втягується і за допомогою важеля повертає шибер так, щоб був відкритий збірник для концентрату. Пуста порода з низькою інтенсивністю гамма-випромінювання направляється у збірник відходів, який у звичайному стані відкритий.

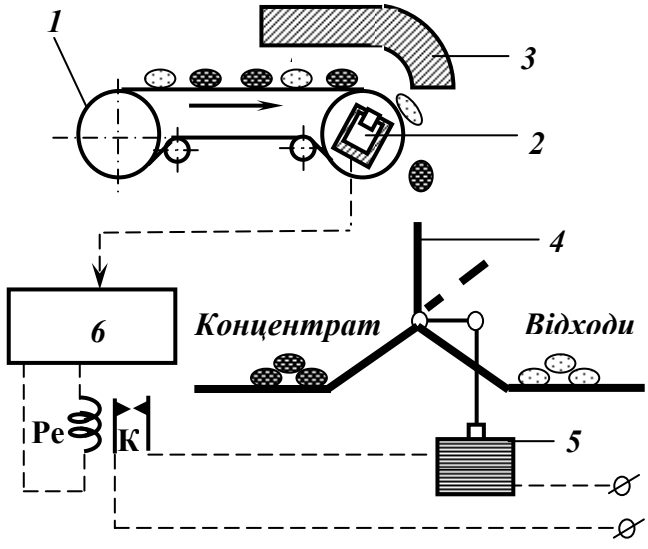


Рис. 9.11 – Схема стрічкового радіометричного сепаратора.
1 – конвеєр; 2 – датчик;
3 – екран; 4 – шибер;
5 – електромагніт; 6 – радіометр.

Перед збагаченням матеріал класифікується на вузькі класи, кожний клас збагачується окремо. Перевагою процесу радіометричної сепарації є висока селективність розділення.

Сепаратор вібраційного типу (рис. 9.12) з механічним розвантажувальним пристроєм складається з вібратора ***1***, екрана ***2***, багатоканального вібраційного конвеєра ***3***, шиберного розділового механізма ***5*** і сцинтиляційного датчика ***6***.

Вихідна руда до датчиків радіометра і сортувальних механізмів подається металічним вібраційним конвеєром, який складається з декількох паралельних жолобів.

В кінці конвеєра під кожним жолобом встановлені оточений свинцевим або стальним екраном сцинтиляційний датчик, який реєструє гамма-випромінювання грудок руди при їх вільному падінні з конвеєра, а також розділовий механізм (шибер з електромагнітним приводом). Руда розділяється пневматичним механізмом. Основною перевагою вібраційного радіометричного сепаратора є його висока продуктивність.

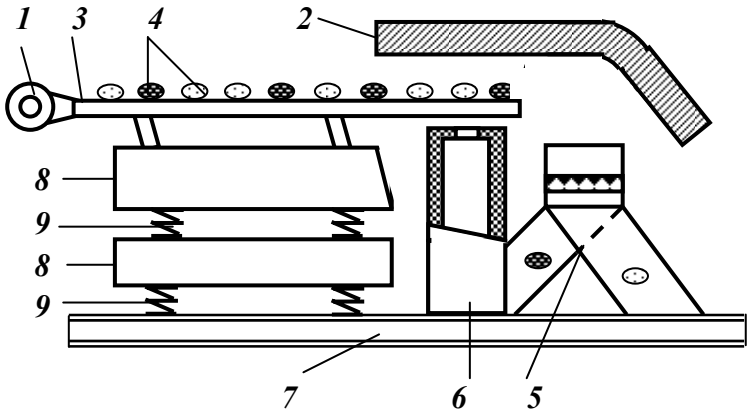


Рис. 9.12 – Схема вібраційного радіометричного сепаратора.
1 – вібратор; 2 – екран;
3 – багатоканальний конвеєр;
4 – грудки руди; 5 – шиберний розділовий механізм;
6 – сцинтиляційний датчик;
7 – рама; 8 – інертна маса;
9 – віброізолятори.

Авторадіометрична сепарація широко використовується для збагачення уранових руд, а також для руд, де корисний компонент знаходиться в мінералах, у яких попутно міститься радіоактивний хімічний елемент.

Сепарація фотонейтронна основана на використанні різниці в інтенсивності нейтронного випромінювання мінералів при діянні на руду гамма-променів.

Фотонейтронна сепарація застосовується для збагачення берилієвих руд. У її основі лежить використання ядерної реакції:

$$^{9}Be + \gamma \rightarrow ^{8}Be + ^{1}n,$$

тобто здатності ізотопу ^{9}Be під дією гамма-квантів визначеної енергії випускати нейтрони і перетворюватись у інший ізотоп берилію ^{8}Be. При певній потужності гамма-квантів, що бомбардують руду, потужність потоку нейтронів буде пропорційна кількості берилію в ній, що й викорис-

товується для розділення грудок руди за вмістом берилію. Випромінювати нейтрони під дією гамма-квантів здатні не тільки ізотопи берилію, але й інших хімічних елементів. Однак для кожного ізотопу існує визначена межа енергії гамма-квантів – поріг реакції, за яким починається випромінювання нейтронів. Ізотоп ^{9}Be відрізняється тим, що він має дуже низький поріг реакції (1,665 МеВ), тоді як більшість інших ізотопів мають поріг реакції від 6 до 20 МеВ. Цей факт обумовлює велику селективність фотонейтронної сепарації берилієвих руд. Джерелом гамма-квантів при сепарації берилієвих руд є ізотоп стибію ^{124}Sb , який випромінює гамма-кванти з енергією 1,693 МеВ, тобто з енергією, що перевищує поріг ядерної реакції для ізотопу ^{9}Be.

Аналогічно берилію, визначається дейтерій. Джерелом більш жорстких γ-квантів в цьому випадку служать радіонукліди ^{24}Na або ^{56}Co.

Для збагачення берилієвих руд застосовують *фотонейтронні сепаратори* вібраційного (РАМБ-300 і РМБ-100) і стрічкового (РМБЛ-100) типів. Активність джерела гамма-випромінювання (ізотоп ^{124}Sb), що застосовується в сепараторах, досягає 2 ГБк. Сепаратори оснащені радіометрами РСБ-2 і УСБ-3 зі сцинтиляційними детекторами Т-2. Крупність збагачуваного матеріалу складає від 25 до 200 мм. Фотонейтронна сепарація значно скорочує кількість руди, що у подальшому надходить на тонке подрібнення і флотацію. Флотація руди після того, як з неї у процесі фотонейтронної сепарації видалена значна кількість пустої породи, протікає успішніше: концентрати мають більш високий вміст берилію, втрати берилію з відходами знижуються.

Сепарація нейтронно-активаційна основана на використанні штучної (набутої) радіоактивності, яка виникає при опромінюванні руди потоком нейтронів. Від інших процесів збагачення, де застосовується ядерна реакція, напр. фотонейтронного, нейтронно-активаційна сепарація відрізняється тим, що вторинне випромінювання існує не тільки при опромінюванні, але й після нього. При сепарації руди вимірюється штучна радіоактивність окремих грудок, величина якої залежить як від умов опромінювання (щільності і енергетичного спектру потоку нейтронів), так і від маси та природи хімічних елементів, які знаходяться у цих грудках (імовірності взаємодії ядер даного елементу з нейтронами, що його бомбардують, і стійкості радіоактивного ізотопу, що при цьому утворюється). При опромінюванні руди нейтронами відбувається активація цілого ряду хімічних елементів руди. В результаті цього в грудках руди з’являється багато різних радіоактивних ізотопів. Однак незважаючи на це, основний внесок у наведену радіоактивність дають ізотопи, які утворюються з одного-трьох хімічних елементів. У багатьох типах гірських порід такими елементами є

алюміній і манган. З хімічних елементів, які присутні в рудах у меншій кількості, ніж алюміній і манган, активними випромінювачами є ті, для яких характерні великі перетини активації і перетворення в радіоактивні ізотопи з малим періодом напіврозпаду. До таких елементів у першу чергу можна віднести хлор, вольфрам, флуор, мідь і деякі інші. На активацію руди потоком нейтронів впливає поглинання нейтронів ядрами стабільних хімічних елементів без утворення радіоактивних ізотопів або явище, яке приводить до появи ізотопів з великим періодом напіврозпаду. Це так званий ефект самоекранізації, який зменшує активацію руди і залежить від хімічного складу гірських порід, що опромінюються.

Нейтронно-активаційна сепарація може бути використана при збагаченні флюоритових, золотовмісних, мідних, марганцевих, ванадієвих та інших руд.

Сепарація рентгенорадіометрична основана на використанні рентгенівських характеристичних спектрів хімічних елементів, які входять до складу мінералів, і збуджуються, головним чином, ізотопними джерелами гамма- або рентгенівського випромінювання.

Інтенсивність випромінювання пропорційна вмісту визначуваного елементу в речовині, а енергією достатньою для її надійної реєстрації детектором володіють елементи з атомним номером $Z \geq 20$.

Рентгенорадіометричний метод застосовується для аналізу на ряд хімічних елементів, при розвідуванні, видобутку і переробці, для крупнопорційного сортуванні і сепарації руд.

Сепаратор рентгенорадіометричний призначений для розділення мінеральної суміші з використанням характеристичних спектрів хімічних елементів, що входять до складу розділюваних компонентів.

Сепаратори стрічкового типу з електричним і пневматичним розділювальними пристроями залежно від конструктивного виконання можуть функціонувати у погрудковому і поточному режимах. В сепараторах погрудкового режиму передбачено пристрій для індикації підходу грудки руди і урахування її розмірів. Середня продуктивність сепараторів з потоковим режимом роботи – 80 т/год, з погрудковим – 20 т/год.

Сепарація люмінесцентна основана на використанні різниці у інтенсивності люмінесценції (холодного світіння) мінералів під впливом гамма-рентгенівського або ультрафіолетового випромінювань. Процес люмінесценції складається з трьох стадій: поглинання енергії збуджуючого випромінювання, перетворення і передачі енергії збудження усередину тіла і випромінювання світла в центрах світіння з поверненням мінералу у первинний стан. Центрами світіння можуть бути атоми або комплексні йони основної речовини кристалічної гратки: вакансії, міжвузлові атоми і ін.

Здатністю люмінесценції володіє багато мінералів, але тільки у деяких ця властивість обумовлена особливістю їхнього складу і будови кристалічної ґратки. Такі мінерали відрізняються стійкою люмінесценцією. До них належать: шеєліт, повеліт, гіпергенні мінерали, які містять у своєму складі ураніл-йон UO_2^{2+}, і алмаз. Люмінесценція більшої частини мінералів обумовлена присутністю в них домішок-активаторів (люміногенів). Деякі мінерали люмінесціюють завдяки присутності в них рідкісноземельних елементів. До цієї групи належать циркон, корунд. Багато мінералів мають нестійку люмінесценцію, напр., кальцит, арагоніт, опал, топаз, польові шпати.

Люмінесцентна сепарація з використанням рентгенівських променів (рентгенолюмінесцентна) широко застосовується для збагачення алмазовмісних руд. За допомогою рентгено- і фотолюмінесценції збагачуються флюоритові і шеєлітові руди.

Сепаратор рентгенолюмінесцентний призначений для розділення твердих зернистих матеріалів у залежності від інтенсивності люмінесценції мінералів під впливом рентгенівського випромінювання.

Рентгенолюмінесцентна сепарація застосовується для збагачення алмазовмісних руд крупністю 50 – 10 мм (сепаратор ЛС-50); 20 – 8; і 8 – 4 мм (сепаратор ЛС-20).

Сепаратор фотолюмінесцентний застосовується для розділення твердих зернистих матеріалів у залежності від інтенсивності люмінесценції мінералів під дією ультрафіолетового випромінювання. Сепаратор функціонує у погрудковому режимі. Джерелом збудження люмінесценції служить ультрафіолетова лампа з фокусуючою лінзою з кварцового скла, а детектором світла, що випромінюється від опроміненого мінералу, – фотопомножувач. Середня продуктивність сепаратора – 5 т/год.

Сепарація рентгено-флуоресцентна основана на використанні рентгенівського флуоресцентного випромінювання. Методи сепарації – гамма-флуоресцентний, рентгено-флуоресцентний і бета-флуоресцентний універсальні, так як за їхньою допомогою можна обробляти корисні копалини з атомним номером $Z \geq 20$, тобто значну частину рудних корисних копалин.

При використанні *бета-флуоресцентного методу* сепарації опромінювання грудок руди і реєстрація корисного випромінювання здійснюється за схемою, що наведена на рис. 9.13.

Для опромінювання грудок руди застосовують джерело ^{90}Sr активністю 200 мКі, розташоване у свинцевому контейнері. Випромінювання від грудок руди реєструється сцинтиляційним лічильником, перед яким

встановлений свинцевий коліматор і магніт, який відхиляє розсіяне грудками бета-випромінювання.

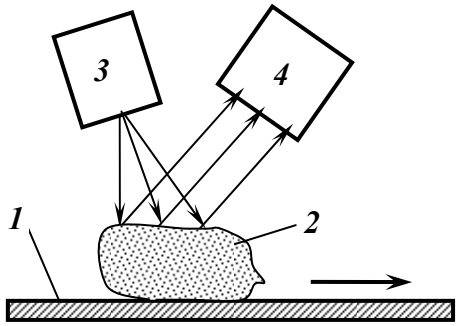


Рис. 9.13 – Схема опромінювання грудок руди при бета-флуоресцентному методі сепарації.
1 – транспортувальний пристрій;
2 – грудка корисної копалини;
3 – вузол опромінювання;
4 – вузол реєстрації.

Для виділення характеристичного випромінювання використовується одноканальний амплітудний аналізатор. Якщо енергія променів відповідає визначеному елементу, імпульси надходять у лічильну систему, де порівнюються з встановленим порогом.

Бета-флуоресцентний метод може бути використаний для сепарації руд, які містять арсен, молібден, ніобій, вольфрам і деякі інші елементи.

При використанні *гамма-флуоресцентного методу* використовуються два або більше джерел ^{55}Fe і пропорційні лічильники СІ-6Р для реєстрації характеристичного випромінювання калію ($Z = 20$) і кальцію ($Z = 20$). Опромінювання грудок руди і реєстрація корисного випромінювання при гамма-флуоресцентному методі здійснюється за схемою, що наведена на рис. 9.14.

Для зниження перешкод перед лічильниками встановлюють селективні фільтри. Радіометр сепаратора містить двоканальний аналізатор, один з каналів якого реєструє інтенсивність характеристичного випромінювання, а другий – розсіяного. Ці сигнали надходять у схему радіометра, що дозволяє вести процес з урахуванням маси грудок.

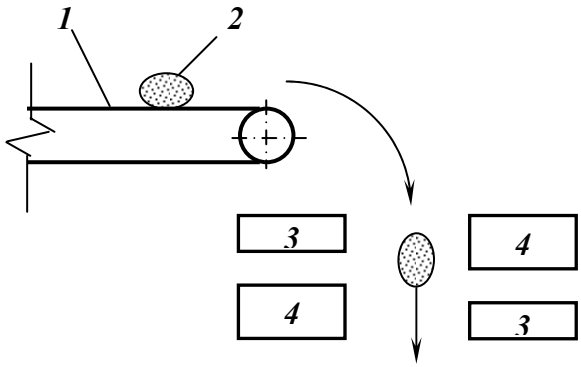


Рис. 9.14 – Схема опромінювання грудок руди при гамма-флуоресцентному методі сепарації.

1 – транспортуючий пристрій;
2 – грудка корисної копалини;
3 – вузол опромінювання;
4 – вузол реєстрації.

Гамма-флуоресцентний метод може бути використаний для сепарації калійвмісних пегматитів, слюд, калійних солей, різних типів олов'яних руд.

Сепарація фотометрична основана на використанні різної здатності мінералів, відбивати, пропускати або заломлювати світло, яка обумовлюється їх кольором і блиском. При цьому як робоча обирається та частина спектру де спостерігається найбільша відмінність у відбивній здатності розділюваних мінералів. Один зі способів реєстрації відбитого від грудки світла є його вимірювання на фоні кольорової поверхні, при цьому вибір її кольору служить одним зі способів оптимізації процесу.

Сепаратор фотометричний – сепаратор, в якому вихідний матеріал розділяється на компоненти за їх відбивною здатністю випромінювання в світловій області спектра або за їх кольором. Крупність збагачуваного матеріалу складає від 3 до 150 мм.

На рис. 9.15 наведено принципову схему фотометричного сепаратора. Руда з бункера *1* за допомогою вібраційного живильника *2* подається на жолобчасті стрічкові конвеєри *3*, де грудки вишиковуються у ланцюжок і потім з деякими проміжками часу у вільному падінні пролітають через оптичну камеру *4* з випромінювачами *5*.

Як тільки в оптичну камеру потрапляє грудка руди, відбивна здатність якої відрізняється від фону *7*, із датчика ***6*** надходять електричні імпульси в електронно-вимірювальний блок. Якщо частота імпульсів буде перевищувати деяку задану величину, з електронної системи надходить сигнал на сортувальний пристрій – відкривається повітряний клапан ***8*** і струмінь стисненого повітря змінює траєкторію руху цієї грудки.

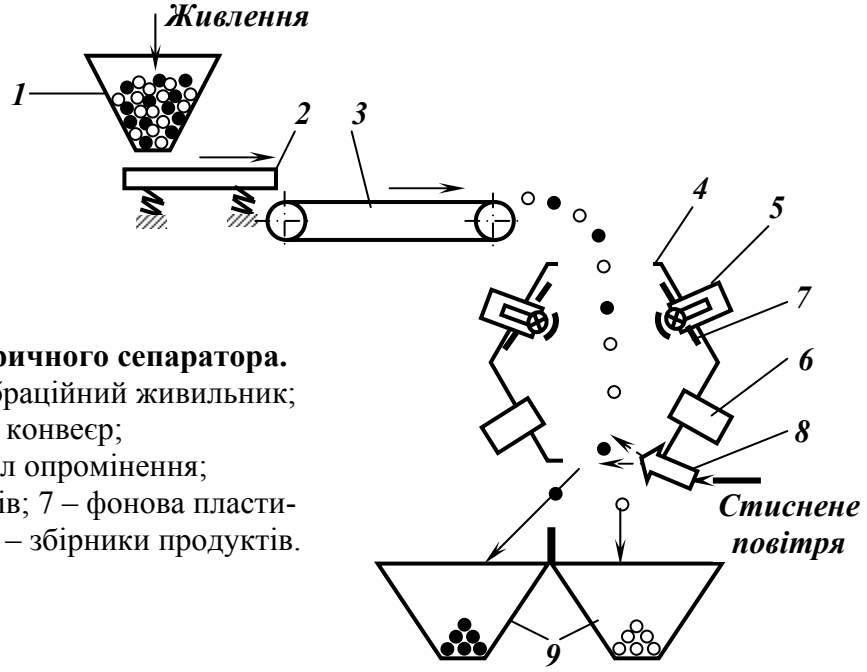


Рис. 9.15 – Схема фотометричного сепаратора.
1 – бункер живлення; 2 – вібраційний живильник;
3 – жолобчастий стрічковий конвеєр;
4 – оптична камера; 5 – вузол опромінення;
6 – вузол реєстрації імпульсів; 7 – фонова пластина; 8 – повітряний клапан; 9 – збірники продуктів.

Процес регулюється зміною чотирьох факторів: рівнем порогу відсічки, відтінком фонових пластин, режимом відбору (відбір темних або світлих грудок руди) і продуктивністю.

Для реєстрації нейтронного випромінювання, яке отримують в результаті ядерної реакції, застосовують газорозрядні лічильники з гелієвим наповненням (СНМ-16, СНМ-17 і ін.), а також сцинтиляційні лічильники і ін.

Фотометрична сепарація застосовується для збагачення руд чорних, кольорових і благородних металів, неметалічних корисних копалин.

Сепарація гамма-абсорбційна базується на відмінностях в ступені поглинання гамма-випромінювання грудками руди. Величина поглинання залежить від енергії квантів первинного гамма-випромінювання, атомного номера і атомної маси речовини, що опромінюється. Чим вище атомний номер хімічного елементу і його атомна маса і чим менше енергія застосованого випромінювання, тим сильніше виявляється властивість абсорбції рентгенівського випромінювання. На ступінь поглинання гамма-випромінювання впливає хімічний склад грудок руди і їхні розміри. Тому руду перед сепарацією класифікують за вузькою шкалою.

Гамма-абсорбційна сепарація може бути застосована для збагачення різних корисних копалин, однак вона достатньо ефективна тільки при високому вмісті корисного компоненту в руді. Метод застосовується для збагачення залізних руд. Для забезпечення максимальної різниці в ослабленні гамма-випромінювання грудками руди і породи важливим є вибір енергії джерела гамма-променів. Для залізних руд крупністю +100 мм слід застосовувати джерела ^{153}Gd або ^{109}Cd, для класу 100 – 50 мм ^{241}Am, для класу 20 – 50 мм ^{14}C.

Крім хімічного складу руди на ступінь поглинання γ-випромінювання впливають розміри опромінюваних грудок. Для усунення цього впливу руду попередньо класифікують.

Сепаратор гамма-абсорбційний – сепаратор, в якому вихідний матеріал розділяється на компоненти за їх здатністю поглинати гамма-випромінювання.

Схема сепаратора конвеєрного типу наведена на рис. 9.16. Грудки руди з бункера ***1*** двоканальним вібраційним живильником ***2*** подаються на стрічковий конвеєр ***3***, який їх транспортує у зону дії джерела гамма-випромінювання ***5***.

У приводному барабані ***4*** конвеєра встановлений лічильник гамма-випромінювання ***6***, зв'язаний з радіометром ***7***, який управляє сортувальним механізмом ***8***. Ослаблення потоку гамма-променів тим сильніше, чим більше вміст корисного компоненту у грудці, що опромінюється. Радіометр настроюється так, щоб грудки з вмістом корисного компоненту більше заданого направлялися у концентрат, з меншим – у відходи.

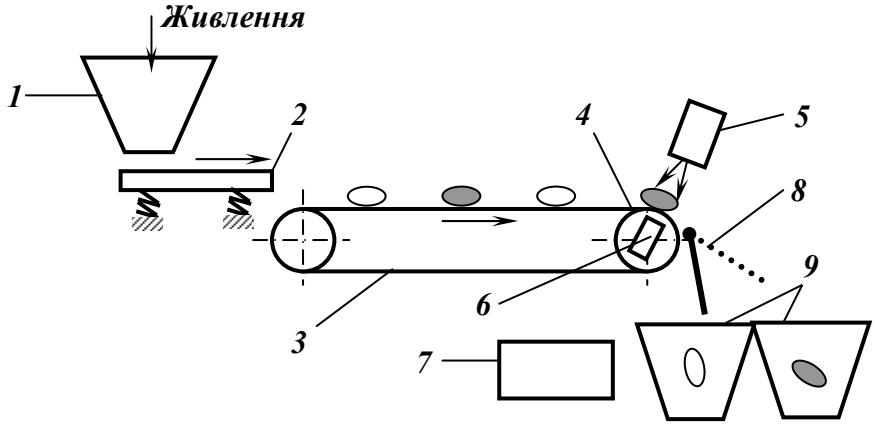


Рис. 9.16 – Схема гамма-абсорбційного сепаратора.
1 – бункер живлення; 2 – вібраційний живильник; 3 – стрічковий конвеєр; 4 – приводний барабан конвеєра; 5 – вузол опромінення; 6 – лічильник гамма-промінів; 7 – радіометр; 8 – сортувальний механізм; 9 – збірники продуктів.

Сепарація нейтронно-абсорбційна основана на різниці в ослабленні речовинами потоку теплових нейтронів в результаті захоплення, розсіювання і уповільнення нейтронів ядрами хімічних елементів.

Нейтронно-абсорбційна сепарація може бути застосована для збагачення борних і літієвих руд, а також руд, які містять кадмій або рідкісноземельні елементи. Але найбільше застосування цей метод знаходить для збагачення борних руд. Принципова можливість здійснення цього методу для борних руд базується на тому, що перетин поглинання теплових нейтронів ядрами бору на декілька порядків вище, ніж у основних хімічних елементів, що входять до складу борних руд. Внаслідок цього при опромінюванні грудок борної руди нейтронами зареєстроване лічильником ослаблення їхнього первинного потоку тим вище, чим більший вміст бору у грудці. Ознака розділення (щільність потоку нейтронів), який використовується для здійснення сепарації, забезпечує високу селективність методу по відношенню до бору, незалежно від його мінеральної форми і складу вміщувальних порід. Крупність збагачуваного матеріалу складає від 25 до 200 мм.

Нейтронно-абсорбційна сепарація може бути використана як операція попереднього збагачення (видалення породи перед подальшим збагаченням або хімічним переділом) або як основний технологічний збагачувальний процес.

Сепаратор нейтронно-абсорбційний – сепаратор, в якому вихідний матеріал розділяється на компоненти за їх здатністю до ослаблення потоку теплових нейтронів.

Сепаратор складається з вібраційного живильника, стрічки для подачі грудок у зону випромінювання. Над стрічкою у сповільнювально-

відбивному блоці встановлені джерела нейтронів, а знизу – блоки детектування. Сигнали з цих блоків надходять у радіометр, де здійснюється оцінка ступеня ослаблення нейтронів грудкою руди, в результаті чого подається команда сортувальному пристрою, який направляє цю грудку в той або інший продукт збагачення.

9.1.5. Практика радіометричного збагачення

Авторадіометричний спосіб застосовують для збагачення природно-радіоактивних руд. Уранові і торієві руди генерують альфа-, бета- і гамма-випромінювання, однак для визначення сорту грудки використовують тільки гамма-випромінювання, тому що альфа- і бета-випромінювання сильно поглинаються навколишнім середовищем і не можуть бути надійним джерелом інформації про вміст цінного компоненту[3, 18].

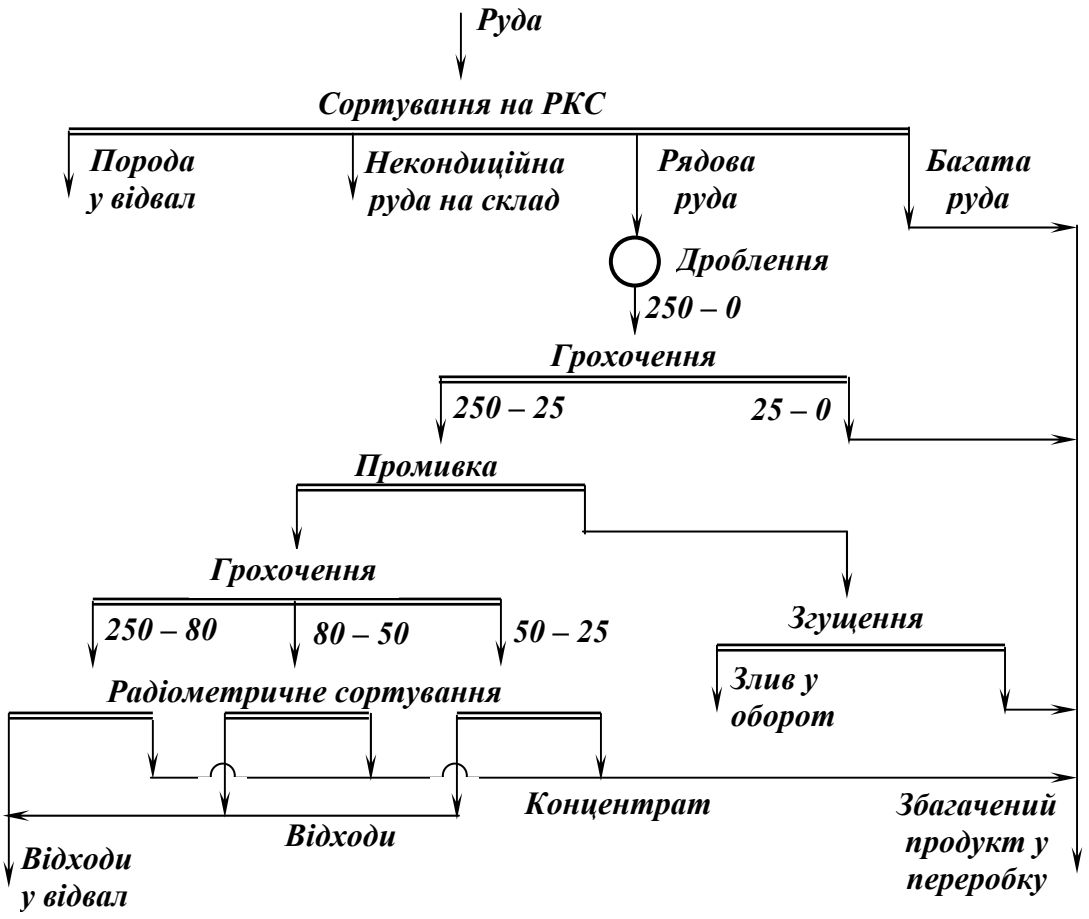


Рис. 9.17 – Технологічна схема радіометричного сортування уранової руди.

Основним об’єктом авторадіометричного сортування є уранові і комплексні уранові руди. Особливістю уранових руд є селективна концентрація урану в дрібних класах, внаслідок крихкості уранових мінералів і генетичних особливостей утворення уранових руд, пов’язаних з проник-

ненням рудоносних розчинів в ослаблені тріщинуваті гірські породи. Тому їх руйнування відбувається по ослаблених місцях, тобто по місцях концентрації рудоносних мінералів, що також сприяє селективному переведенню урану в дрібні класи. Нижня межа крупності сортованих грудок складає 25 мм, оскільки подальше зниження розмірів веде до різкого зниження реєстрованого випромінювання. З урахуванням цих особливостей на більшості збагачувальних фабрик уранові руди сортують за схемою наведеною на рис. 9.17.

Для деяких типів руд через високий ступінь кореляції вмісту урану з оптичними властивостями стає можливим перехід від авторадіометричного способу сортування до фотометричного, що дозволяє знизити нижню межу крупності збагачуваного матеріалу і підвищити продуктивність сепаратора.

Руди, які характеризуються невисокою інтенсивністю гамма-випромінювання через низький вміст радіоактивного компоненту, вимагають застосування сепараторів з підвищеною чутливістю і в цьому випадку може бути використаний сепаратор естафетного типу. Використання естафетного принципу вимірювання сорту грудки дозволяє збагачувати авторадіометричним способом руди з невисокою інтенсивністю випромінювань, напр., залізних (рис. 9.18).

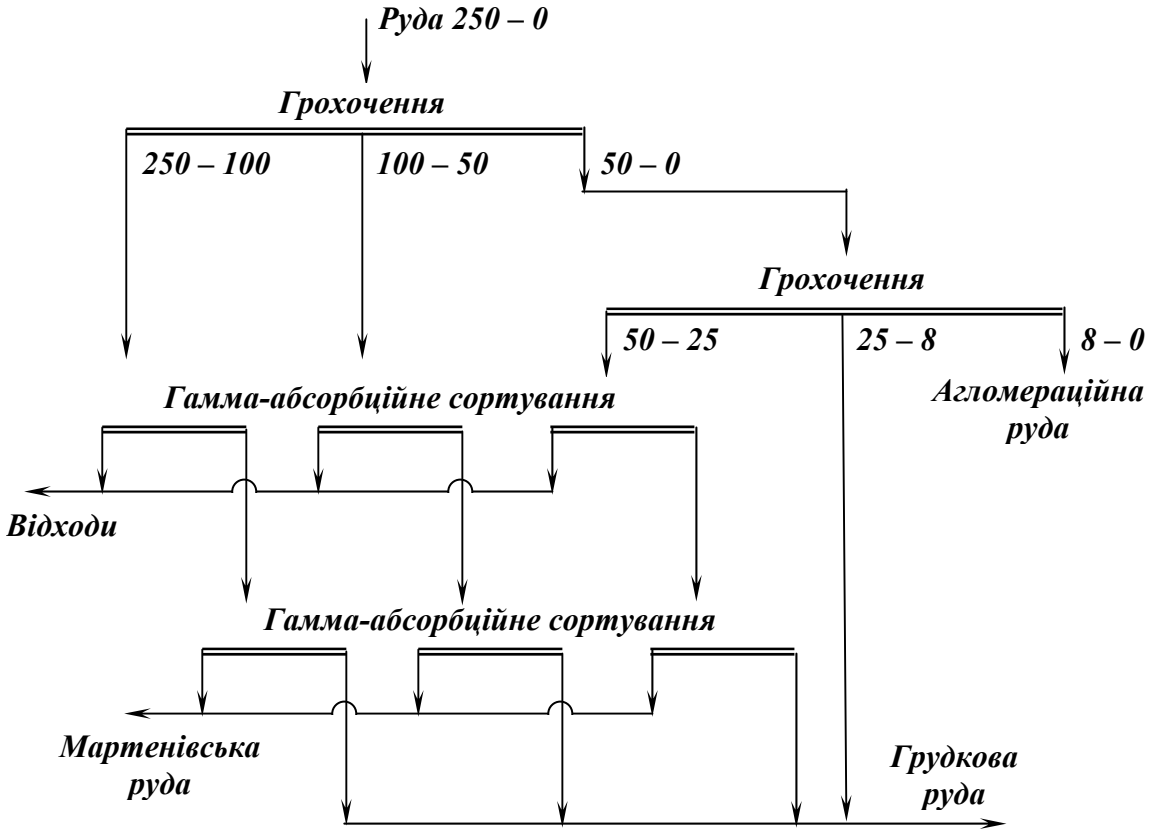


Рис. 9.18 – Технологічна схема гамма-абсорбційного сортування залізної руди.

Особливості *фотометричного сортування*, його широкі можливості і застосування пояснюються двома причинами:

– усі мінерали описані із застосуванням категорій кольору, прозорості, блиску, тобто вторинних властивостей, які є дуже стабільними ознаками. Це створює можливості для контролю процесу сортування, його імітації і при необхідності реалізації без приладів;

– видима зона спектру найбільш вивчена, має широкий діапазон технічних засобів випромінювання, прийому, комутації випромінювання, виділення вузьких зон спектру, тонкого фокусування випромінювання, виділення направлено-відбитого (дзеркального) або дифузно-відбитого випромінювання, виділення випромінювання з тією або іншою площиною поляризації.

Фотометрична апаратура дозволяє збагачувати матеріали крупністю від 3 (іноді від 1) до 300 мм. Сортування може здійснюватись в моношаровому потоці грудкового матеріалу значної ширини.

Частіше за все фотометричне сортування включається в схему збагачення вузьких класів крупності після операцій грохочення (рис. 9.19), іноді з додробленням зростків в крупних грудках.

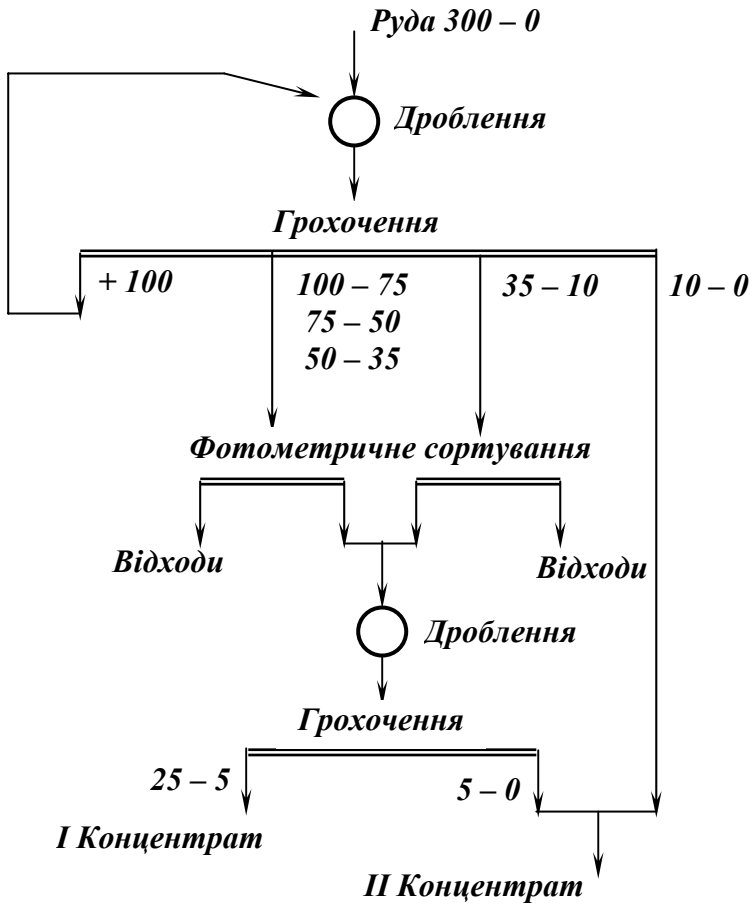


Рис. 9.19 – Технологічна схема фотометричного сортування доломітової руди.

Процес фотометричного сортування придатний для вилучення дорогоцінних каменів, для збагачення руд чорних, кольорових, благородних, рідкісних, радіоактивних металів, нерудних корисних копалин, гірничохімічної сировини, горючих корисних копалин.

9.2. Збагачення за пружністю

Збагачення з використанням відмінностей в пружності компонентів основане на взаємодії розділюваних частинок з робочою поверхнею сепаратора. Частіше за все такою поверхнею є плита, а ефект взаємодії виявляється при ударі частинки об плиту. Процес протікає в звичайних умовах, на повітрі.[3, 18].

Розділення за пружністю пояснюється з позицій класичної теорії удару, при цьому розглядають удар сферичної частинки об горизонтально або похило встановлену плиту (рис. 9.20). В процесі виділяють такі фази:

– рух частинки до плити;

– удар частинки об плиту, зминання частинки і плити при ударі;

– відновлення форми частинки і плити і надання частинці кінетичної енергії;

– рух частинки від плити.

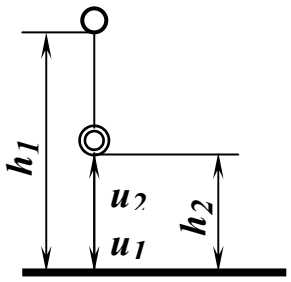


Рис. 9.20 – Траєкторія руху сферичної частинки при відбитті її від горизонтальної площини.

Рух частинки до плити може здійснюватись як вільне падіння з заданої висоти, так і за допомогою спеціального пристрою. При вільному падінні напрям руху частинок визначений, енергія, що запасається частинкою, визначається зміною висоти падіння, тому цей спосіб переважно й застосовується. В момент дотику до плити частинка досягає швидкості u_1.

Друга фаза продовжується від моменту дотику частинки до плити до моменту падіння швидкості частинки при ударі до нуля. При цьому частинка і плита зазнають як пружних, так і пластичних деформацій. Зминання відбувається поки діюча сила перевищує силу опору матеріалу частинки або плити. Сила, з якою частинка діє на плиту, носить імпульсний характер і в момент досягнення нульової швидкості стає рівною вазі частинки. З цього моменту сили пружної деформації перевищують силу ваги частинки і цей момент є початком третьої фази.

Відновлення форми частинки і плити відбувається за рахунок пружних деформацій. В кінці третьої фази частинка здобуває швидкість u_2 і відривається від плити. При прямому центральному ударі частинки об горизонтальну плиту вектор швидкості u_2 направлений протилежно вектору швидкості u_1. Відношення $k_в = u_2 / u_1$ називається коефіцієнтом відновлення швидкості. З урахуванням того, що швидкість була отримана частинкою за рахунок вільного падіння з висоти h_1, тобто $u_1 = \sqrt{2gh_1}$, і що підйом частинки над плитою визначається її швидкістю в момент відриву від плити, тобто $u_2 = \sqrt{2gh_2}$, можна записати:

$$k_в = u_2 / u_1 = \sqrt{2gh_2} / \sqrt{2gh_1} = \sqrt{h_2 / h_1} , \qquad (9.8)$$

де h_1 – висота скидання частинки на плиту; h_2 – висота підйому частинки над плитою; g – прискорення вільного падіння.

В залежності від фізичних властивостей розділюваних компонентів $k_в$ може приймати значення від 1 до 0,15.

Різниця в коефіцієнтах відновлення швидкості корисної копалини при прямому центральному ударі об розділову поверхню використана у вібраційному сепараторі (рис. 9.21).

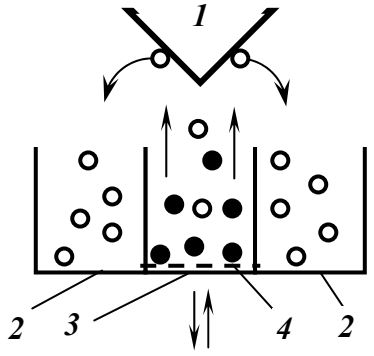


Рис. 9.21 – Схема вібраційного сепаратора з рухомою робочою поверхнею.
1 – кутовий відбійник; 2 – збірники продукту з більшою пружністю; 3 – збірник продукту з меншою пружністю; 4 – пружна сітка.

Сепаратор являє собою трисекційний короб, днище центральної секції якого зроблене з пружної сітки ***4***, що служить розділовою поверхнею. Над центральною секцією встановлений кутовий відбійник ***1***. При наданні сепаратору вібрацій і подачі матеріалу на пружу сітку грудки з більшою пружністю досягають кутового відбійника, відбиваються від нього потрапляють у бокові збірники 2. Грудки з меншою пружністю підіймаються на меншу висоту, не досягають кутового відбійника, залишаються в центральній секції сепаратора і розвантажуються при сході з неї.

Інший варіант використання ефектів ударної взаємодії частинок корисної копалини з плитою отримують при скиданні їх з деякої висоти на

похило встановлену площину. Схема сепаратора з нерухомою похилою поверхнею наведена на рис. 9.22. Вихідний матеріал з бункера ***1*** подається віброживильником ***2*** у вигляді моношару на плиту ***3***. Частинки з більшою пружністю отримують більшу швидкість, рухаються по більш пологій траєкторії, пролітають більшу відстань і потрапляють в більш віддалений збірник ***4***. Частинки з меншою пружністю отримують меншу швидкість, рухаються по крутій траєкторії, пролітають меншу відстань і потрапляють у ближній збірник ***5***.

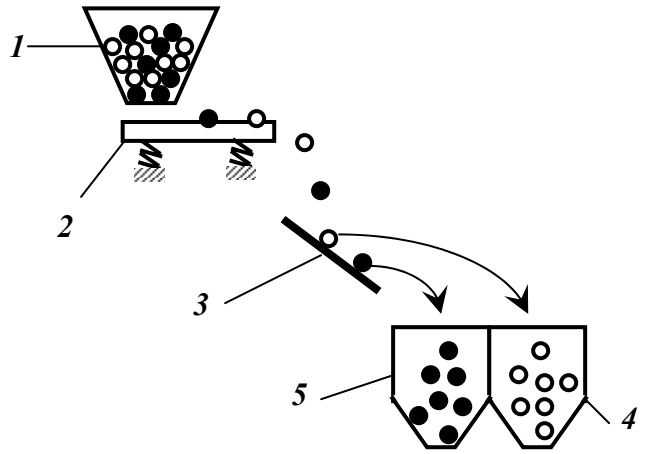


Рис. 9.22 – Схема сепаратора з нерухомою робочою поверхнею.
1 – бункер; 2 – віброживильник; 3 – плита; 4 – збірник продукту з більшою пружністю; 5 – збірник продукту з меншою пружністю**.**

Сортування за пружністю застосовується в основному на кар'єрах при переробці щебеню і гравію. Технологічна схема переробки гравію за пружністю наведена на рис. 9.23.

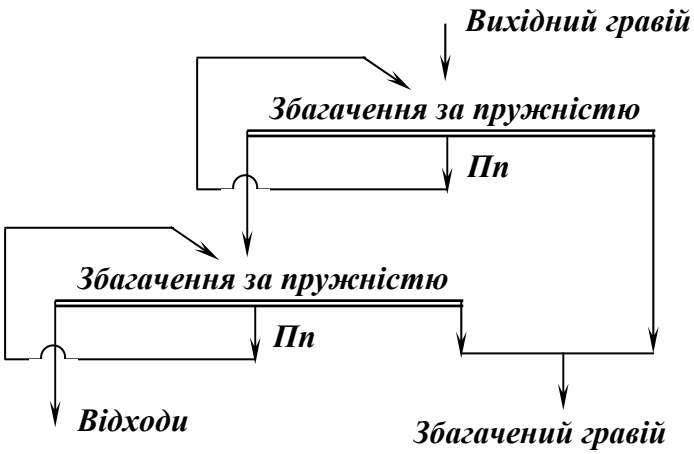


Рис. 9.23 – Технологічна схема переробки гравію за пружністю.

9.3. Збагачення за тертям і формою

Використання процесу збагачення за тертям доцільне тільки при значній різниці коефіцієнтів тертя розділюваних компонентів. Крім того, процес виконується в припущенні, що коефіцієнт тертя пов'язаний з показником якості.

Збагачення за тертям здійснюється в дві стадії [3, 18]:

– взаємодія матеріалу з поверхнею з метою селективної зміни параметрів руху розділюваних частинок;

– виділення з потоку матеріалу частинок із заданими параметрами руху.

Взаємодія частинок корисної копалини з робочою поверхнею сепаратора виявляється в терті, мірою якого є коефіцієнт тертя f. Сила ваги Q частинки на похилій площині має дві складових: тангенціальну $Q_t = Q \cdot cos\alpha$ і нормальну $Q_n = Q \cdot sin\alpha$ (рис. 9.24).

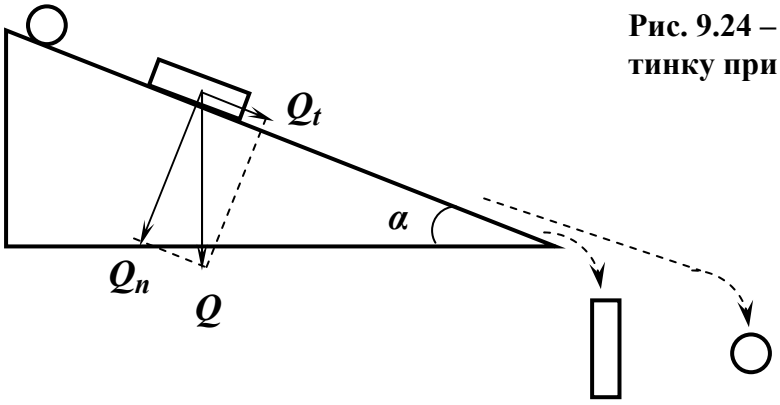


Рис. 9.24 – Сили, що діють на частинку при русі по похилій площині.

Для частинки, яка знаходиться в стані спокою $Q_t = fQ_n$, але для її переміщення необхідно прикласти силу $P = Q_t - fQ_n$. В момент початку руху частинки $P = 0$, звідки коефіцієнт тертя f буде:

$$f = sin\alpha/cos\alpha = tg\varphi. \qquad (9.9)$$

Отже коефіцієнт тертя спокою дорівнює тангенсу такого кута похилу φ, при якому починається рух частинки по площині. Тіло ковзає по площині, якщо кут похилу α площини перевищує кут тертя φ даної частинки по матеріалу площини, тобто при $\alpha \geq \varphi$.

Коефіцієнт тертя спокою залежить від властивостей взаємодіючих тіл: шорсткості поверхні частинки і плити, форми частинки. Форма частинки суттєво впливає на коефіцієнт тертя через зміну режиму взаємодії: плоскі частинки ковзають по похилій поверхні, а округлі котяться, тому коефіцієнти тертя цих режимів руху і швидкості частинок різні, що може бути використано для збагачення за формою.

Для розділення компонентів по швидкості руху їм необхідно надати різні швидкості сходу з похилої площини, що обумовлює різні траєкторії їх руху після сходу з площини. Швидкість частинки в момент її сходу з похилої площини визначається за формулою:

$$V = \sqrt{2Lg(\sin\alpha - f\cos\alpha)} \ , \qquad (9.10)$$

де L – шлях, пройдений частинкою; g – прискорення вільного падіння; інші позначення ті ж самі.

Швидкість руху частинок по похилій площині залежить від стану похилої поверхні і поверхні самих частинок, їх форми, вологості, густини, крупності і характеру руху (кочення чи ковзання). Якщо на похилу площину помістити два мінеральних зерна – одне з гладкою, а друге з шорсткуватою поверхнею, то перше зерно буде переміщуватись з більшою швидкістю і на виході з похилої площини відлетить далі зерна з шорсткуватою поверхнею. Різниця у швидкості руху і траєкторії польоту після відриву від похилої площини ще збільшиться, якщо гладке зерно буде округлим, а шорсткувате – плоским. У цьому випадку кругле зерно буде котитися і переборювати опір тертя кочення, а плоске – ковзати і переборювати опір більшого за величиною тертя ковзання.

Таким чином, швидкість на сході з похилої площини визначається коефіцієнтом тертя частинки об площину, кутом нахилу площини і довжиною розгінної зони робочої площини.

Збагачення з використанням різниці в коефіцієнтах тертя може здійснюватись в сепараторах з нерухомою, рухомою і вібруючою робочою поверхнею (рис. 9.25).

До апаратів з нерухомою робочою поверхнею належить сепаратор типу "Гірка" зображений на рис. 9.25 ***а***. В сепараторі є три похилі площини *А, Б, В*, кут тертя розділюваних компонентів відповідно складає: для азбесту $\varphi_a = 38 – 40^o$, для породи (змійовику) $\varphi_з = 17 – 27^o$ (коефіцієнти тертя: для азбесту $f_a = 0{,}86$ і для змійовику $f_з = 0{,}3 – 0{,}5$). При русі моношаром по площині *А* виділяють чисту породну складову, на площинах *Б* і *В* виділяють промпродукти і концентрат.

Для збагачення вугілля застосовують сепаратори площинні з відбійниками і щілинами (рис. 9.25 ***б***). Вугільні частинки внаслідок округлої форми і меншого, ніж у породних частинок, кута і коефіцієнта тертя розганяються до більших швидкостей і за допомогою відбійників перелітають через щілину і рухаються далі по похилій площині. Породні частинки переміщуються по похилій площині і відбійнику з меншою швидкістю і розвантажуються через щілину. Відбійники і щілини розташовують у шаховому порядку.

До апаратів з рухомою робочою поверхнею належать стрічкові, дискові і барабанні сепаратори.

Особливістю стрічкового сепаратора тертя (рис. 9.25 ***в***) є те, що розділювані компоненти рухаються у протилежних напрямках. Округлі частинки скочуються вниз від точки завантаження, а плоскі підіймаються стрічкою і розвантажуються у верхній точці. Точку завантаження розміщують на 1/3 довжини стрічки від її нижнього кінця. Сепаратори цього типу можуть бути використані для виділення граніту від слюди.

У барабанному сепараторі тертя (рис. 9.25 *г*) рух продуктів розділення аналогічний їхньому руху на стрічковому сепараторі. Однак, щоб захопити агрегати азбесту барабаном, необхідно, щоб сила тертя була більше дотичної складової сили ваги цієї частинки в точці завантаження матеріалу.

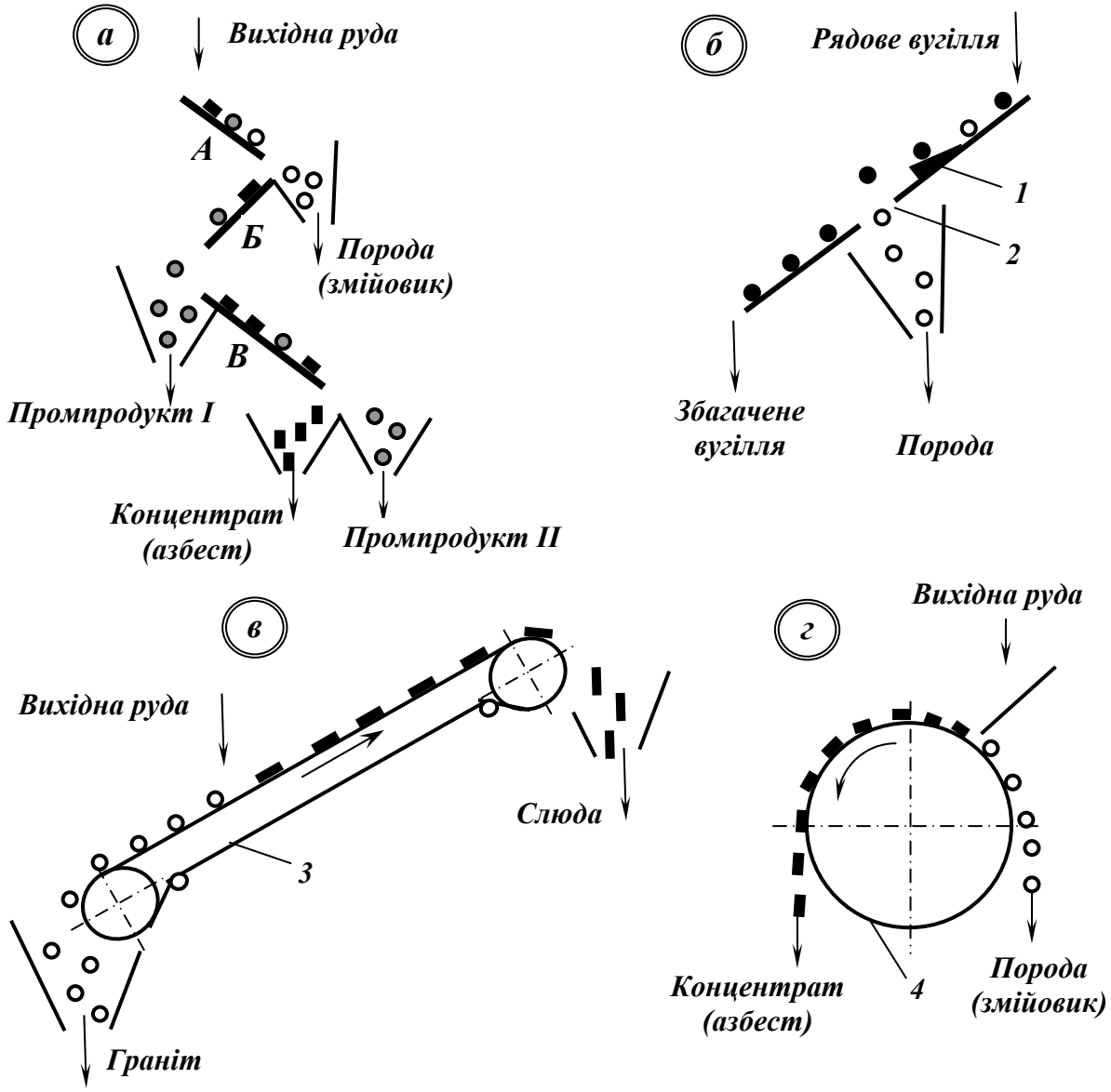


Рис. 9.25 – Схеми сепараторів для збагачення за тертям.

а – сепаратор з нерухомою робочою поверхнею «Гірка»; *б* – сепаратор площинний з відбійниками і щілинами; *в* – сепаратор стрічковий; *г* – сепаратор барабанний.

А, Б, В – похилі площини (робочі поверхні);

1 – відбійник; 2 – щілина; 3 – стрічковий конвеєр; 4 – барабан.

Збагачення за тертям і формою зерен застосовується при збагаченні азбестових руд, слюди і інших корисних копалин.

9.4. Збагачення за тертям і пружністю

Спосіб збагачення, в якому використовуються відмінності в коефіцієнті відновлення швидкості і коефіцієнті тертя розділюваних компонентів, застосовується для отримання міцного щебеню з вапнякових порід нерівномірної міцності. Такий щебінь потрібний для виробництва бетонів високих марок.

Однією з властивостей вапняків є те, що зі збільшенням їхньої міцності коефіцієнт тертя об плиту суттєво знижується, а коефіцієнт відновлення швидкості підвищується, що й може бути використано при збагаченні вапняків нерівномірно міцності.

Однобарабанний сепаратор М.К. Тимченка (рис. 9.26 ***а***) включає бункер з живильником ***1***, з якого матеріал надходить в стабілізатор ***2*** траєкторії, що дозволяє зміщувати точку подачі матеріалу на барабан ***3*** відносно його осі на величину ***a***.

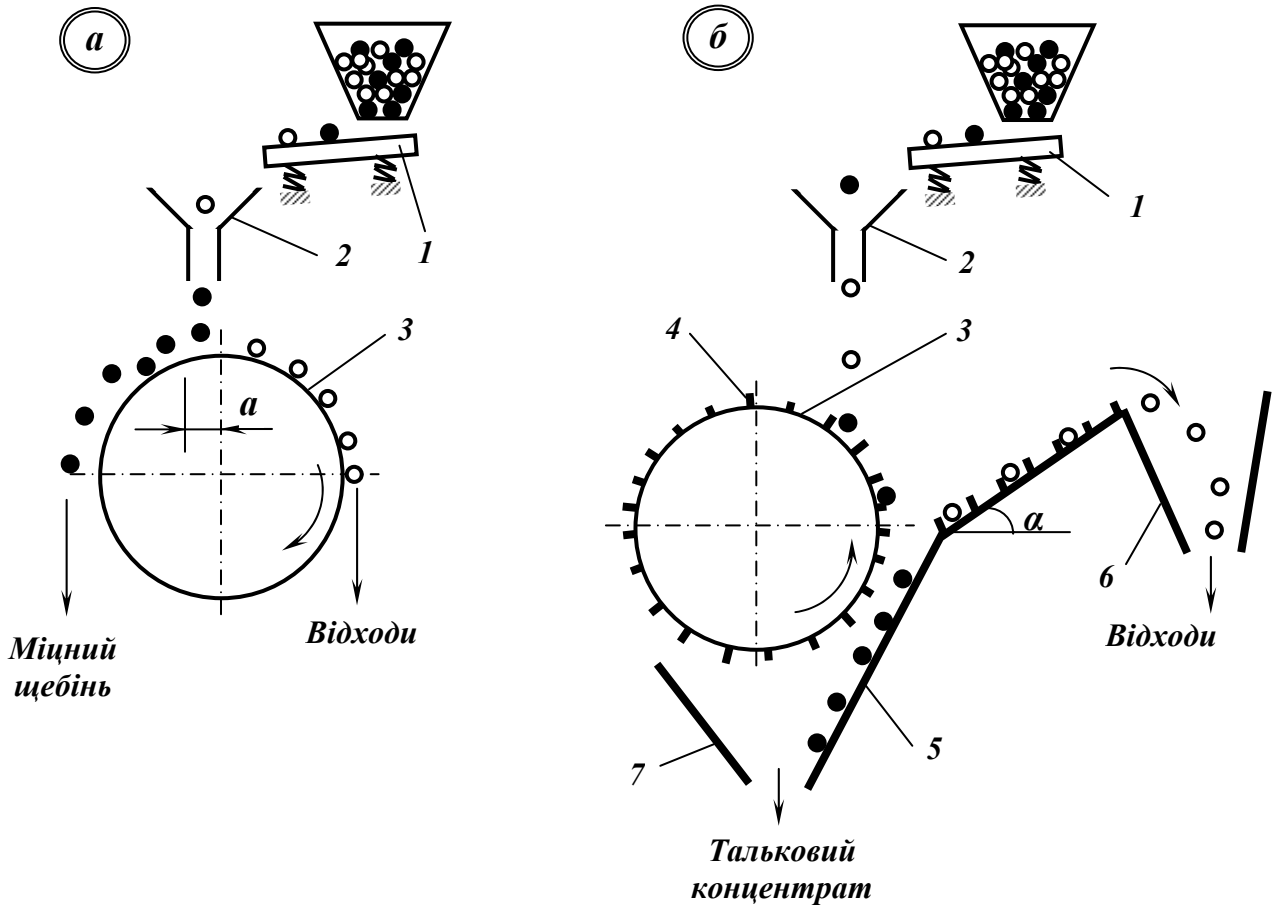


Рис. 9.26 – Схеми сепараторів для збагачення за тертям і пружністю.
а – однобарабанний сепаратор М.К. Тимченка; *б* – сепаратор конструкції ВНДІнеруд.
1 – живильник; 2 – стабілізатор траєкторії; 3 – барабан; 4 – зубці; 5 – похила площина; 6, 7 – збірники продуктів.

При падінні на барабан частинки взаємодіють з ним. Глинисті частинки деформуються і виносяться барабаном у відходи. Ефективне виділення у відходи частинок з малою пружністю досягається підбором точки подачі і частоти обертання барабана. Якщо необхідно здійснити основну і перечисну операції використовують двобарабанний сепаратор.

Залежність зміни коефіцієнта тертя і коефіцієнта відновлення швидкості зі зміною міцності також має місце й для талькових руд, але ця залежність менш чітко виражена. Тому розділення талькових руд здійснюють за пружністю і контактною міцністю. Цей принцип реалізований в сепараторі конструкції ВНДІнеруд. Сепаратор складається з живильника ***1***, з якого матеріал надходить в стабілізатор ***2*** траєкторії, обертового барабана ***3*** з зубцями ***4***, похилої площини ***5*** з рифленою верхньою частиною, яка може змінювати кут нахилу, і збірників продуктів ***6*** і *7*.

Тальк має меншу контактну міцність і менший коефіцієнт відновлення швидкості, ніж вміщувальні породи. При подачі збагачуваного матеріалу на обертовий зубчатий барабан грудки породи сильно закручуються і відкидаються на рифлену частину похилої площини, переміщуються по ній і потрапляють в збірник відходів ***6***. При потраплянні на барабан частинка тальку отримує меншу швидкість обертання, тому що зуб ***4*** барабана зминає поверхню частинки тальку і відкидає її нижче, ніж породні, на похилу площину 5, по якій вона й скочується у збірник концентрату *7*.

9.5. Збагачення вибірковим руйнуванням

9.5.1. Вибіркове дроблення

При дробленні деяких гірських порід відбувається не тільки розкриття (тобто роз'єднання зерен компонентів гірської породи), але й одночасно розміри одержуваних частинок корисного компонента суттєво відрізняються від розмірів частинок пустої породи. Таким чином, розмір частинок стає непрямою ознакою їхнього речовинного складу [3, 18].

Загальною особливістю даної групи збагачувальних процесів є необхідність проведення двох послідовних збагачувальних операцій: вибіркової зміни розмірів частинок компонентів і виділення заданих класів крупності, яка забезпечує концентрацію цінного компоненту в деякому класі. Процес вибіркового дроблення здійснюється за допомогою традиційних операцій (дроблення і подрібнення) при доцільному виборі режимів або включенням у процес спеціальних операцій. Операцію заданого класу крупності здійснюють з використанням як традиційних процесів грохочення і класифікації, так і тонкого грохочення. В деяких випадках ефекти-

внішими за грохочення і класифікацію, можуть бути чисто збагачувальні процеси, напр., флотація, магнітна сепарація.

Різні розміри частинок компонентів корисної копалини досягаються при дробленні і подрібненні внаслідок відмінностей компонентів у твердості, міцності, тривкості, пластичності.

Для оцінки вибірковості руйнування компонентів корисної копалини використовують два критерія: 1. розкриття; 2. гранулометричний склад розділюваних компонентів.

Під *розкриттям* компоненту (мінералу) розуміють відношення маси вільних зерен мінералу до маси даного мінералу в корисній копалині (у відсотках або частках одиниці):

$$f = 100m/(m + m_з), \qquad (9.11)$$

де m – маса вільних зерен компоненту; $m_з$ – маса зерен компоненту в зростках.

Нехай у вихідному матеріалі переважаючого компоненту A в n раз більше, ніж компоненту B (підпорядкований компонент). Формули для визначення розкриття компонентів двокомпонентної руди:

$$f_B = [(k - 1)/k]^3; f_A = (nk^2 - 3k - 2)/(nk^2), \qquad (9.12)$$

при $k = d_B/d_{Зр}$ і $n = V_A/V_B$, де d_B – діаметр зерна компонента B в руді; $d_{Зр}$ – діаметр частинок зруйнованого матеріалу; V_A і V_B – об'єм відповідно компонентів A і B.

Аналіз залежності розкриття переважаючого A і B підпорядкованого компонентів від відношення діаметрів зерна підпорядкованого компоненту d_B і частинок зруйнованого матеріалу $d_{Зр}$ при $n = V_A/V_B = 10$ показує що:

– підпорядкований компонент розкривається при розмірах частинок менших розміру його включень (зерен) в корисній копалині:

– переважаючий компонент розкривається при розмірах частинок, які перевищують розмір зерен підпорядкованого компоненту;

– переважаючий компонент розкривається раніше і завжди розкритий більше, ніж підпорядкований компонент.

Крім характеристик розкриття компонентів корисної копалини, які не враховують різниці в її міцнісних властивостях, *характеристикою селективності* дроблення компонентів служить відношення ступенів дроблення компонентів корисної копалини, або *критерій селективності*:

$$k_c = d_{м\ max} / d_{с\ max}\ , \qquad (9.13)$$

де $d_{м\ max}$, $d_{с\ max}$ – максимальний розмір частинок відповідно міцного і не міцного мінералів.

При збільшенні критерію селективності відмінності в крупності частинок зростають і показники процесу збагачення покращуються.

За *показник вибірковості руйнування J* приймають надлишок якогонебудь компоненту в одному або декількох класах в порівнянні з його пропорційним розподіленням по класам крупності:

$$J = \frac{\gamma\beta}{\alpha} \cdot \frac{\beta - \alpha}{\beta}, \tag{9.14}$$

де α, β – вміст компоненту в руді і збагачуваних класах; γ – сумарний вихід збагачуваних класів.

В рівнянні (9.14) перший член $\gamma\beta/\alpha$, що дорівнює вилученню ε, є кількісним показником вибірковості руйнування, а другий $(\beta - \alpha)/\beta$ є якісною характеристикою процесу.

Вибіркове дроблення можна застосовувати при переробці корисних копалин з крупними агрегатами цінного компоненту, які відрізняються за міцністю від вміщувальних порід. Такими корисними копалинами є вугілля, бурозалізнякові, азбестові, калійні руди та ін.

Ефективність дроблення визначається кінетичною енергією, яка перетворюється в роботу руйнування при зіткненні рухомого матеріалу з перешкодою. Кількість енергії E, що витрачається на руйнування:

$$E = k_e m v^2/2, \tag{9.15}$$

де k_e – коефіцієнт ефективності руйнування; m, v – маса і швидкість руху грудки.

Ефективне дроблення грудок корисної копалини починається з енергії, яка перевищує роботу пружної деформації грудки. Мінімальну швидкість, при якій грудка починає руйнуватись при ударі об перешкоду називають критичною.

Вибіркове руйнування матеріалу відбувається за умови:

$$v_{кр1} > v_м > v_{кр2}, \tag{9.16}$$

де $v_{кр1}$ і $v_{кр2}$ – критичні швидкості руйнування компонентів корисної копалини; $v_м$ – швидкість удару матеріалу об робочі органи дробарки.

Найбільша вибірковість дроблення досягається у барабанних дробарках, які отримали назву дробарок вибіркової дії. Характерною особливістю дробарок вибіркової дії є суміщення операцій дроблення і грохочення або класифікації в одному апараті. Для вибіркового дроблення застосовують дробарки ударного дроблення, еластичного дроблення і напівжорсткого дроблення.

Дробарка ударного дроблення (рис. 9.27) являє собою конусний грохот ***1***, співвісно з яким встановлений вал ***2*** з закріпленими на ньому молотками ***3***. Частота обертання конусного грохота $\omega_Г$ і вала $\omega_В$ з молотками вибираються у відповідності до властивостей корисної копалини.

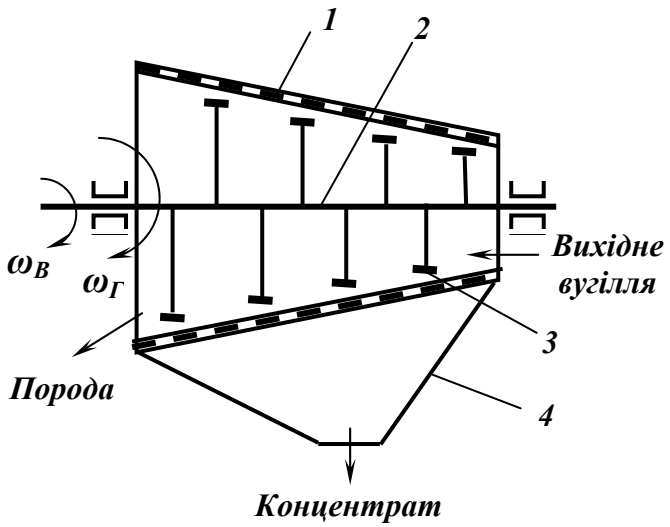


Рис. 9.27 – Схема дробарки ударного дроблення.
1 – конусний грохот; 2 – вал; 3 – молотки.

Дробарка встановлюється горизонтально, а рух матеріалу здійснюється за рахунок нахилу конічної поверхні грохота. Матеріал, зруйнований до крупності меншої розміру отворів просіюючої поверхні грохота, виділяється у підрешітний продукт, який при переробці вугілля вважається концентратом. В надрешітний продукт виділяються грудки породи і побічні предмети (метал, дерево). Розвантаження надрешітного продукту здійснюється на сході з конічного грохота.

Дробарка еластичного дроблення (рис. 9.28) складається з герметичного корпуса ***4***, патрубків завантажувального ***1***, розвантажувальних ***2***, ***7***, ***8*** і повітряного ***5***, нерухомого барабана ***13***, в якому закріплений вал ***11*** з розподільним диском ***3*** і билами ***10*** з молотками ***9***.

Вихідний матеріал (вугілля) надходить на диск ***3***, який розподіляє його по периферійній зоні барабана ***13*** і направляє на сита ***12***. Багаторазовість еластичного дроблення досягається при русі вугілля під дією сили ваги в області обертових бил з молотками. Подрібнене до крупності 2 – 4 мм вугілля виводиться з барабана через сита ***12***.

В кільцевому зазорі між барабаном і корпусом створюється висхідний потік повітря, за допомогою якого тонкодисперсне вугілля (волокнистий фюзен) виводиться з дробарки через патрубки ***2***. Більш міцні різновиди вугілля (вітрен і кларен) розвантажуються через патрубок ***7***. Дюрен – матове вугілля, володіє найбільшою міцністю, менше руйнується і через патрубок ***8*** розвантажується на грохот ***6***, де додатково вилучаються дрібнозернисті вітрен і кларен.

Особливістю дробарок еластичного дроблення є застосування двох різнотипних операцій для виділення різних за крупністю продуктів – повітряної класифікації і грохочення.

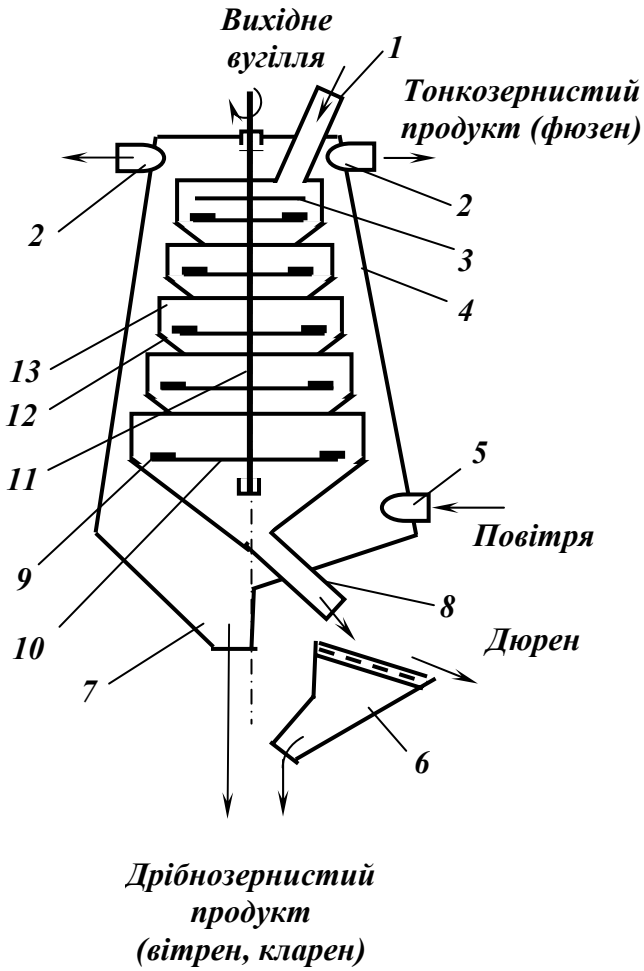


Рис. 9.28 – Схема дробарки еластичного дроблення.
1 – живильний патрубок;
2 – патрубок виводу фюзену;
3 – розподільний диск;
4 – герметичний корпус;
5 – повітряний патрубок;
6 – грохот;
7 – патрубок виводу вітрену і кларену;
8 – патрубок виводу міцних фракцій;
9 – молотки;
10 – обертові била;
11 – вал;
12 – конічні сита;
13 – барабан.

Дробарка напівжорсткого дроблення (рис. 9.29) складається з корпуса ***4***, циліндричного барабанного грохота ***5*** з лопатками ***6***. Грохот на котках ***1*** встановлюється горизонтально. Вихідне вугілля по патрубку ***3*** подають у середину барабана, де за допомогою лопаток **6** воно підіймається і падає з заданої висоти. При цьому більш міцні вміщувальні породи практично не руйнуються, а вугілля, яке має меншу міцність, руйнується, проходить через отвори барабанного грохота і видаляється як збагачений продукт. Рух матеріалу в дробарці здійснюється за рахунок спірального розташування лопаток, при цьому кут нахилу лопаток служить фактором регулювання швидкості руху матеріалу.

Барабанні дробарки напівжорсткого дроблення застосовуються в практиці переробки вугілля. Крім основного призначення барабанні дробарки служать для очищення рядового вугілля від побічних предметів (метал, дерево).

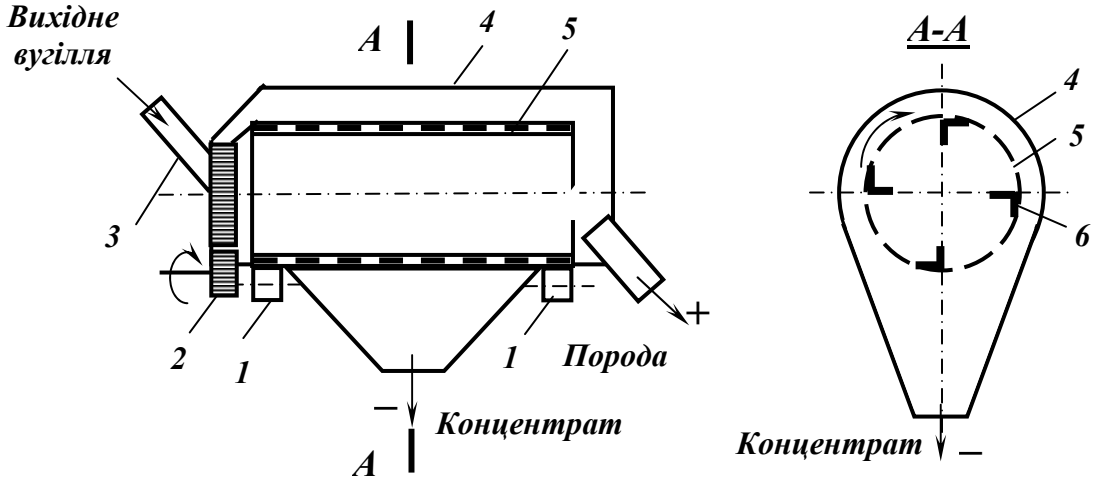


Рис. 9.29 – Схема дробарки напівжорсткого дроблення.
1 – котки; 2 – котки; 3 – завантажувальний патрубок; 4 – корпус;
5 – циліндричний барабанний грохот; 6 – лопатки.

Вибіркове дроблення в барабанних дробарках ефективне тільки при значному розходженні в міцності вугілля і породи, що оцінюється показником вибірковості дроблення компонентів, тобто відношенням ступенів дроблення вугілля і породи. Вважають, що вибірковість дроблення вугілля низька при показнику вибірковості $J = 1 – 1,5$; середня $J = 1,5 – 2,5$; добра $J = 2,5 – 3$; висока $J > 3$.

Вугілля Донбасу за класифікацією ДонВугІ поділяють на три групи:

– вугілля марок Г і Д з малою міцністю має яскраво виражену схильність до вибіркового дроблення;

– вугілля марок П, ПС, К і Ж із середньою міцністю має слабко виражену схильність до вибіркового дроблення;

– антрацити мають найбільшу міцність і слабко виражену схильність до вибіркового дроблення.

Основне призначення барабанних грохотів-дробарок – первинна обробка, в зв’язку з чим вони компонуються у складі поверхневих шахтних комплексів. При використанні грохотів-дробарок застосовують два різновиди технологічних схем – з попереднім грохоченням або без нього.

Компонувальне рішення вузла вибіркового дроблення в поверхневому шахтному комплексі (рис. 9.30). включає приймальний бункер ***1*** невеликої місткості, з якого вугілля живильником ***2*** подається на колосниковий грохот ***3***. Надрешітний продукт грохота направляється у дробарку ***4*** типу ДБ, де й здійснюється вибіркове дроблення. Породу і побічні предмети – металобрухт, дерево – направляють конвеєром ***5*** в бункер ***6*** і автотранспортом видаляють з території шахти. Підрешітні продукти колосникового грохота і дробарки об’єднують і конвеєром *7* направляють в бункер ***8*** і далі – споживачу.

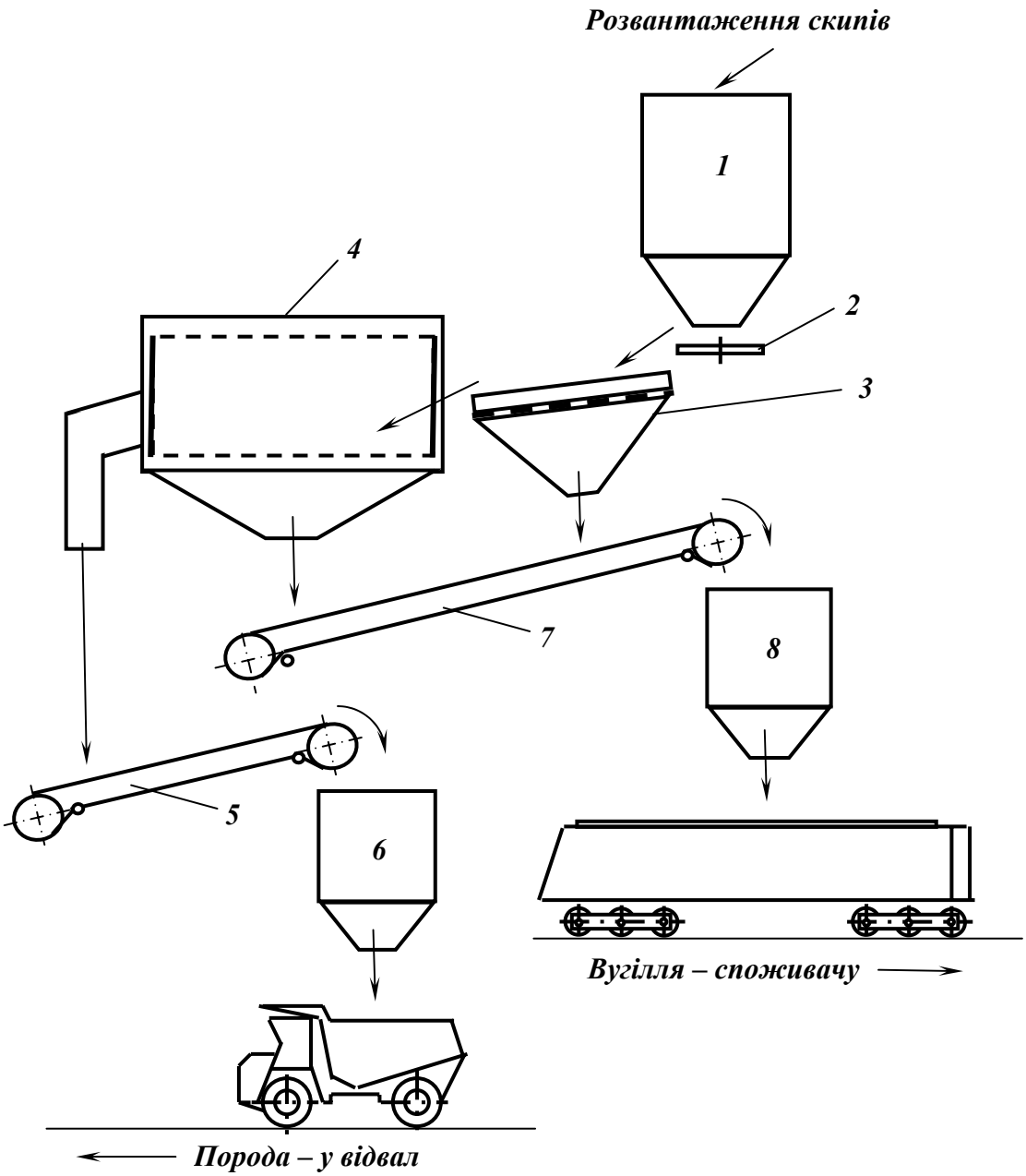


Рис. 9.30 – Схеми поверхневого шахтного комплексу.
1 – приймальний шахтний бункер; 2 – живильник; 3 – колосниковий грохот;
4 – барабанна дробарка; 5, 7 – стрічкові конвеєри; 6, 8 – бункери продуктів переробки.

Введення в технологічні схеми переробки вугілля дробарок вибіркового дроблення дозволило покращити роботу поверхневих комплексів, зменшити можливість забивання жолобів металом і деревом і підвищити якість відвантаженої продукції.

Промислове застосування вибіркове дроблення знайшло при збагаченні вугілля, горючих сланців, будівельних матеріалів та інших неметалічних корисних копалин.

9.5.2. Вибіркове подрібнення

Вибіркове подрібнення, як і вибіркове дроблення, базується на відмінності в міцності компонентів корисної копалини. Вибірковість руйнування компонентів корисної копалини в процесах подрібнення визначається також подрібнювальним обладнанням: млини, що реалізують способи руйнування роздавлюванням і стиранням, забезпечують меншу вибірковість, ніж млини, що реалізують ударний спосіб руйнування [3, 18].

Звичайно подрібнення здійснюється в замкненому циклі з класифікацією (гідравлічною або повітряною). При подрібненні в замкненому циклі з класифікацією ефект вибірковості підсилюється за рахунок багаторазового проходження пісків класифікації через млин. Оскільки при класифікації розділення частинок відбувається не за їхніми розмірами, а за швидкістю падіння, то в піски потрапляють мінерали з більшою густиною, але з крупністю менше заданої. Це явище ще більше підсилює ефект вибіркового подрібнення і приводить до ошламлення корисного мінералу, якщо він має меншу міцність, ніж порода.

У практиці збагачення корисних копалин відомі як використання, так і запобігання вибіркового подрібнення:

– заміна операції класифікації процесом тонкого грохочення, тобто перехід від розділення за швидкістю падіння частинок до розділення за геометричними розмірами;

– заміна операції класифікації збагачувальною операцією (флотацією, магнітною сепарацією), тобто перехід до виділення готових розкритих зерен (безкласифікаційні схеми);

– застосування комбінованих процесів, напр., флотокласифікації;

– виведення з циклу подрібнення крупних збагачених або збіднених класів за допомогою грохочення.

Причинами вибіркового руйнування в процесах подрібнення є відмінності в міцності і твердості компонентів корисної копалини. Відмінності в міцності компонентів виявляються при руйнуванні роздавлюванням і ударом, відмінності в твердості – при руйнуванні стиранням.

Якщо компоненти корисної копалини, які необхідно розділити, розрізняються за міцністю, то подрібнення слід проводити в режимі, близькому до водоспадного. Корисні копалини, які розрізняються за твердістю слід подрібнювати в режимі, близькому до каскадного, з переважанням стираючих зусиль і переважним використанням як подрібнюючого середовища самої руди (в режимі самоподрібнення).

Вибіркове подрібнення може бути використане при збагаченні графітових руд. При подрібненні стиранням графіт концентрується в

тонких класах і виділяється грохоченням. Для дроблених до крупності 2 – 5 мм марганцевих, бокситових, фосфатних, талькових руд вибіркове подрібнення при м'якому стиранні може бути використане як операція попередньої концентрації, яка дозволяє видалити більш міцні вміщувальні породи. Відомі роботи про використання вибіркового подрібнення в схемах переробки руд, що містять алмази, золото, олово, гірничо-хімічну сировину.

Крім того, вибірковість подрібнення забезпечує перехід на більш крупне подрібнення при тому ж розкритті компонентів, що й при тонкому подрібненні. Тому в ряді випадків для розділення продуктів вибіркового подрібнення є доцільним використання операції тонкого грохочення.

У промисловій практиці тонке грохочення сухих і вологих матеріалів здійснюється у повітряному середовищі на вібраційних грохотах. Недоліком тонкого мокрого грохочення є видалення води у підрешітний продукт в початковій зоні грохота, внаслідок чого відбувається грудкування зневодненого продукту і різко знижується ефективність грохочення.

Інтенсифікація процесу мокрого грохочення можлива за допомогою гідравлічних віброгрохотів. При грохоченні у водному середовищі умови процесу більш сприятливі, тому що видалення дріб'язку у підрешітний продукт відбувається з добре розпушеної суміші зерен і сегрегація зерен за крупністю сприяє проникненню дрібних класів у підрешітний продукт.

Для грохочення тонких класів запропонований гідравлічний грохот з «водяною подушкою» (рис. 9.31). Рівномірний розподіл живлення по ширині робочої поверхні грохота здійснюється за допомогою пластини ***2***.

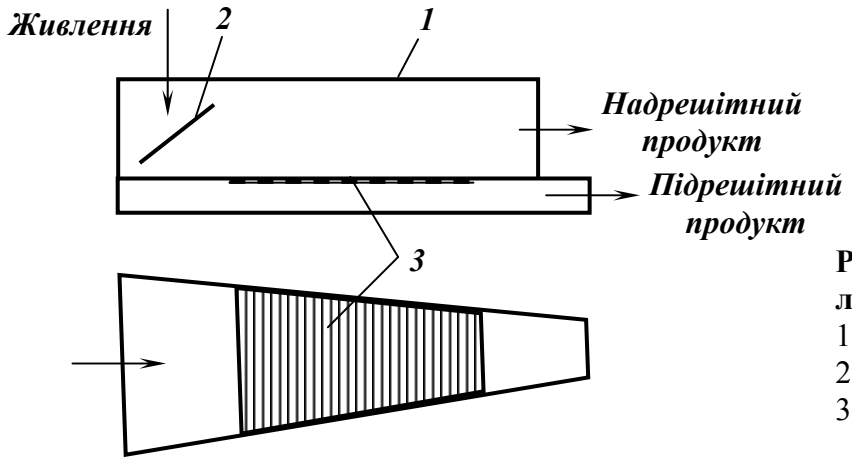


Рис. 9.31 – Схема гідравлічного грохота.
1 – звужений жолоб;
2 – розподільча пластина;
3 – сито.

В середині грохота вбудоване нерухоме сито ***3***, розділення за крупністю здійснюється в рухомому потоці пульпи, при цьому розміри граничного зерна визначаються не тільки розмірами отворів сита, але й якістю постелі, яка утворюється на ситі з надрешітного продукту.

Невеликий простір під ситом грохота не дозволяє надрешітному продукту зневоднюватись. Крім того, застосування звуженого жолоба ***1*** дозволяє розділяти надрешітний продукт ще й за густиною.

9.5.3. Декрипітація

Декрипітація – процес вибіркового розкриття, оснований на здатності окремих мінералів руйнуватися по площинах спайності при нагріванні і наступному швидкому охолодженні або тільки при нагріванні [3, 18].

Процес декрипітаційного руйнування пояснюється наявністю кристалізаційної води, газо-рідинних включень, низькою теплопровідністю деяких мінералів, яскраво вираженою спайністю. Наявність кристалізаційної води і газо-рідинних включень при нагріванні приводить до появи в мінералі значних внутрішніх напружень, що є причиною виникнення тріщин і руйнування мінералів. Неоднорідні теплові властивості компонентів корисної копалини при нагріванні також приводять до появи великої кількості точок внутрішніх напружень. Збільшення внутрішніх напружень досягається різким охолодженням поверхні грудок корисної копалини, що й приводить або до її руйнування, або до ослабленню зв'язку між мінералами.

Мінерали, схильні до декрипітації: альбіт, барит, кальцит, кам'яна сіль, кіаніт, силіманіт, сподумен, флюорит, слюди та ін. Температура розтріскування залежить від взаємного проростання мінералів, для різних мінералів вона різна. Для мінералів названих вище температура розтріскування знаходиться в діапазоні 400 – 1100^{o}C. Різке охолодження корисної копалини у воді підсилює процес руйнування.

Начастіше процес декрипітаційного руйнування використовують при переробці сподуменових руд. В літієвих рудах ряду родовищ цінний компонент представлений ***α***-сподуменом, який при випалі при температурі 1100 – 1200^{o}C переходить в ***β***-сподумен із зміною густини від 3,15 до 2,40 т/м^{3}. При цьому він розсипається в порошок крупністю до 0,15 мм, в той час як породні мінерали (кварц, польовий шпат, слюда) не змінюються.

Схема переробки сподуменової руди наведена на рис. 9.32.

Схема переробки сподуменових руд включає дроблення вихідної руди до 19 мм, виділення відвального продукту (клас 0,2 – 0 мм), випал класу 19 – 02 мм в обертових барабанних печах при температурі 1100 – 1200^{o}C, охолодження руди, наступне обережне подрібнення в кульовому млині з гумовою футеровкою і подальше тонке грохочення.

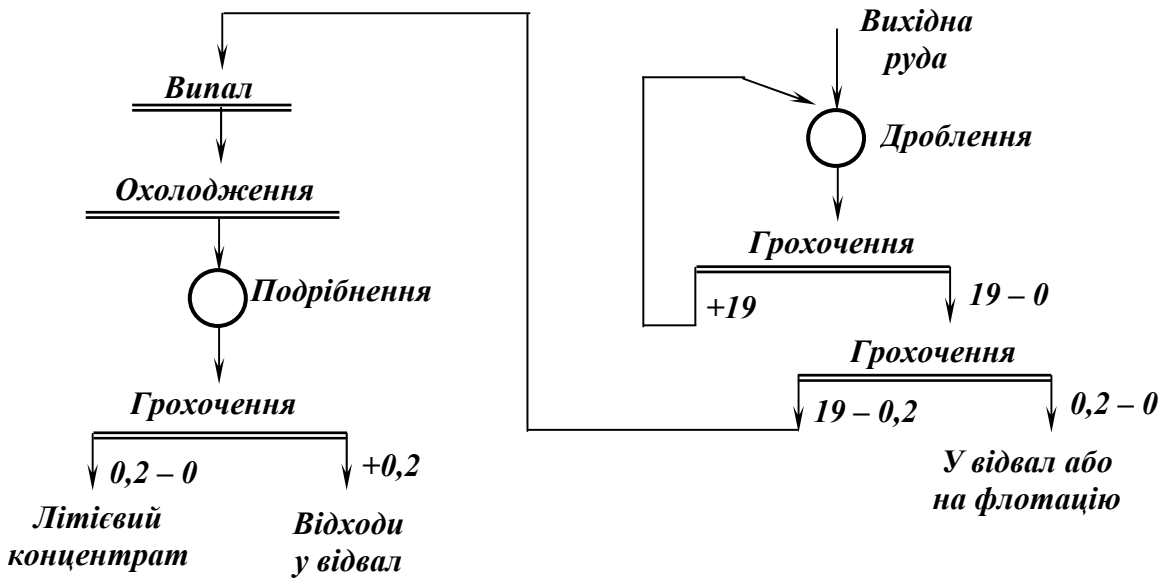


Рис. 9.32 – Технологічна схема збагачення сподуменових руд.

Декрипітаційне руйнування досягається за допомогою трьох самостійних операцій: випалу, охолодження і подрібнення. Крім того, підготовка до декрипітаційного руйнування і наступне виділення вузьких класів крупності вимагають тонкого грохочення, тобто вибірковість процесу визначається багатьма факторами, які витікають з особливостей реалізації кожній з цих операцій.

Крім збагачення сподуменових руд декрипітація може бути застосована також при збагаченні баритових, флюоритових та інших руд.

9.5.4. Термохімічне руйнування

Вибіркове термохімічне руйнування застосовують для руд, порода яких представлена деякими карбонатами, напр., кальцитом, магнезитом, сидеритом, а цінний компонент – термічно стійкими мінералами, напр., пірохлором, флуорапатитом та ін. [3, 18].

Збагачення з вибірковим руйнуванням корисних копалин здійснюють за такою схемою: термічне розкладення, гасіння огарку і наступна класифікація, при якій в тонкий продукт виводяться гідроксиди кальцію, магнію або заліза.

Термічна дисоціація карбонатів здійснюється за реакцією:

$$MeCO_3(\text{т}) \rightarrow MeO(\text{т}) + CO_2(\text{г}),$$

де *Me* – метал; т – тверде; г – газ.

Процес термічної дисоціації протікає з поглинанням тепла і для карбонатів різних металів починається при різних температурах: для

кальциту при температурі 900 – 910°С, для магнезиту – при 670°С, для сидериту – при 400°С.

Гасіння продукту термічного випалу відбувається за реакцією:

$$MeO(т) + H_2O = Me(OH)_2 + Q\ .$$

Операція гасіння протікає з виділенням тепла (Q), при цьому частина води перетворюється в пару, а грудки огарку розсипаються в розпушену масу гідроксиду металу, яка при перемішуванні переходить в тонкодисперсний стан.

Ефективність процесу переведення карбонатів у тонкодисперсний стан визначається такими факторами як крупність матеріалу, що надходить в операцію випалу, температура і тривалість випалу. Крупність руди, що надходить на термічне розкладення, може досягати 70 – 100 мм. Підвищення температури випалу дозволяє зменшити його тривалість, але вона повинна оптимізуватися для кожного класу.

Покращення показників вибіркового руйнування досягають при очищенні поверхні незруйнованих мінералів продукту гасіння за допомогою інтенсивного перемішування, відтирки.

Крім того, термохімічне руйнування вапнякових руд приводить до отримання цінних побічних продуктів – вапняку і вуглекислоти.

В промислових масштабах метод термохімічного руйнування застосовується при переробці карбонатних марганцевих і фосфатних руд.

9.5.5. Руйнування стисненим середовищем

Вибуховий спосіб руйнування полягає в створенні надлишкового тиску в грудках матеріалу, який руйнується, наступної витримки матеріалу під надлишковим тиском і різкого скидання тиску.

При високому тиску газоподібне середовище проникає в пори і тріщини грудок, а потім при різкому скиданні тиску газ розширюється і руйнує грудки матеріалу за рахунок різниці тисків всередині грудки і на її поверхні.

Вибуховий спосіб може бути використаний для руйнування таких матеріалів як вугілля, азбестова руда, пегматитова рідкіснометалічна руда, дерево. Збільшення пористості матеріалу збільшує ефект вибухового руйнування.

Схема пристрою Снайдера для вибухового руйнування наведена на рис. 9.33. Процес руйнування протікає таким чином: вихідний матеріал завантажується в камеру ***1***, в ній створюється заданий тиск повітря (газу),

а через визначений час відкривають швидкодіючий клапан ***2***. У камері ***3*** руйнування при цьому підтримується вакуум.

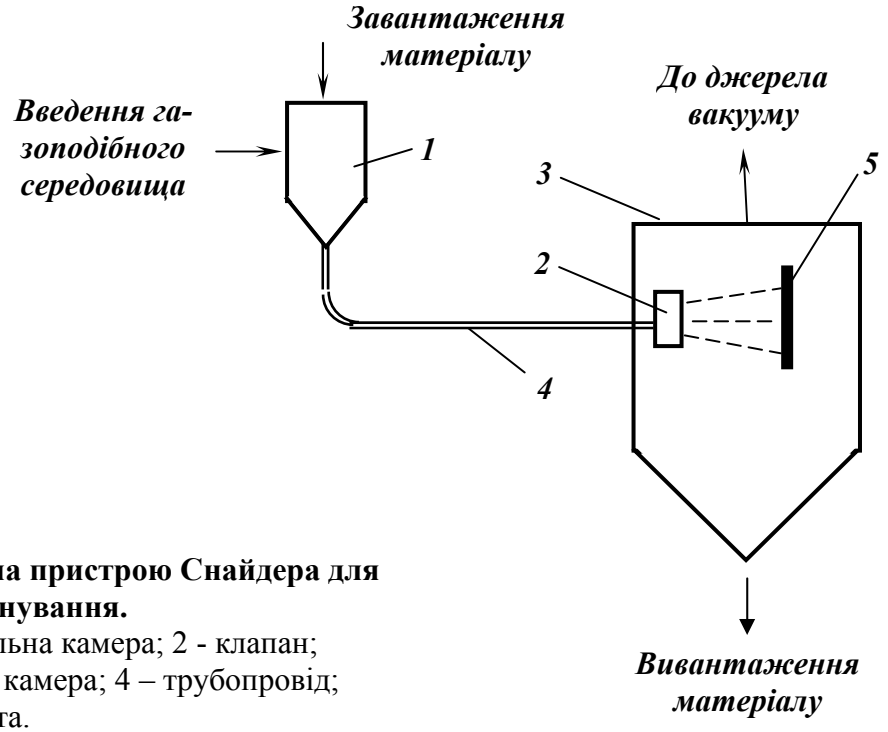


Рис. 9.33 – Схема пристрою Снайдера для вибухового руйнування.
1 – завантажувальна камера; 2 - клапан;
3 – руйнувальна камера; 4 – трубопровід;
5 – відбійна плита.

Матеріал, що руйнується, за рахунок дії різниці тисків в камерах ***1*** і ***3*** розганяється по трубопроводу 4 і на виході з нього ударяється об відбійну плиту ***5***. Зруйнований матеріал вивантажується через затвор в нижній частині камери ***3***. Процес вибухового руйнування в пристрої Снайдера включає чотири стадії:

– створення тиску і витримка матеріалу під тиском;
– рух матеріалу по трубопроводу-соплу;
– скид тиску на вильоті з трубопроводу-сопла;
– удар об відбійну плиту.

В перших двох стадіях забезпечується зниження міцності матеріалу за рахунок адсорбційного ефекту газу в порах, тріщинах і площинах зрощення мінералів, а також за рахунок створення мікротріщин вздовж поверхонь зрощення мінералів. В наступних стадіях відбувається руйнування за рахунок внутрішнього надлишкового тиску газоподібного середовища і внаслідок удару об відбійну плиту. Ступінь дроблення матеріалу за один «постріл» складає від 1,5 до 3.

Процес руйнування за рахунок чистого скидання тиску пари знайшов промислове застосування для вилучення (виколювання) смарагдів з вмісних порід.

9.5.6. Руйнування за допомогою електрогідравлічного удару

При електричному розряді в рідині виділяють три стадії: стримерну, яскравого спалаху і дугового розряду [3, 18].

Стримерна стадія триває від моменту подачі напруги на електроди і до завершення пробою проміжку. На цій стадії має місце ріст декількох стримерів (*стример* — йонізаційний канал у газі, рідині) на шляху найменшого опору між електродами. Закінчується ця стадія коли один з стримерів досягне протилежного електрода або зустрічного стримера. Тривалість стримерної стадії складає декілька мікросекунд.

Стадія яскравого спалаху. Із закінченням стримерної стадії опір робочого проміжку різко падає і відбувається виділення більшої частини енергії, накопиченої в конденсаторі. Щільність струму в каналі розряду на 3 – 4 порядки вище, ніж у період стримерної стадії, і досягає сотень кілоампер. Канал розряду сильно світиться і тому ця стадія отримала назву яскравого спалаху. Збільшення каналу розряду приводить до зниження щільності струму в ньому.

Стадія дугового розряду. При значних потужностях джерела енергії розряд з стадії яскравого спалаху переходить у дуговий, при якому струм підтримується за рахунок термоемісії катоду. Значна енергія, яка виділяється в каналі розряду приводить до нагріву речовини до десятків тисяч градусів, її випаровування та йонізації.

Руйнування при високовольтному розряді рідини здійснюється за рахунок надвисоких гідравлічних ударних хвиль, явища кавітації, ультразвукового випромінювання, резонансних явищ.

При пробої робочого проміжку, тобто на стадії яскравого спалаху, при розширенні каналу розряду створюється ударна хвиля, яка поширюється у вигляді зони стиску з крутим переднім фронтом, з тиском в зоні стиску в декілька ГПа. Швидкість поширення ударної хвилі перевищує швидкість поширення звукових хвиль.

Зі зменшенням струму в розрядному контурі плазма в каналі охолоне і дейонізується, що при попередньому розширенні зони каналу приводить до створення порожнини зниженого тиску і до декількох циклів поширення-стиску, тобто до кавітаційних явищ.

Для дроблення і подрібнення гірських порід і штучних матеріалів Л.О. Юткіним запропоновані електрогідравлічні дробарки. Особливістю цих дробарок для провідних матеріалів є відсутність контакту одного або обох електродів з матеріалом, що дробиться. При знаходженні між електродами провідного матеріалу розряд в робочому проміжку не відбувається, тому що він замикається через провідний матеріал. Внаслідок цього провідні матеріали при дробленні в електрогідравлічних дробарках або сильно розбавляють матеріалом-носієм (непровідником),

або виключають закорочування робочого проміжку в камері матеріалом (провідником), який дробиться.

Схема електрогідравлічної дробарки наведена на рис. 9.34.

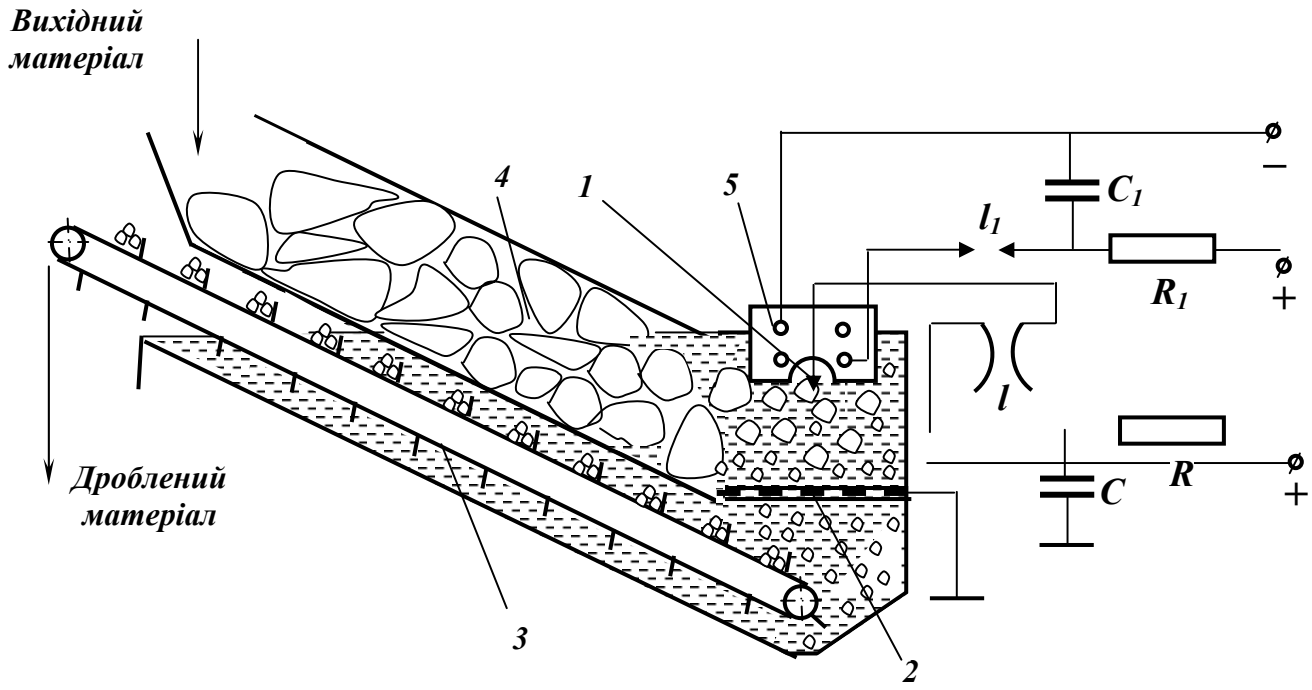


Рис. 9.34 – Схема електрогідравлічної дробарки.
1 – електрод; 2 – решітка-електрод; 3 – розвантажувальний пристрій;
4 – завантажувальний пристрій; 5 – котушка зворотного струму.
R_1, C_1, l_1 – елементи ланцюга завдання частоти розрядів;
R, C, l – елементи ланцюга заряду-розряду

Частота включення робочих електродів 1 і 2 дробарки регулюється параметрами спеціальної розрядного ланцюга R_1C_1 і розрядником l_1. При включенні розрядника l_1 відбувається пробій повітряного проміжку l, створеного з електродів рогоподібної форми, і робочого проміжку. Струм, що протікає по зворотному провіднику, прокладеному поряд з повітряним проміжком, видуває з нього плазму і перериває тим самим процес розряду.

Підсилення ефекту дроблення досягають за рахунок придання кришці дробарки спеціальної форми і футерування її матеріалом, стійким до дії ударної хвилі, в дробарках з «паралельним» розрядом і встановлення відбивача поряд з електродом в дробарках з «перпендикулярним» розрядом. В дробарках з «перпендикулярним» розрядом другим електродом є решітка з провідним матеріалом.

Широке застосування електрогідравлічного ефекту для дроблення гірських порід утруднюється високими втратами електроенергії, малим терміном служби електрообладнання і підвищеною небезпекою при використанні високої напруги.

9.5.7. Зміна розмірів частинок термообробкою

Вибіркова зміна розмірів розділюваних компонентів може здійснюватись не тільки за рахунок селективного руйнування, але й за рахунок селективного збільшення розмірів частинок [3, 18].

Так, при переробці важкозбагачуваних сірчаних руд за флотаційною технологією отримання концентратів високої якості утруднене – багато сірки втрачається з відходами. Для тонковкраплених руд, які потребують для розкриття зростків тонкого подрібнення до крупності – 43 мкм, застосовують комбіновану схему (рис. 9.35), яка дозволяє отримувати чисту сірку.

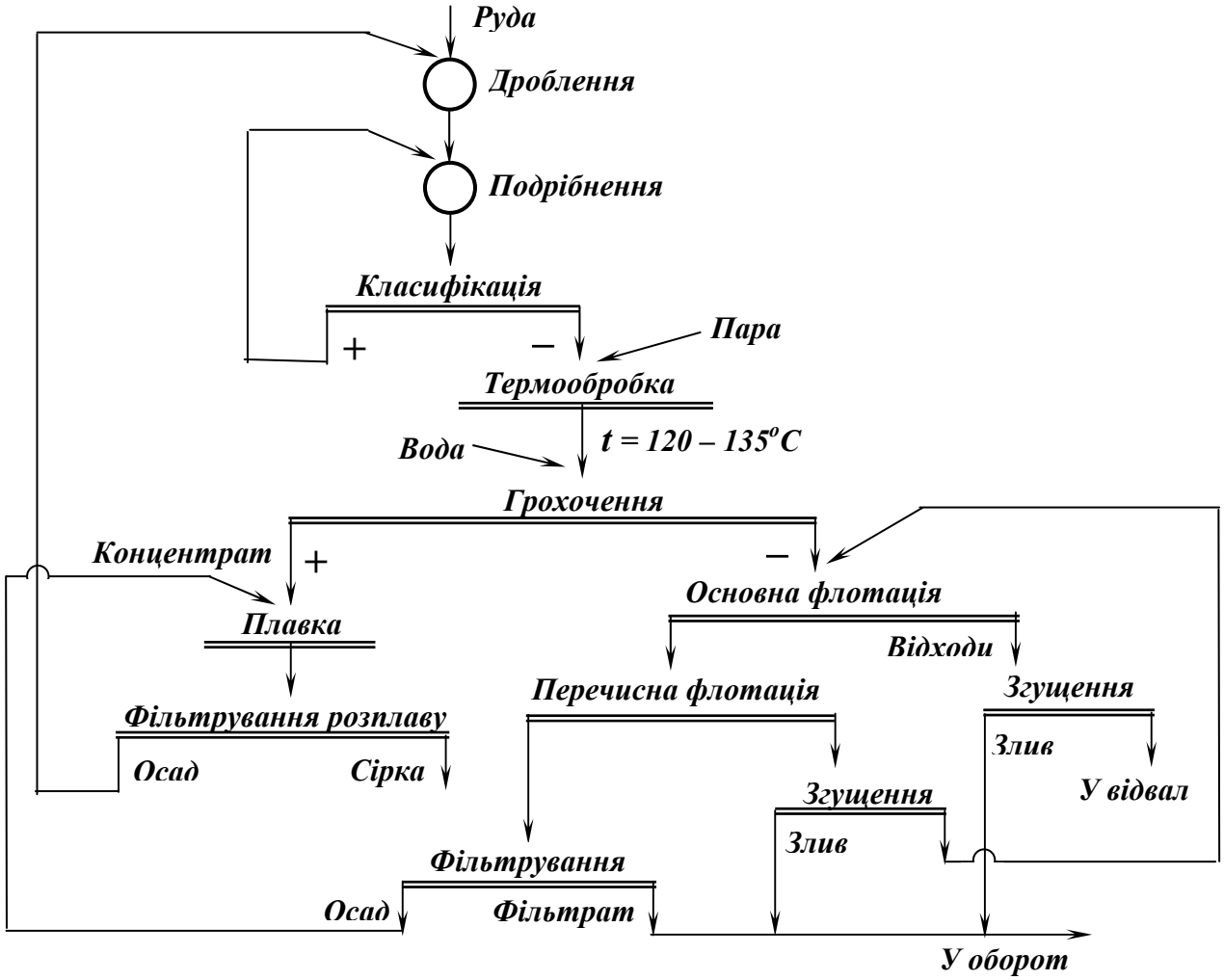


Рис. 9.35 – Комбінована схема переробки тонковкрапленої сірчаної руди.

Для розкриття компонентів із зростків і збільшення розмірів частинок сірки застосовується термообробка, при якій використовується різниця в температурах плавлення сірки і вміщувальних порід. Метод термообробки полягає в нагріванні матеріалу до температури плавлення сірки, створення водної емульсії і наступного її охолодження. Тривалість опера-

ції плавлення визначається крупністю перероблюваного продукту і для концентратів складає приблизно 30 хв. Співвідношення твердої і рідкої фаз для створення водної емульсії визначає можливість коалесценції сірки в більш крупні крапельки і підтримується в межах 40 – 50 % по твердому. Покращення процесу коалесценції сірки досягається при невеликій частоті обертання мішалки. Операція охолодження емульсії здійснюється з обмеженням швидкості охолодження до 2^{o}C/хв. Для виключення декрипітаційного руйнування гранул сірки термообробка продуктів, що містять сірку, дозволяє розкривати зростки практично без зміни їхнього гранулометричного складу і, крім того, сприяє процесу флотації.

9.6. Збагачення на жирових поверхнях

Процес збагачення на жирових поверхнях базується на вибірковій здатності деяких мінералів утримуватися липкими (жировими) поверхнями. При протіканні пульпи по шару жирового покриття гідрофобні частинки прилипають до неї, а гідрофільні зносяться потоком води у видаляються у відходи [3, 18].

У промисловій практиці цей процес застосовується у основному в операціях доводки чорнових алмазних концентратів, які отримують при збагаченні руд корінних і розсипних родовищ. Ефективність жирового процесу залежить від фізико-хімічних властивостей застосованих жирів і поверхні алмазних частинок, механічних і гідродинамічних умов процесу.

Як жирове покриття застосовують суміші, які містять у своєму складі в різних співвідношеннях нафтопродукти, машинні масла, іноді вазелін, парафін та ін., в залежності від властивостей руди і температури води. Жир повинен бути в’язким, пластичним, не розмиватися водою і утримувати частинки, які прилипли. Основним критерієм оцінки механічної міцності жиру служить величина опору зсуву, яка повинна бути в межах 780 – 2940 Па. Товщина жирового покриття складає 7 – 16 мм.

Алмази володіють високою гідрофобністю, однак навіть невеликі кількості різного роду домішок або плівок на поверхні кристалів суттєво змінюють змочуваність, а відповідно, й здатність їхнього прилипання до жирової поверхні. У тих випадках, коли необхідно підвищити гідрофобність алмазів, їх обробляють реагентами-збирачами (автол, нігрол, олеїнова кислота, катіонні збирачі та ін.). Часто перед доводочними операціями здійснюють вибіркове подрібнення для зняття плівок з кристалів алмазів і розкриття зростків.

На жирових поверхнях звичайно збагачують алмази крупністю більше 0,5 мм. Як обладнання для збагачення на жирових поверхнях застосовують жирові столи періодичної і безперервної дії.

Стіл періодичної дії складається з 4 – 8 покритих шаром жиру плит, встановлених каскадно на спільній підвісній рамі, яка може коливатися в горизонтальній площині з амплітудою 6 – 19мм і частотою 170 – 220 хв $^{-1}$. Плити розміром 250 х 900 мм встановлюються довгою стороною перпендикулярно до потоку з нахилом 8 – 18^{o} залежно від крупності збагачуваного матеріалу. Шар жиру з прилиплими до нього частинками періодично видаляється з плит вручну, розігрівається для виділення твердих частинок, після чого охолоджується для вторинного використання.

Стіл безперервної дії (рис. 9.36) складається з нескінченої гумової стрічки ***1*** шириною 1 м, що натягнена між двома барабанами, змонтованими на рамі, яка встановлюється на пружинних опорах. Увесь стіл з рамою здійснює зворотно-поступальний рух в напрямку перпендикулярному руху стрічки. Стрічка у поперечному напрямку нахилена під кутом 12^{o} до горизонту. На передньому кінці стрічки встановлено вібраційний живильник ***2*** жирової маси, а на задньому кінці – шкребок ***3*** для зняття шару жиру з алмазами. Швидкість руху стрічки складає 0,20 – 0,35 м/хв.

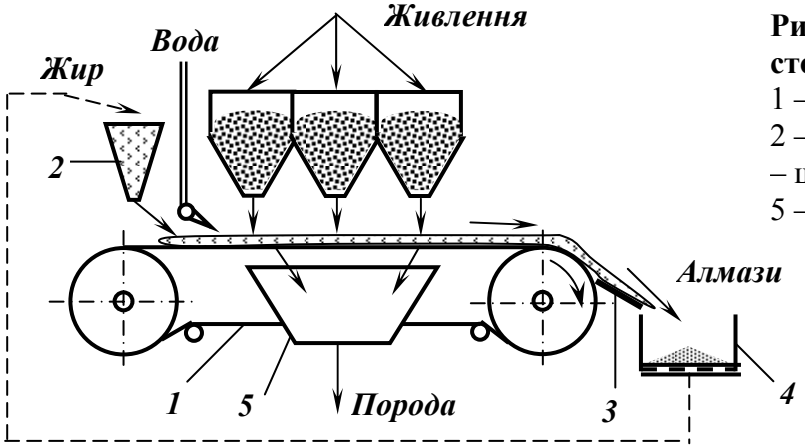


Рис. 9.36 – Схема жирового стола безперервної дії.
1 – гумова стрічка;
2 – живильник жирової маси; 3 – шкребок; 4 – збірник алмазів;
5 – породний лоток.

Пульпа подається зверху і рухається перпендикулярно відносно руху стрічки. Алмази прилипають до жиру і виносяться стрічкою до шкребка. Знятий шкребком шар жиру з алмазами потрапляє на сітку збірника ***4***. Сітка у збірнику підігрівається, тому алмази звільняються від жиру, який повертається у процес, а алмази вилучаються із збірника періодично. Мінерали пустої породи змиваються водою у лоток ***5*** і видаляються у відвал.

Для зменшення об’єму матеріалу, що надходить на жирові столи і підвищення селективності процесу вихідний матеріал направляють на магнітну або електричну сепарацію. На жировий стіл надходять тільки немагнітні (непровідні) фракції, попередньо розкласифіковані по крупності для роздільної обробки кожного класу. Процес збагачення на жирових поверхнях забезпечує високу ступінь вилучення алмазів – до 99,8 %.

Крім алмазів, на жирових поверхнях може збагачуватися золото. У давнину був поширений і описаний Геродотом спосіб вилучення тонко- і

дрібнодисперсного золота з потоків гірських річок за допомогою змащеної жиром шкіри вівці (так зване «золоте руно»). Сьогодні опрацьовані ряд варіантів адгезійних процесів збагачення золота, зокрема на вуглемасляних гранулах-носіях.

9.7. Гідрометалургійні процеси збагачення

Для збагачення комплексних руд і доводки деяких концентратів і промпродуктів поряд з механічними операціями збагачення використовують гідрометалургійні процеси. Гідрометалургійні процеси основані на селективному розчиненні цінних компонентів руди або їх шкідливих домішок водними розчинами хімічних реагентів. Основні операції гідрометалургійного процесу такі: подрібнення вихідного матеріалу до крупності 0,2 – 0,074 мм, вилуговування мінералів, відділення розчину від твердої речовини, розділення і відсаджування корисних металів, сушка і випалювання одержаних концентратів.

Подрібнення руди здійснюється для кращого доступу розчинника до рудних мінералів і прискорення процесу розчинення в результаті збільшення активної поверхні мінералів. Однак, в багатьох випадках необхідність в подрібненні вихідного матеріалу відсутня і ця операція з технологічного процесу виключається. Не завжди також застосовується випал отриманих концентратів [3, 18].

Найважливішою операцією гідрометалургійного процесу є вилуговування мінералів, при якому корисні компоненти переходять у розчин. За характером взаємодії мінералу з розчинником розрізняють просте або фізичне розчинення і хімічне, при якому відбуваються обмінні і окиснювально-відновні процеси з утворенням комплексних сполук.

Прикладом простого вилуговування може служити розчинення кристалів *NaCl* у воді.

При хімічному розчиненні на основі обмінних реакцій відбувається створення легкорозчинних сульфатів, хлоридів, нітратів та інших солей в результаті взаємодії оксидів металів с кислотами, лугами або розчинними солями, наприклад:

$$CuO + H_2SO_4 \rightarrow CuSO_4 + H_2O; \quad (9.17)$$

$$CuSiO_3 \cdot 2H_2O + H_2SO_4 \rightarrow CuSO_4 + H_2SiO_3 + 2H_2O; \quad (9.18)$$

$$CuCO_3 \cdot Cu(OH)_2 + 2H_2SO_4 \rightarrow 2CuSO_4 + CO_2 + 3H_2O; \quad (9.19)$$

$$Fe_2O_3 + 6HCl \rightarrow 2FeCl_3 + 3H_2O; \quad (9.20)$$

$$GeO_2 + 2NaOH \rightarrow Na_2GeO_3 + H_2O; \quad (9.21)$$

$$3CuO + 2FeCl_3 + 3H_2O \rightarrow 3CuCl_2 + 2Fe(OH)_3. \quad (9.22)$$

На основі обмінних реакцій відбувається також розчинення сульфідів в розчинах кислот і солей, вилуговування мінералів вольфраму розчинами соди або їдкого натру і багато інших реакцій при переробці руд і концентратів.

Розчинення з використанням окиснювально-відновлювальних реакцій може відбуватися при окисненні катіона металу до стану вищої валентності, як це має місце, наприклад, при вилуговуванні уранової смолки з руд в присутності окиснювача – піролюзиту:

$$U_3O_8 + 4H_2SO_4 + MnO_2 \rightarrow 3UO_2SO_4 + MnSO_4 + 4H_2O. \qquad (9.23)$$

Прикладом розчинення з утворенням комплексних сполук може бути аміачне вилуговування з руд самородної міді і її оксидів. Розчинниками в цьому випадку є розчини вільного аміаку, амонійних солей і комплексної вуглеамонійної солі оксиду міді. В процесі вилуговування протікають наступні реакції:

$$2Cu + O_2 + nNH_3 \rightarrow 2CuO \cdot nNH_3; \qquad (9.24)$$

$$2Cu + 2CuO \cdot nNH_3 \rightarrow 2Cu_2O \cdot nNH_3; \qquad (9.25)$$

$$CuO + 2NH_4OH + (NH_4)_2CO_3 \rightarrow Cu(NH_3)_4CO_3 + 3H_2O; \qquad (9.26)$$

$$Cu + Cu(NH_3)_4CO_3 \rightarrow Cu_2(NH_3)_4CO_3. \qquad (9.27)$$

Результати вилуговування залежать від речовинного складу руди, температури розчину, концентрації розчинника, тривалості процесу розчинення і т.д.

Для вилуговування мінералів застосовують розчини вуглекислого натрію, вуглекислого амонію, аміаку, ціанистого калію, сірчаної, соляної і азотної кислот та ін. (табл.9.2) Вилуговування може здійснюватись або в результаті просочування через шар руди (купчасте вилуговування), або механічним перемішуванням подрібненої руди з розчинником (чанове або автоклавне вилуговування).

Купчасте вилуговування є найбільш дешевим і застосовується для грудкового матеріалу (3 мм і більше), оскільки при дрібнішому матеріалі швидкість просочування незначна і ефективність вилуговування знижується. Найбільше розповсюдження технологія купчастого вилуговування отримала при переробці мідних, уранових, мідно-цинкових, золотовмісних руд.

Виділяють купчасте вилуговування з відвалів. Об’єм руди у відвалах часто складає сотні тисяч тонн. У відвалах розмір грудок не обмежується, тому при відкритих гірничих роботах максимальний розмір грудки може досягати 1500 мм. Старі відвали при непроникному ложі вилуговують на

місці їх первинного складування. При проникному ложі необхідність зниження втрат робочих розчинів змушує здійснювати складування на спеціально підготовленому майданчику. Перескладовану для купчастого вилуговування руду дроблять і укладають за спеціальними правилами. Висота штабелів і відвалів приймається від 20 до 200 м при ширині 100 – 200 м і довжині 100 – 800 м і більше. Для укладання руди в купи застосовують конвеєрний транспорт, пересувні портальні крани, автотранспорт. Штабелі вирівнюють бульдозерами.

Таблиця 9.2 – Розчинники деяких мінералів

Розчинник	Мінерал
$H_2O + O_2$; HNO_3; H_2SO_4; царська горілка	Самородні метали
Кислоти; луги; царська горілка; гіпохлорид натрію; $FeCl_3$	Сульфіди
Кислоти; HF; NH_4OH; $(NH_4)_2CO_3$; ціанисті солі; Na_2CO_3 з окиснювачем; $NaOH$; KOH; Na_2CO_3	Оксиди і гідроксиди; кварц та інші різновиди кремнезему; тантало-ніобати; баделеїт; куприт; тенорит; аргентит; уранініт; титанати
Кислоти; луги	Силікати; алюмосилікати
Розбавлені кислоти; H_2O	Борати лужних та лужноземельних металів; сульфати лужних металів *Ca, Mg, Fe, Ni, Zn, Cu*
H_2SO_4; луги; H_2O	Хлориди лужних металів і *Mg*; флуорид *Na*

Спосіб зрошення штабелів визначається мінеральним складом руди, її гранулометричним складом, фільтраційними властивостями, розмірами штабеля і кліматичними умовами. Відвали і штабелі зрошують розбризкуванням, шляхом використання зрошувальних канав і нагнітальних свердловин. Зрошення штабелів ведуть доки концентрація компоненту, що вилуговується, не знизиться нижче заданої. Тривалість вилуговування складає декілька місяців.

Наприклад, купчасте вилуговування для вилучення міді з покинутих гірничих виробок і відвалів некондиційних руд, здійснюється розчиненням окиснених мідних мінералів сірчаною кислотою за реакціями:

$$CuSiO_3 \cdot 2H_2O + H_2SO_4 \rightarrow CuSO_4 + H_2SiO_3 + 2H_2O; \qquad (9.28)$$

$$CuCO_3 \cdot Cu(OH)_2 + 2H_2SO_4 \rightarrow 2CuSO_4 + CO_2 + 3H_2O \text{ і т.п.} \qquad (9.29)$$

Схема купчастого вилуговування мідної руди наведена на рис. 9.37.

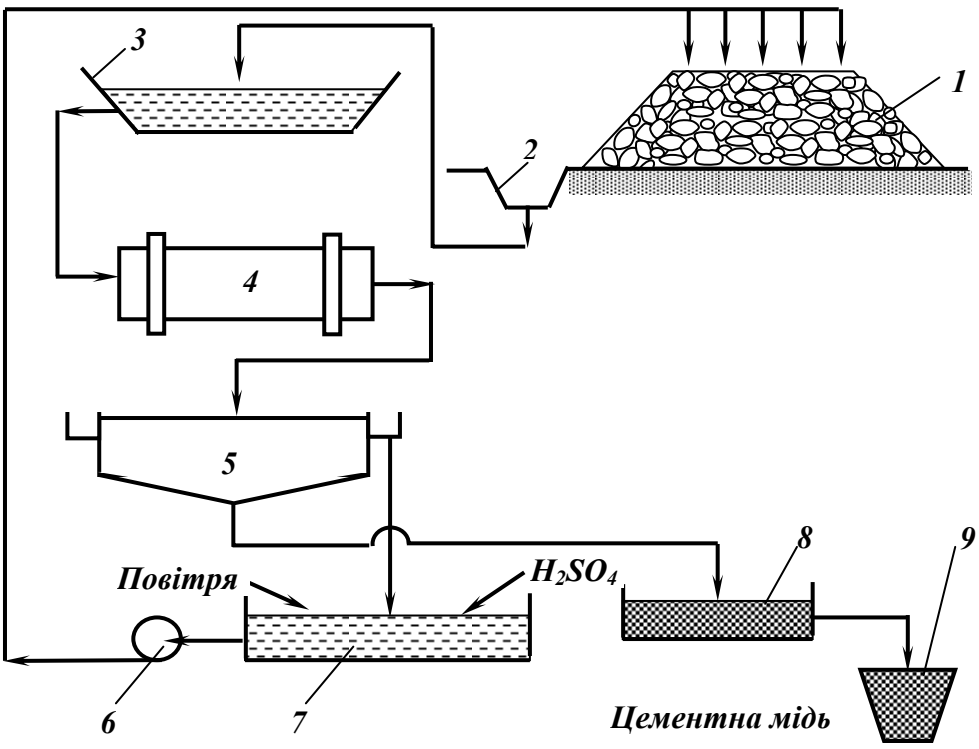


Рис. 9.37 – Схема купчастого вилуговування мідної руди.
1 – відвал; 2 – дренажна канава; 3 – став-відстійник; 4 – цементатор; 5 – згущувач; 6 – насос; 7 – циркулюючі розчини; 8 – площадка для сушки цементної міді; 9 – цементна мідь.

З робочого розчину металічну мідь отримують цементацією в ванні залізною стружкою або скрапом:

$$CuSO_4 + Fe \rightarrow Cu + FeSO_4. \qquad (9.30)$$

Процес розчинення міді значно прискорюється при наявності в розчині деяких мікроорганізмів (бактерій).

Чанове вилуговування застосовується в технології переробки окиснених мідних, уранових, золотовмісних, сильвінітових руд і важкозбагачуваних продуктів.

Чанове вилуговування на відміну від купчастого дозволяє:

– інтенсифікувати процес вилуговування за рахунок збільшення швидкості підводу розчинника до поверхні розчинення і відводу від неї продуктів розчину;

– здійснити фільтрування розчину через руду зверху вниз, знизу вгору, горизонтально;

– інтенсифікувати процес вилуговування за рахунок перемішування руди з розчинником і включення в переробку шламових руд і тонкодисперсних важкозбагачуваних продуктів;

– створення в закритих приміщеннях оптимальних відновлюваних умов для життєдіяльності мікроорганізмів;

– переробляти невеликі об'єми руди, яка вилуговується;

– виконувати збір продуктивних розчинів без утрат.

Розрізняють два процеси чанового вилуговування: перколяційне (без перемішування) і з перемішуванням механічними пристроями і стисненим повітрям. Більш ефективним є процес розчинення в апаратах з перемішуванням, тому в них перероблюють важкозбагачувані, тонкодисперсні матеріали.

При вилуговуванні в чанах без перемішування процес визначається висотою руди в чані, швидкістю омивання поверхні руди розчинником, температурою розчину і руди, проникністю руди. Для чанового вилуговування застосовують бетонні чани місткістю 5 – 10 тис. т (довжина – до 50 м, ширина – до 30 м, глибина – до 5,5 м). На відстані 0,1 – 0,2 м від дна чана створюють псевдодно (решітку), яке служить для відводу розчину. Тривалість повного циклу вилуговування мідних руд складає 8 – 13 діб (завантаження, вилуговування, промивка, вивантаження).

Перколяційний процес вилуговування в чанах без перемішування застосовується в основному для окиснених мідних руд. Для виділення міді з розчинів чанового вилуговування застосовується електроліз, при цьому вилучення міді досягає 90 %.

Чанове вилуговування з механічним перемішуванням пульпи в спеціальних чанах застосовується тільки для подрібненого матеріалу крупністю менше 3 мм. Чановий процес з перемішуванням руди здійснюється в апаратах двох типів: з перемішуванням механічними пристроями (горизонтальними і вертикальними) і з перемішуванням стисненим повітрям (пачуки).

Широке розповсюдження для чанового вилуговування отримали пачуки. В пачуках вилуговують переважно тонкодисперсні продукти (колективні концентрати, подрібнена уранова руда, металоколоїдні руди та ін.). При вилуговуванні в пачуках значне місце займають бактерії. Використання бактерій в чановому процесі пояснюється тим, що процес здійснюється у великих масштабах, а це створює сприятливі умови для забезпечення життєдіяльності бактерій.

Технологічна схема переробки складного свинцевого концентрату з вмістом (%): *Pb* 42,9*; Cu* 2,4*; Zn* 7,7*; Fe* 16,7*;* $S_{заг}$ 29,6, наведена на рис. 9.38.

Автоклавне вилуговування здійснюється під тиском і при перемішуванні гострою парою. На автоклавному вилуговуванні основані процеси отримання глинозему з бокситів, вольфрамату натрію та ін.

Широке впровадження автоклавних процесів обумовлене наступним:

– можливість проведення реакцій при високих температурах і тисках забезпечує різке збільшення швидкості хімічних реакцій, що дозволяє здійснити процеси, які у звичайних умовах протікають дуже повільно;

– герметичність апаратури зменшує втрату реагентів і виключає забруднення навколишнього середовища.

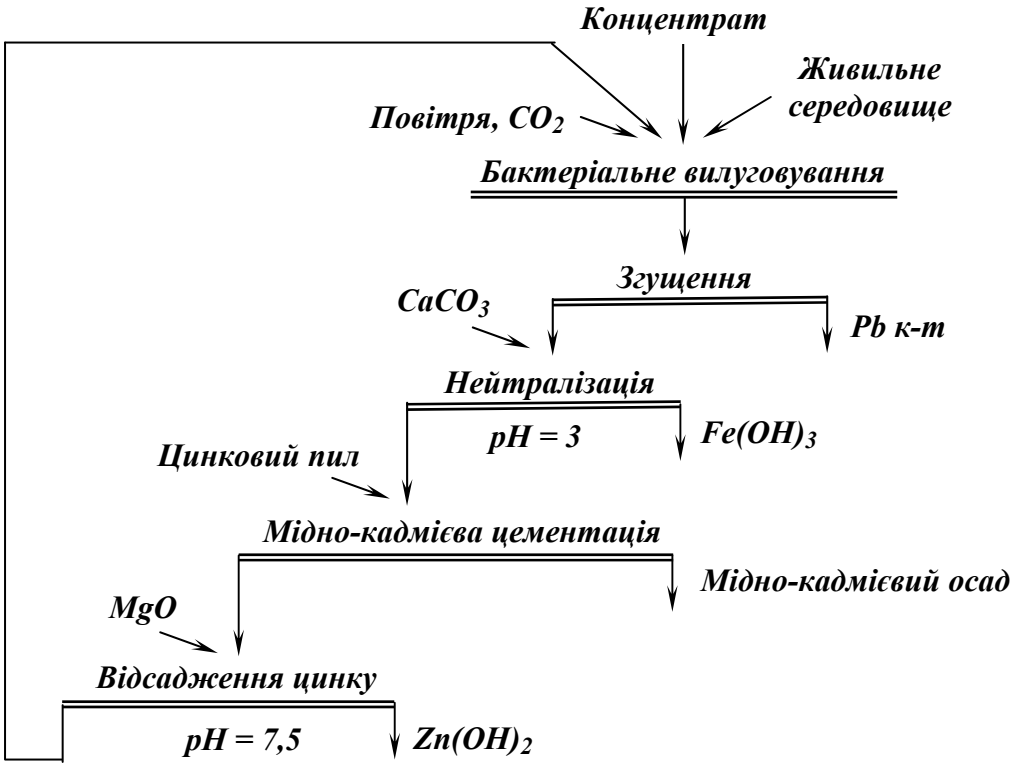


Рис. 9.38 – Технологічна схема доводки складного свинцевого концентрату.

Автоклавне вилуговування протікає за рахунок простого обміну йонами між реагуючими компонентами (напр., розчинення оксидів у кислотах чи лугах або реакції обмінного розкладення солей без зміни валентності) або хімічної взаємодії компонентів з передачею електронів (напр., окиснювально-відновні реакції).

Технологія автоклавного вилуговування при отриманні глинозему включає дві стадії: виробництво глинозему і електролітичне отримання алюмінію з глинозему. Вилуговування бокситів в автоклавах ведуть лужними розчинами із створенням водорозчинних алюмінатів натрію.

Низькосортні боксити не можуть бути використані без попереднього збагачення для виробництва глинозему. Схема вилуговування бокситів наведена на рис. 9.39. Подрібнення бокситів здійснюється до 70 – 75 % класу – 0,061 мм в замкненому циклі з класифікаторами або гідроциклонами. В операцію подрібнення подають оборотний розчин з визначеним співвідношенням Na_2O/Al_2O_3 (каустичний модуль).

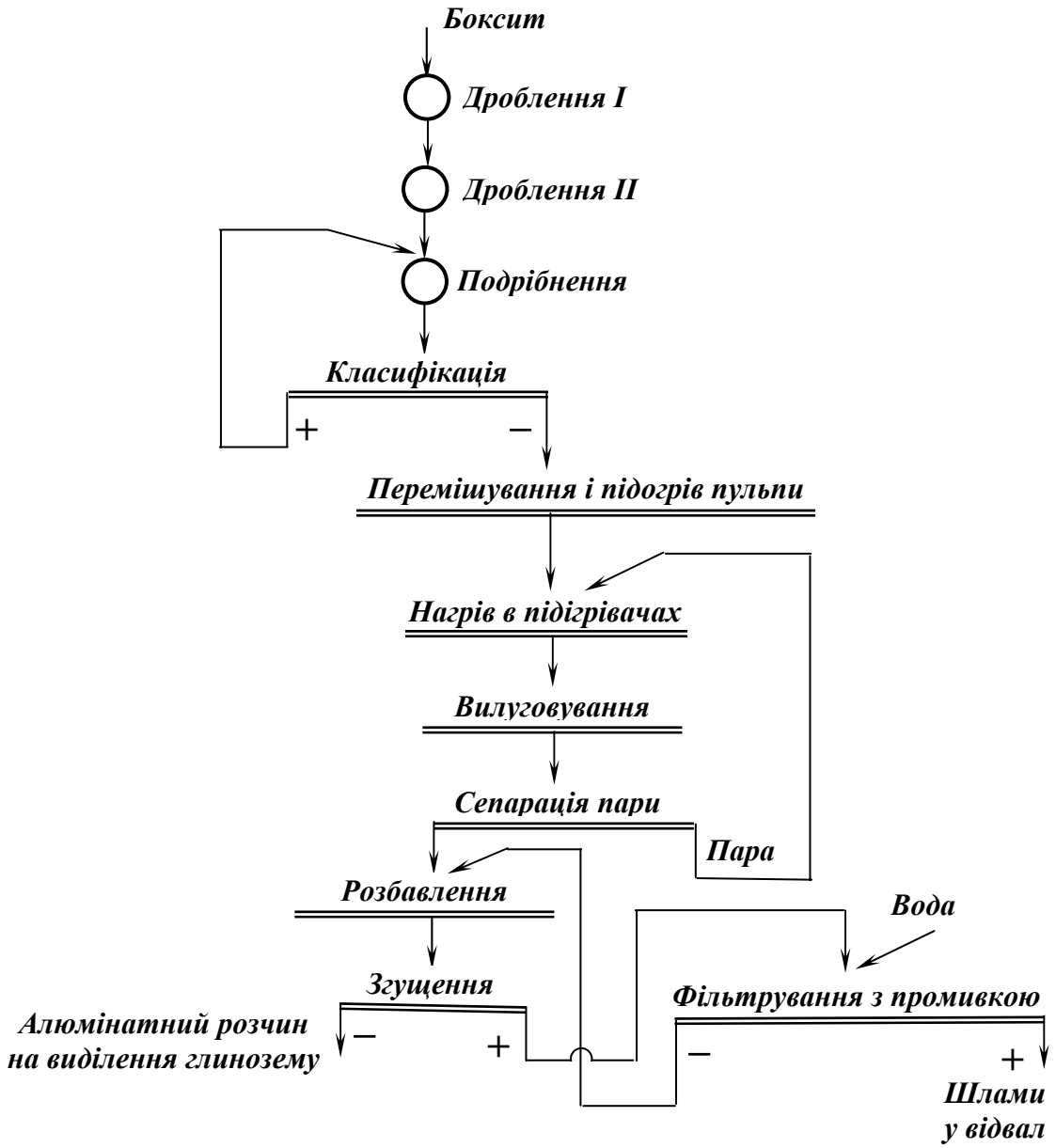


Рис. 9.39 – Технологічна схема вилуговування бокситів.

Подрібнений продукт нагрівають парою і витримують при перемішуванні декілька годин. При цьому частина кремнезему переходить в нерозчинний алюмосилікат. Наступну стадію нагріву проводять в трубчатих нагрівачах (до 140 – 150^{o}C) парою з температурою 160^{o}C. Підігріта пульпа подається у автоклав, де процес вилуговування бокситів закінчується.

Відділення розчину від твердої фази здійснюється згущенням або фільтруванням, після чого виділення металів і їхніх сполук з розчинів може виконуватись різними методами. В технології збагачення золотовмісних, вольфрамових і молібденових руд застосовують екстракційні і сорбційні методи вилучення металів з розчинів.

Методи екстракції основані на тому, що при контактуванні водного розчину, який містить цінний компонент, з нерозчинними в воді органічними рідинами (екстрагентами) певна частина цього компоненту переходить (екстрагується) в органічну рідину. Обробка розчину екстрагентами може здійснюватись неодноразово, в результаті чого досягається високе вилучення корисного компонента. Для екстракції кольорових металів використовують як екстрагенти аміни, нафтенові, фосфорорганічні і сульфокислоти та ін.

Метод сорбційного вилучення металів з розчинів оснований на здатності синтетичних йонообмінних смол і деяких природних і штучних сорбентів поглинати (сорбувати) з розчину, що пропускається через них, йони металу. Сорбція здійснюється послідовним пропусканням розчину через декілька колон, наповнених зернистим сорбентом. Після насичення сорбенту металом, який вилучається, він піддається регенерації пропусканням через нього розчину кислоти, лугу або солі. Метал, що вилучається, переходить в новий розчин, який відрізняється від вихідного розчину більшою концентрацією цього металу і меншим вмістом шкідливих домішок. Найбільш розповсюдженими сорбентами є силікагель, активоване вугілля, оксид алюмінію та ін.

Остаточне виділення металів з отриманих екстракційним і сорбційним методами розчинів здійснюється осадженням, фільтрацією, випарюванням і т.д.

Таким чином, гідрометалургійні процеси можуть бути застосовані як для доводки некондиційних концентратів, так і для переробки низькосортних проміжних продуктів збагачення і бідних шламів.

Комбіновані схеми збагачення, які включають хімічні процеси, застосовують в технології виробництва алюмінію, при переробці золотовмісних руд, руд молібдену, свинцю, ніобію і інших металів.

Залучення в переробку все більш бідних руд і необхідність комплексного використання усіх корисних компонентів руд визначає перспективу широкого впровадження хімічних процесів в практику збагачення різних корисних копалин.

Підземне вилуговування – сучасна геотехнологія, спосіб розробки рудних родовищ вибірковим переведенням корисних копалин в рідку фазу в надрах з подальшою переробкою розчинів, що містять метали.

Промислове освоєння підземного вилуговування мідних руд було здійснено в США ще у 1919 р. Сьогодні цей спосіб активно впроваджується – його застосовують для видобутку урану, міді, а також промислово-експериментально - титану, ванадію, марганцю, заліза, кобальту, нікелю, цинку, селену, молібдену, золота та ін. Підземне вилуговування дозволяє обробляти бідні руди, переробка яких традиційними способами нерентабе-

льна. За режимом руху реагенту виділяють три гідродинамічні схеми процесу: фільтраційну, інфільтраційну і пульсаційно-статичну (можлива їх комбінація). Сучасне підприємство складається з видобувного, трубопровідного комплексів і терміналу переробки розчину. Принципова технологічна схема ланцюга апаратів підприємства не залежить від системи розробки. У залежності від способу розкриття покладів виділяють свердловинні, шахтні, комбіновані системи підземного вилуговування.

Прикладом активного впровадження технології є Чилі, де активно зростає виробництво екстракційної міді (технологія SX/EW. У різних регіонах країни працює понад 20 установок SX-EW. Найбільші з них (в дужках річна потужність, тис. т.: Ель-Абра (225), Чукікамата (190), Радоміро-Томік (150). На рудниках Салдівар, Ескондіда і Серро-Колорадо потужності установок становить 100 і більше тис. тонн. За технологією SX/EW на початку XXI ст. виробляють ~20% всієї катодної міді у світі.

9.8. Спеціальні методи збагачення і зневоднення вугільних шламів

Зневоднення вугільних шламів, зокрема селективною масляною агрегацією, селективною флокуляцією водорозчинними полімерами і латексами, електролітною коагуляцією

9.8.1. Технологія селективної масляної агрегації тонкодисперсного вугілля

До нетрадиційних методів збагачення шламів, але добре вивчених у лабораторних, стендових, полігонних та дослідно-промислових умовах, належить клас фізико-хімічних методів, які відомі в Україні під назвою масляної грануляції й агломерації. Вони застосовуються для збагачення, зневоднення та облагороджування корисних копалин, зокрема вугілля. При цьому діапазон зольності вихідного вугілля широкий – від 10 – 15 до 60 – 75 %, а процес вирізняється високим самовирівнюванням, що забезпечує стабільні характеристики концентрату при коливанні характеристик збагачуваного вугілля в широких межах [14].

Розрізняють масляну грануляцію (зерна до 3 – 5 мм, витрати реагенту – від 8 – 10 до 40 – 50 мас. %) і агломерацію (полідисперсний матеріал 0 – 3(5) мм, витрати реагенту складають 2 – 7 мас. %). Як реагент застосовують різні нафтопродукти, кам’яновугільні смоли, вторинні масла. Гранулят являє собою моно- або полідисперсний продукт крупністю від 0,5 – 0,7 до 7 – 10 мм. Агломерат – частково згранульований полідисперсний матеріал крупністю від 0,2 – 0,3 мм і більше.

У загальному випадку суть методу полягає у вибірковій агрегації гідрофобних вугільних частинок у водовугільній гідросуміші аполярним вуглеводневим зв'язуючим (маслом) у відносно міцні вуглемасляні агрегати (агломерати, гранули). При цьому гідрофільні мінеральні частинки, які не змочуються маслом, залишаються у водній фазі гідросуміші в диспергованому стані.

Найбільш відомими закордонними технологіями масляної грануляції (агломерації) тонкодисперсного вугілля є Трент-процес; процеси CFRI (Індія); NRCC (Канада); метод фірми «Шелл»; метод BHP (Австралія); процес ВУХИНа (Росія) та ін. В Україні широкі дослідження з масляної грануляції (агломерації) вугілля проведені в Донецькому національному технічному університеті. Ці процеси дають можливість високоефективного збагачення тонкодисперсного вугілля (практично до 0 мм).

Масляна грануляція – складний багатоетапний процес, протікання якого можливе за двома принципово різними механізмами – «амальгамним» і «коалесцентним». У першому випадку при перемішуванні водовугільної суспензії зі зв'язуючим у турбулентному режимі мають місце такі субпроцеси: наповнення плівки зв'язуючого органічною масою з утворенням вугіллянаповненої «амальгами»; руйнування останньої на первинні агрегати; обкатування агрегатів до утворення вуглемасляних гранул переважно сферичної форми. Ефективність процесу грануляції в цілому багато в чому визначається умовами утворення і руйнування вуглемасляної «амальгами». Ця ефективність максимальна при досягненні граничного насичення об'ємної вуглеводневої плівки вугільними фракціями. При подальшому перемішуванні гідросуміші вугленаповнена «амальгама» втрачає свої тиксотропні властивості та руйнується, утворюючи локальні вугільномасляні структури. Досягнення граничного насичення «амальгами» забезпечується відповідним технологічним режимом процесу (числом *Re, pH* середовища, підбором та співвідношенням пар «вугілля-зв'язуюче», питомими витратами реагенту-зв'язуючого, густиною гідросуміші тощо). Механізм «амальгамного» гранулоутворення реалізується при масляній грануляції вугілля в суспензіях (гідросумішах) високої густини (300 – 500 кг/м^3), при витратах зв'язуючого більше 15 – 20 % на суху масу вугілля крупністю 0 – 1(2) мм.

«Коалесцентний» механізм гранулоутворення включає диспергування зв'язуючого в турбулентному потоці суспензії з виникненням емульсії (найчастіше грубодисперсної); обмаслення вугільних частинок при їхній взаємодії з краплями зв'язуючого; виникнення первинних структур за рахунок аутогезійного злипання обмаслених вугільних зерен; формування гранул за рахунок ущільнення та обкатування первинних структур; вто-

ринну агрегацію гранул. Цей механізм агрегатування спостерігається при концентрації суспензії 100 – 300 кг/м^3 та витратах зв'язуючого менше 10 – 15 % на суху масу вугілля.

Гранулоутворювальними при масляній грануляції (агломерації) є сили капілярного зчеплення, поверхневого натягу, когезія зв'язуючого, адгезійні сили різної природи на межі «вугілля-зв'язуюче».

Процес масляної грануляції забезпечує збагачення та зневоднення вугільних фракцій крупністю 0 – 0,5 (1) мм. При цьому одна з найважливіших переваг масляної грануляції (агломерації) полягає в можливості ефективної переробки вугільних фракцій крупністю 0-100 мкм. Результати, які при цьому досягаються (з селективності розділення, вологості концентратів), перевищують технологічні показники традиційних технологій (флотація, важкосередовищна сепарація).

Серйозним недоліком, який стримує впровадження технології масляної грануляції, є високі питомі витрати зв'язуючого вуглеводневого реагенту (від 10 – 15 % до 25 – 30 % на суху масу вихідного вугілля), яким слугують дефіцитні в Україні вуглеводні нафтового походження – мазут, пічне та дизельне паливо, нафтовий пек і т.п. Крім того, застосування великої кількості зв'язуючого неминуче призводить до їхньої часткової втрати як з відходами грануляції, так і з водною фазою суспензії, що, у свою чергу, створює проблему забруднення вуглеводнями довкілля.

Дослідження динаміки процесу масляної грануляції показують, що швидкість гранулоутворення значною мірою визначається густиною вихідної суспензії. Можна говорити про існування взаємопов'язаного впливу на процес гранулоутворення як густини вихідної суспензії, так і зольності її твердої фази. Кожному значенню зольності вугілля відповідає певне значення густини суспензії, при якому забезпечується максимальна швидкість процесу гранулоутворення. При цьому збільшення зольності твердої фази суспензії вимагає пропорційного зменшення густини водовугільної суспензії. Наприклад, при зольності вихідного 15 – 25 % оптимальний вміст твердого в суспензії знаходиться в межах 450 – 380 кг/м^3, а при зольності 45 – 55 % – у межах 250 – 150 кг/м^3.

Ряд вуглевмісних продуктів збагачувальних фабрик – відходи флотації, фугати центрифуг, шламові води – характеризуються низьким вмістом твердої фази (менше 40 – 50 кг/м^3) зольністю до 50 – 70 %. Очевидно, масляна грануляція таких продуктів здійснюватиметься в режимах, далеких від оптимальних. Як показують дослідження, при вмісті твердого в суспензії нижче 100-150 кг/м^3 технологічні показники масляної грануляції високозольного вугілля різко падають, що проявляється в зниженні швидкості гранулоутворення, селективності розділення, збільшенні втрат зв'язуючого з відходами грануляції. Встановлено, що в інтервалі густин 50 – 300 кг/м^3 тривалість гранично можливого вилучення вугільних фрак-

ції у концентрат обернено пропорційна густині й складає 300 та 180 с. За даними В. П. Шилаєва, при вмісті твердого в суспензії менше 100 г/л результати грануляції різко погіршуються, а втрати зв'язуючого зростають у 7 – 8 разів.

Наші дослідження закономірностей масляної грануляції високозольного вугілля з суспензій малої густини показують, що залежність крупності гранул від тривалості агітації пульпи має нелінійний характер. На першому етапі вибіркове агрегатування маслом вугільних частинок у мікрофлокули крупністю 0,2 – 0,3 мм протікає порівняно швидко. Потім наступає тривалий латентний період відсутності помітних змін крупності агрегатів. Лише після тривалого (30 – 40 хв.) турбулентного перемішування відбувається різке лавиноподібне збільшення мікрофлокул. У подальшому крупність гранул стабілізується. Кінетика процесу визначається головним чином тривалістю латентного періоду, частка якого в сумарній тривалості грануляції досягає 70 – 75 %.

Дослідження закономірностей вилучення вугільних фракцій у гранульований продукт при масляній грануляції за «коалесцентним» механізмом показує, що максимальне вилучення досягається вже на стадії утворення мікрофлокул, тобто протягом 1 – 2 хвилин турбулентного перемішування. При цьому мінімальна кількість зв'язуючого, необхідна для селективного розділення, складає не більше 1 – 3 % від сухої маси твердого у вихідному живленні. Сумарні витрати зв’язуючого (мазуту), які забезпечують крупність гранул 1 – 1,5 мм при грануляції вихідного вугілля крупністю ≤ 100 мкм, можуть бути знайдені за емпіричною формулою:

$$Q = 0{,}3 \cdot (100 - A_u^d), \qquad (9.31)$$

де Q – витрати зв’язуючого на суху масу вихідного вугілля, %; A_u^d – зольність вихідного матеріалу, %.

Як видно з формули (9.31), при зольності вихідного шламу 50 – 60 % сумарні витрати зв’язуючого складають 12 – 15 %. Отже, основні витрати зв’язуючого в процесі масляної грануляції обумовлюються не стільки ефективністю вилучення вугільних фракцій, скільки необхідністю зв’язування флокул у гранули відповідної (параметрам процесу та вихідного матеріалу) крупності на кінцевій стадії процесу. Основна маса зв'язуючого реагенту, заповнюючи поровий простір у структурі гранул, забезпечує збереження цієї структури за рахунок капілярних сил зчеплення та когезії зв’язуючого.

Таким чином, процес масляної грануляції (агломерації) тонкодисперсного високозольного вугілля з суспензій малої густини має ряд специфічних особливостей. Вони проявляються в двоступеневому характері кривих кінетики гранулоутворення, суттєвому збільшенні (у 3 – 6 разів)

тривалості агітації пульпи за рахунок латентного періоду, зниженні технологічних показників процесу в результаті неефективності його оптимізації за фактором густини суспензії, збільшенні втрат зв'язуючого з відходами грануляції. Вказані недоліки обмежують можливості використання технологій масляної грануляції та агломерації для збагачення та зневоднення цілого ряду продуктів – відходів флотації вугілля, фугатів центрифуг, шламових вод, які характеризуються низьким вмістом у суспензії тонкодисперсної та високозольної твердої фази.

У зв'язку з наведеним великий інтерес являють собою різновиди технологій селективної флокуляції тонкодисперсних фракцій вугілля з використанням масел як флокулянтів.

Суть вітчизняного методу селективної масляної флокуляції «ОВЗУМС» полягає у високошвидкісній агрегації вугільних частинок у мікрофлокули (0,2 – 0,3 мм) протягом 0,5 – 3 хвилин турбулентного перемішування водовугільної суспензії з масляним реагентом. Відокремлення зфлокульованого продукту може здійснюватися або за рахунок аероефекту в камері флотомашини, або у відцентровому полі відсаджувальної центрифуги. Можливим є поєднання масляної селекції з подальшою грануляцією зфлокульованого продукту за рахунок додаткової порції масла-зв'язуючого в кількості 10 – 15 % від маси твердого. Технологія вирізняється низькими витратами флокулянта-масла (0,5 – 2 %) та високою селективністю розділення. Сфера її застосування – збагачення та зневоднення вугілля, переважно високозольного (до 50 – 70 %), тонкодисперсного (50 – 70 мкм та менше) вугільного шламу із суспензій малої густини (1-10 мас. % твердого), які належать до важкозбагачуваних.

Аналоги процесу ОВЗУМС розроблені в дослідницьких центрах Німеччини, Великобританії, США, Канади, Японії та інших країн. Деякі різновиди процесів «Конвертоль», «Оліфлок», NRCC мають відносно невеликі витрати зв'язуючої речовини (до 5 %) і за своїми ознаками можуть вважатися прототипами селективної масляної флокуляції.

Технологічний комплекс зі збагачення та зневоднення вугільних шламів масляною селекцією показано на рис. 9.40. Шламові води фабрики надходять у радіальний згущувач ***1***, де відбувається процес прояснення водної фази і згущення осаду без додавання флокулянта. Прояснена вода є оборотною. Осад насоса ***2*** спрямовувався на селективну флокуляцію. У вихідну пульпу вводять за допомогою насосів-дозаторів регулятор середовища (ємність ***5***) та флокулянт (ємність ***6***). Завантаження апаратів-агітаторів пульпи здійснювалося знизу. Крутильний момент на валу ***3*** передавався від індивідуальних енергоприводів ***4*** ремінною передачею. Продукт масляної флокуляції зневоднюють на центрифузі *7*. Концентрат (кек) змішують з відсівом, а відходи (фугат) спрямовують в радіальний згущувач ***8***. Згущені відходи зневоднюють на фільтр-пресі ***10***. При цьому

прояснення відходів (фугату) здійснюють без застосування флокулянтів, оскільки вони мають достатню коагуляційну здатність.

Режимні параметри процесу, рекомендовані за результатами дослідно-промислових випробувань: швидкість імпелерів – до 20 м/с, вміст твердого в пульпі – 300 – 400 г/л, зольність вихідного продукту – 43 – 55 %, витрати флокулянта (масло обмаслювання шихти) – 1 – 1,5 мас. %, витрати лугу (*NaOH*) – 0,01 – 0,02 мас. %. При цьому в умовах УЗФ "Росія" продуктивність по твердому складала 30 – 40 т/год, по пульпі – до 100 м^3/год, осад центрифуги мав зольність 18 – 23 %, відходи (тверда фаза фугату) зольністю до 75 – 76 %. Разом із тим, було виявлено, що вміст масел у фугаті досягає 30 – 50 мг/л, що вимагає додаткової його очистки, наприклад, флотацією. Важливою особливістю застосовуваної схеми є те, що відсажувальна центрифуга являє собою не тільки зневоднювальний, але й збагачувальний апарат, що забезпечує селективне розділення флокульованого продукту і породи.

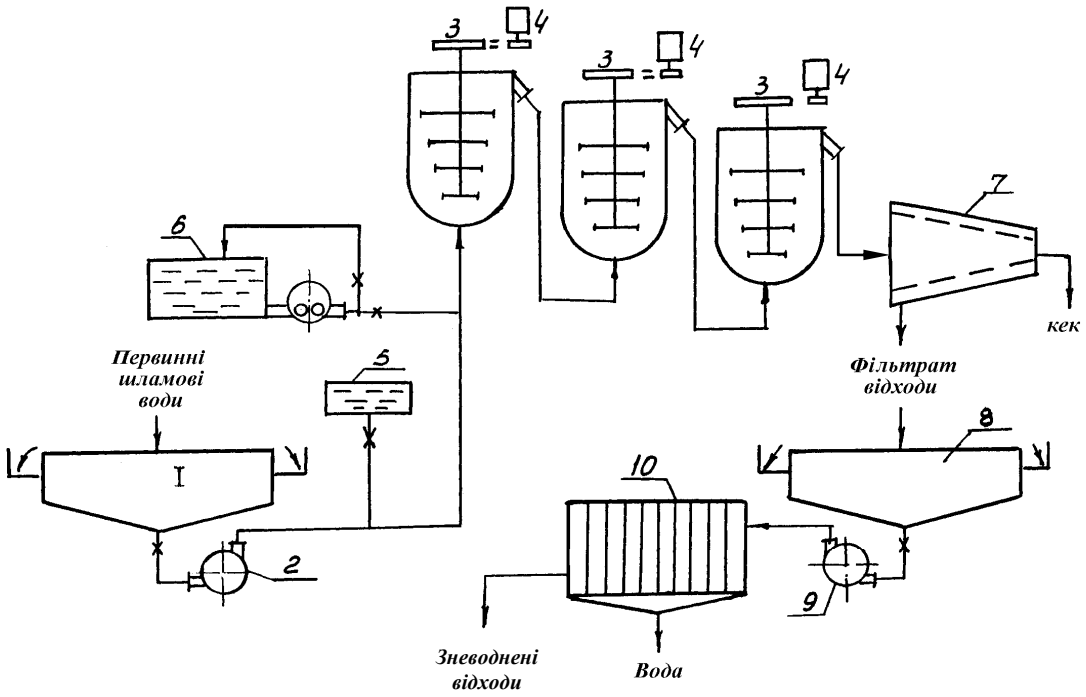


Рис. 9.40 – Промислова установка збагачення енергетичних шламів селективною флокуляцією на ЦЗФ «Росія»:
1, 8 – радіальний згущувач; 2, 9 – шламовий насос; 3 – апарат флокуляції; 4 – привод; 5 – збірник регулятора середовища; 6 – збірник флокулянта; 7 – відсаджувальна центрифуга; 10 – фільтр-прес.

Таким чином, процес селективної флокуляції маслами є високоефективним і може бути застосований для збагачення і перезбагачення вугільних шламів з великим вмістом тонких класів (менше 100-200 мкм).

9.8.2. Селективна флокуляція вугільних шламів синтетичними латексами

Як селективні флокулянти можуть застосовуватися гідрофобні (нерозчинні у воді) полімери, які залежно від молекулярної маси можна умовно поділити на низько- (10^3 – 10^5) та високомолекулярні. Гідрофобні полімерні флокулянти забезпечують вибіркову агрегацію вугільних частинок за місточковим механізмом.

Серед гідрофобних полімерних сполук найбільш перспективними селективними флокулянтами є синтетичні латекси, які являють собою водні дисперсії каучукових частинок (глобул) колоїдних розмірів, стабілізовані різними емульгаторами (найчастіше йоногенними ПАР аніонного типу). Латекси є типовими представниками ліофобних колоїдних систем, дисперсна фаза яких має яскраво виражені гідрофобні властивості, обумовлені, у свою чергу, аполярним характером структурних мономерних ланок. Каучукові глобули, які виникають у процесі емульсійної полімеризації, мають крупність у межах 0,08 – 0,3 мкм, високу агрегативну стійкість і є майже нерозчинними у воді. Висока поверхнева активність, обумовлена колоїдним характером полімеру, а також його гідрофобність є передумовою ефективної вибіркової взаємодії латексних систем із природно гідрофобною вугільною фазою.

В Україні розроблені основи технології селективної флокуляції вугілля латексами. Апробація технології здійснювалася в умовах вуглепідготовчих цехів коксохімічних заводів та вуглезбагачувальних фабрик Донбасу. Встановлено, використання латексу (при витратах 0,24 кг/т шламу) дозволяє значно підвищити швидкість (на 50 %) флотації та її селективність. При зольності вихідного шламу 21,8 % концентрат флотації має зольність 11,1 %, а відходи – 81,8 %. Застосування латексу суттєво підвищує ефективність процесу вакуумної фільтрації пінного продукту – продуктивність вакуум-фільтрів зростає на 30 % за рахунок агрегації тонких вугільних зерен.

Випробування показали, що при витратах латексу 150 – 300 г/т досягається достатньо висока селективність розділення тонкодисперсного вугілля. Флокуляційно-флотаційний спосіб збагачення шламів фабрики реалізовано з використанням як флокулянта латексу БС-30Ф. При переробці вугільних шламів зольністю 15,9 % та витратах флокулянта 150 г/т вихід флотоконцентрату зростає на 6,1 %, швидкість флотації – на 40 %, продуктивність вакуум-фільтрів – на 30 %. Схема дослідно-промислової апробації технології селективної флокуляції вугілля синтетичним латексом в умовах ЦЗФ «Чумаківська» показана на рис. 9.41.

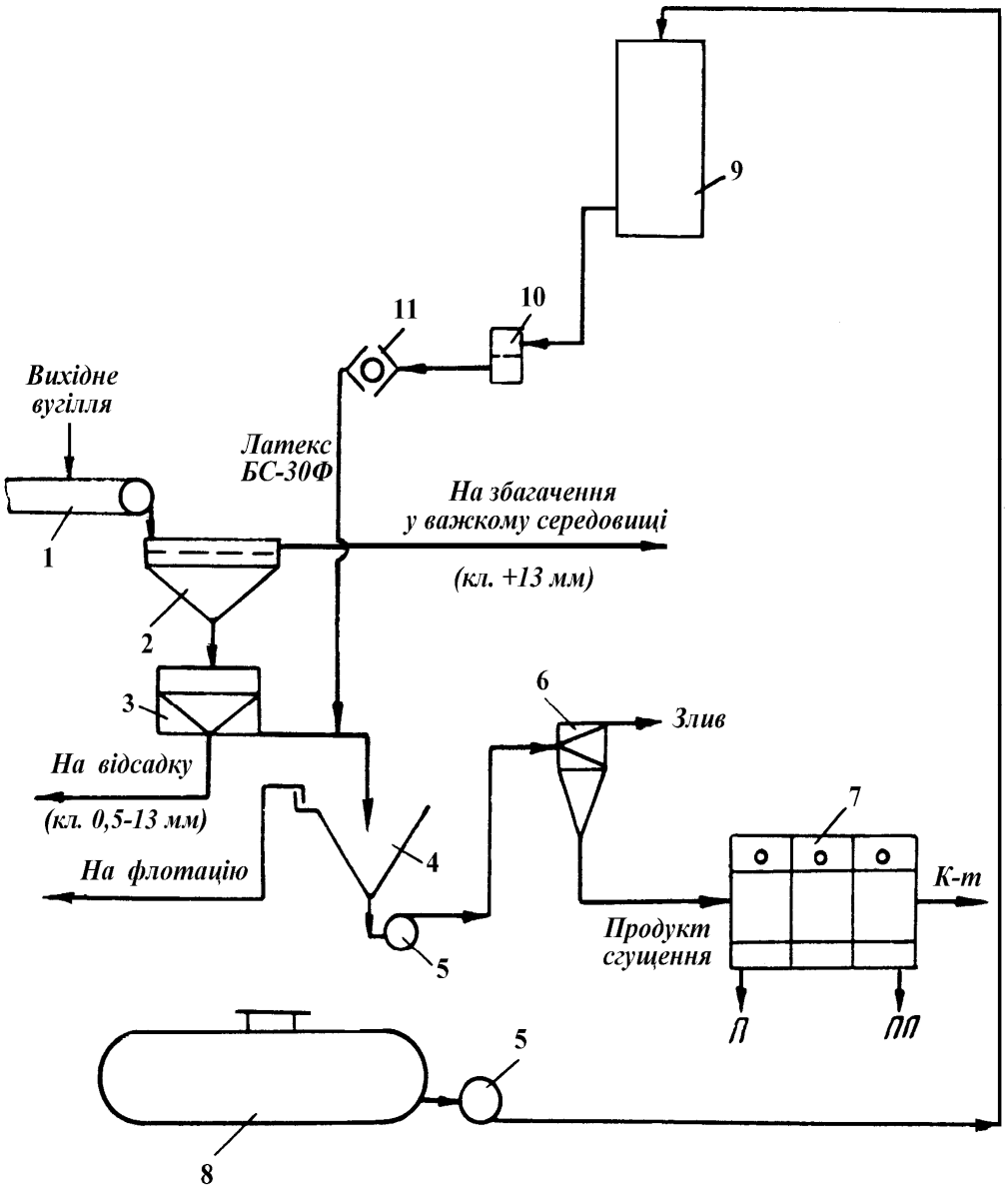


Рис. 9.41 – Схема флокуляційно-гравітаційного збагачення вугільних шламів на ЦЗФ "Чумаківська":

1 - конвеєр вихідного вугілля; 2 - гідрогрохот; 3 - конусний грохот; 4 - воронка для згущення; 5 - насос; 6 - гідроциклон; 7 - відсаджувальна машина; 8 - сховище флокулянта; 9 - буферний бак флокулянта ;10 - фільтр; 11 - дозатор.

За першим варіантом латексний флокулянт БС-30Ф дозували у збірник насоса, що подавав суспензію шламу на флотацію. Це забезпечувало потрібну інтенсивність перемішування та тривалість флокуляції (30 – 40 с). При витратах латексу 50 – 100 г/т шламу вихід флотоконцентрату зростає в середньому на 2 %, а зольність відходів – на 1,4 – 3,7 % залежно від вихідної сировини. При цьому спостерігається певне підвищення зольності концентрату. Крім того, можна відзначити підвищення швидкості флотації в середньому на 25 – 30 %.

Якщо при звичайній флотації виділення пінного продукту здійснюється з усіх шести камер флотомашини, то при флокуляційно-флотаційному способі збагачення процес завершується в четвертій камері.

Другий варіант технології являв собою флокуляційно-гравітаційний спосіб збагачення дрібного вугілля спільно з крупнозернистим шламом у відсаджувальній машині. Подача флокулянта здійснювалася перед відсаджувальними машинами дрібного класу.

Результати випробування цієї схеми дозування латексного флокулянта показують, що зольність відходів гравітаційного збагачення значно зростає зі збільшенням витрат флокулянта. Спостерігається збільшення виходу концентрату на 0,4 – 1,8 % та певною мірою його зольності. Останнє може відбуватися за рахунок переходу до концентрату зфлокульованих більш зольних частинок вугілля. Крім того, встановлено, що такий варіант дозування латексу сприяє підвищенню ефективності флотації вторинних вугільних шламів. Це пояснюється тим, що на флотацію подається вже селективно зфлокульований шлам. Раціональні витрати латексного флокулянта перед гідравлічною відсадкою дрібного вугілля складають 30 – 40 г/т.

9.8.3. Селективна електролітна коагуляція вугільних шламів

Селективна електролітна коагуляція (СЕК) тонких вугільних класів використовується як підготовча операція перед флотацією вугілля та його селективною агрегацією полімерами або маслами. Цей процес пов’язаний зі зміною стану подвійного електричного шару (ПЕШ) вугільних та (або) мінеральних частинок суспензії. Введення у водовугільну суспензію електроліту-коагулянту призводить до зменшення ζ-потенціалу вугільних частинок за рахунок стиснення ПЕШ. Це забезпечує можливість їхнього зближення на відстань дії дисперсійних ван-дер-ваальсових сил притягування. Спостерігається коагуляція вугільних частинок у первинному потенційному мінімумі потенційних кривих їхньої взаємодії. Одночасно з електролітами-коагулянтами можуть застосовуватися реагенти-електроліти для пептизації тонкодисперсної мінеральної складової вугілля. При цьому йони електроліту повинні мати знак, протилежний знаку заряду поверхні мінеральної частинки. Селективна коагуляція вугільних зерен може здійснюватися залежно від природи поверхневих йоногенних груп і характеру їхньої дисоціації у водному середовищі нейтральними, лужними або кислотними електролітами.

Базуючись на теорії ДЛФО, показано, що для вугільних зерен в інтервалі значень ξ-потенціалу від –6 мВ до –20 мВ потенціальний бар’єр відсутній, що і пояснює їх добру флокуляційну здатність. Мінеральні час-

тинки, для яких значення ξ-потенціалу знаходиться в межах від –30 мВ до –50 мВ, мають високий (10 – 17 Дж) потенційний бар'єр і не флокулюють.

Встановлено, що кальцинована сода при одночасному застосуванні з гексаметафосфатом натрію, а також із вапном та рідким склом дозволяє досягти найбільшої ефективності процесу селективного розділення порівняно з іншими досліджуваними електролітами.

Отримані при селективній коагуляції відходи мають високу агрегатну стійкість. Повне осадження частинок триває від однієї до декількох діб. Звичайні флокулянти (типу поліакриламіду) практично не прискорюють осадження і зниження агрегатної стійкості відходів можливе за рахунок додавання до пульпи йонів водню або дво-, тривалентних металів. Після такої обробки можна застосовувати і поліакриламід.

Відходи селективної коагуляції можна збагачувати методом флотації. При витратах гасу 1,2 кг/т і масла Х – 0,2 кг/т з мулистої пептизованої фракції шламів були отримані концентрат зольністю 9,4 % і відходи близько 70 %. У результаті застосування селективної коагуляції у поєднанні з флотацією вилучення горючої маси склало 96 %.

Лабораторна і промислова апробація ряду електролітів – карбонатів, тетраборату, оксалату, пірофосфату, триполіфосфоту, гексаметафосфату натрію, полісилікату натрію (рідкого скла), вапна, кальцинованої соди – на вуглезбагачувальних фабриках (ВЗФ) Донбасу і Придніпров'я (витрати реагенту 3 – 11 кг/т) показала можливість отримання із шламів зольністю 16-28 % коагульованого концентрату і відходів зольністю 10 – 25 %, 51 – 70 %, відповідно.

Дослідження і спроби промислового впровадження на певних об'єктах (Макіївський КХЗ, Череповецький МК, Дніпропетровський КХЗ, Селидівська ЦЗФ, шахта «Анна»(Польща) та ін.) показали нижчу ефективність агрегатоутворення, ніж при масляній агрегації. Селективна електролітна коагуляція (СЕК) не забезпечує надійне отримання кондиційних продуктів розділення і характеризується низькою швидкістю розділення частинок, оскільки механізм дії цього методу (і, отже, найбільша його ефективність) зумовлений головним чином силами молекулярного притягування, які «працюють» для тонких вугільних класів. Реальні перероблювані продукти вуглезбагачувальних фабрик, як правило, є полідисперсними, тому значна їх частина (крупні частинки, для коагуляції яких сил молекулярного притягування недостатньо) не бере участі в процесі коагуляції і «забруднює» концентрат та відходи. Крім того, у силу оборотності переходу граничних плівок $\beta \rightarrow \alpha$ і $\alpha \rightarrow \beta$ при зміні pH середовища СЕК не є стабільною, вона теж оборотна, наприклад, якщо pH з якихось причин варіює (наприклад, при «висолюванні» розчинних сполук вугільної речовини, зв'язуванні електроліту тощо).

Отже, використання коагуляції тонкодисперсного вугілля неорганічними електролітами як самостійного технологічного процесу недоцільне. Її можна використати лише як підготовчу операцію перед більш ефективними методами розділення.

9.8.4. Селективна флокуляція вугільних шламів водорозчинними полімерами

Процеси селективної флокуляції полімерами (СФП) можуть здійснюватися як водорозчинними, так і нерозчинними полімерними флокулянтами. В обох випадках має місце місточковий механізм структуроутворення. Серед водорозчинних розрізняють аніонні, катіонні та нейоногенні полімерні флокулянти. Основу аніонних полімерів складають поліакрилова кислота, її солі або акриламіди. Катіонні полімерні флокулянти містять позитивно заряджені групи аміну, іміну або четвертинного аміну. Флокуляційна дія катіонних флокулянтів проявляється як при низькомолекулярних, так і при високих масах, оскільки їхня дія зумовлена комбінацією явищ електронейтралізації і механізму місточкоутворення. При цьому для низькомолекулярних сполук, довжина макромолекули яких менше подвоєного радіуса дії йоноелектростатичних сил відштовхування зерен, переважаючим є механізм електронейтралізації.

Нейоногенні полімери складаються головним чином із поліспиртів, негідролізованих поліефірів і поліамідів. З них у процесах СФП найбільш широко використовуються негідролізований поліакриламід (ПАА) та поліоксиетилен (ПОЕ). Довжина макромолекули нейоногенного флокулянта повинна бути вдвічі більшою радіуса дії йонно-електростатичних сил, що забеспечує механізм місточкового зв’язку між вугільними частинками.

При використанні як селективного флокулянта крохмалю з вихідного вугілля зольністю 56 % отримують концентрат зольністю 30,5 %. Вилучення вугілля при цьому складає 52,5 %.

Селективна флокуляція суміші «вугілля – сланець» крупністю 0-60 мкм із використанням аніонних та катіонних поліакриламідних флокулянтів з молекулярною масою $6 \cdot 10^6$ – $23 \cdot 10^6$ дозволяє отримувати з вихідного вугілля $A^d_{вих.} = 50 - 55$ % флокуляційний концентрат $A_k^d = 31$ % при вилученні вугілля 80-90 %. Для підвищення селективності процесу флокуляції було синтезовано ряд модифікованих флокулянтів шляхом введення в макромолекулу звичайних флокулянтів комплексоутворювальних груп фенолу, крезолу (флокулянт торгової марки ДР 25/6), тімолу та нафтолу, ксантагенату.

На деяких вуглезбагачувальних фабриках Росії як селективні флокулянти використовуються ПАА, ПОЕ, поліелектроліти катіонного типу

ВПК-101 (полівінілбензилтриметиламонійхлорид) і ВПК-402 (диметилдиаліламонійхлорид), а також бінарні суміші катіонного та нейоногенного флокулянтів. На ЦЗФ «Березівська» застосування флокулянта ПОЕ для вловлювання вугільних частинок менше 5 мкм із фільтрату вакуум фільтру «Україна-80» дозволило при вихідній зольності твердої фази $A_в^d$ = 11 % отримати кондиційний концентрат зольністю A_k^d = 8,4 % та високозольні відходи $A_{хв}^d$ = 79 %. Аналогічні результати отримані на ЦЗФ «Абашевська».

Застосування гідролізованих ПАА угорського виробництва (NIKE ПАА) при зневодненні вугільних шламів дозволяє в п'ять разів збільшити густину осаду.

Застосування катіонного полімерного флокулянта «Суперфлок-310» при оптимальній концентрації пульпи 2 % і витратах флокулянта 1 г/т дозволяє досягти вилучення вугілля в межах 75 – 85 %.

У ФРН для видалення тонких частинок із мийних вод та вугільних шламів при збагаченні розубоженого кам'яного вугілля і відвальних продуктів шахт запропоновано обробляти шлами диспергаторами – аніонактивними синтетичними полімерами (поліакрилатами, поліметакрилатами) з молекулярною масою $(3 \div 7) \cdot 10^3$. Потім пульпу обробляють флокулянтами – високомолекулярними ПАА та гідролізованими на 5 – 40 % полімерами.

Крім того, у ФРН були вивчені умови селективної агрегації з вугілля із застосуванням рідкого скла, яке є диспергатором пустої породи, та поліметакрилату натрію. Напівпромислові випробовування процесу були проведені при витратах рідкого скла 52,8 кг/т і полімеру метакрилової кислоти + метакрилат – 0,135 кг/т. Продуктивність дослідної установки, яка включала циліндричний відстійник діаметром 2 м, складала 12 м^3/год. При зольності вихідного вугілля 33,2 % і вмісті твердого в пульпі 37,9 кг/м^3 було одержано злив зольністю 65,5 %, вміст твердого 8,8 кг/м^3, а також згущений продукт зольністю 22,1 % з вмістом твердого 329 кг/м^3.

У Дніпропетровському гірничому інституті для селективної агрегації шламів у лабораторних і промислових випробуваннях використовувалась натрієва сіль сульфінованого полістиролу (НССПС) разом із гідроксилом натрію і кальцинованою содою, а також гіпан, метас, триполіфосфат натрію. Для інтенсифікації процесу використовували дію ультразвуку. При витратах НССПС 0,26 кг/т і ПАА 0,017 кг/т, pH = 10,2, зольності вихідного шламу 22 % зольність концентрату складала 16 %, відходів – 56 %.

Як селективний флокулянт може застосовуватися натрієва сіль карбоксилметилцелюлози в поєднанні з кальцинованою содою. На Дніпропетровському КХЗ і ЦЗФ «Михайлівська» при обробці вугільного шламу зо-

льністю 16,6 % отримано концентрат зольністю 12 % і відходи зольністю 54,3 %. При цьому витрати натрієвої солі карбоксилметилцелюлози складали 0,13 кг/т шламу, а кальцинованої соди – близько 0,7 кг/т. Швидкість осадження вугільної фракції складала 0,020 – 0,025 м/с. За результатами досліджень встановлено, що зі збільшенням витрат полімеру зольність концентрату і відходів селективної агрегації зменшується.

У Дніпропетровському гірничому інституті розроблено оригінальний спосіб знемулювання вугільних шламів із застосуванням як селективного флокулянта водорозчинної смоли. При введенні в шлам цього флокулянта в осад переходила переважно вугільна фракція, а глиниста не брала участі в утворенні флокульованного осаду і залишалася в суспензії у завислому стані.

Шламові води вуглезбагачувальних фабрик, як правило, сильно мінералізовані й містять солі лужних металів, тому для їхнього знемулювання необхідні такі реагенти, які є стійкими до дії електролітів. Так, при введенні в пульпу водного розчину натрієвої солі кополімеру метакрилової кислоти з метакриламідом в осад випадає вугілля, а глина стабілізується у завислому стані.

Технологія селективної агрегації вугілля водорозчинними полімерами пройшла лабораторну та дослідно-промислову апробацію, але її широке промислове впровадження стримується дифіцитністю реагентів і недостатньою в ряді випадків селективністю розділення. Принциповий недолік процесу СФП водорозчинними полімерами – його сильна залежність від товщини граничних водних плівок на поверхні вугільних зерен.

9.9. Геотехнологічні методи видобутку і переробки корисних копалин

Геотехнологічні методи поєднують в одному технологічному ланцюгу процеси видобутку і переробки (збагачення) корисних копалин.

Геотехнологічні методи базуються на переходах корисної копалини або її компонентів в рухомий стан безпосередньо на місті її залягання за допомогою хімічних, фізичних, теплових і гідродинамічних процесів.

Характерні особливості геотехнологічних методів:

– вилучення цінного компоненту або усієї корисної копалини в більшості випадків ведеться через свердловини;

– інструментами видобутку служать робочі агенти, за допомогою яких цінний компонент або корисна копалина переводиться в рухомий стан;

– переведення компонентів корисної копалини в рухомий стан має вибірковий характер;

– об’єкт видобутку одночасно є й місцем проведення операцій переробки.

Особливості геотехнологічних методів видобутку і переробки створюють передумови покращення соціальних і економічних результатів:

– праця гірника не пов’язана з підземними роботами і більш безпечна;

– стане можливим вилучати з надр тільки цінні компоненти і залишати вміщувальні породи на місці їх залягання;

– значно зменшуються порушення природного ландшафту, тому що вміщувальні породи залишаються у надрах;

– частина операцій технологічного процесу здійснюється в надрах, що дозволяє скоротити потребу у виробничих площах;

– створюються передумови суттєвого підвищення ефективності виробництва за рахунок виключення транспортування корисної копалини і відходів збагачення, підвищення продуктивності праці і підвищення ступеня вилучення корисної копалини з надр.

При геотехнологічному способі видобутку і переробки корисних копалин необхідно виконати наступні операції:

– розкриття родовища або його частини;

– підготовка родовища або його частини до переведення в рухомий стан;

– транспортування корисного компоненту або корисної копалини на поверхню;

– виділення цінного компоненту і його перетворення в форму придатну для подальшого використання.

Схеми розкриття родовища при геотехнологічних методах видобутку і переробки корисних копалин з поверхні наведені на рис. 9.42.

Основними елементами свердловини (рис. 9.42 ***а***), що розкриває продуктивну товщу ***8***, є кондуктор ***1***, який задає свердловині напрямок, і обсадна труба ***4***. Після установлення колони обсадних труб затрубний простір ***2*** в осадових ***3*** і перекривних ***6*** породах цементують. У продуктивній товщі ***8*** свердловина *7* може перекриватися обсадними трубами, які регулюють процес видобутку. В деяких випадках свердловина доходить до підстилаючих порід ***9*** і ця її частина служить для збору шламів. Розкриття вертикальною свердловиною застосовується при відносно потужному покладі корисної копалини.

При необхідності збільшення запасів, які залучаються у розробку однією свердловиною, застосовують розкриття похило-горизонтальною свердловиною (рис. 9.42 ***б***). Горизонтальна частина свердловини проводиться по пласту корисної копалини і у цьому випадку об’єм запасів, що вилучаються, визначається довжиною горизонтальної частини свердловини.

При підземній газифікації функції підводу окиснювача, відводу продуктів реакції, а іноді й підпалу пласта розділені (рис. 9.42 ***в***), тобто розкриття родовища проводять за допомогою двох або більшого числа свердловин (***10 – 12***).

При вилуговуванні корисного компоненту з проникних гірських порід розкриття проводиться двома свердловинами (рис. 9.42 ***г***), розташованими на визначеній відстані одна від одної. Одна свердловина ***13*** служить для подачі розчинника, інша (дренажна) ***14*** – для відкачки насиченого розчину.

Видобуток і переробка солей.

Основним мінералом кам'яної солі є галіт, шкідливі домішки – ангідрит, полігаліт, нерозчинні мінерали (глина, мули та ін.). Калійні солі (сильвініти) як головні мінерали містять галіт, сильвін, нерозчинні домішки.

Форма залягання родовищ солей може бути пластоподібною, куполоподібною, штокоподібною і лінзоподібною.

Найбільше промислове значення мають міцні і дуже міцні хлоридно-натрієві, сульфатно-натрієві і карбонатно-натрієві розсоли.

Видобуток і переробка солей геотехнологічними методами здійснюється на підприємстві з технологією, яка включає промисел розсолу і цехи по його переробці. Розчинення солі з отриманням штучних розсолів здійснюється через свердловини. Розчинення солі для харчових потреб виконують із застосуванням прісної питної води, для хімічного виробництва – біологічно чистої технічної води з обмеженням вмісту в ній солей кальцію, магнію і сульфатів при будь-якому вмісті хлористого натрію. Технологія одержання харчової солі з розсолів основана на вакуумному випарюванні (вакуум-кристалізація).

Видобуток і переробка корисних копалин підземним вилуговуванням.

Підземне вилуговування передбачає вибіркове вилуговування цінного компоненту безпосередньо по місцю залягання корисної копалини за допомогою хімічних розчинників і виділення цінного компоненту з розчину. Перспективними об'єктами для підземного вилуговування вважають окиснені сульфідні руди; родовища сильно обводнених корисних копалин і нестійких осадових порід; забалансові ділянки відпрацьованих родовищ; відвали і відпрацьовані родовища; бідні глибоко залеглі родовища.

Підземне вилуговування включає наступні операції:

– розкриття ділянки рудного тіла;

– підготовка ділянки до вилуговування;

– вилуговування цінного компоненту;

–збір продуктивних розчинів;

– вилучення цінного компоненту з розчину і його перетворення в форму, придатну для використання;

– регенерація розчинника.

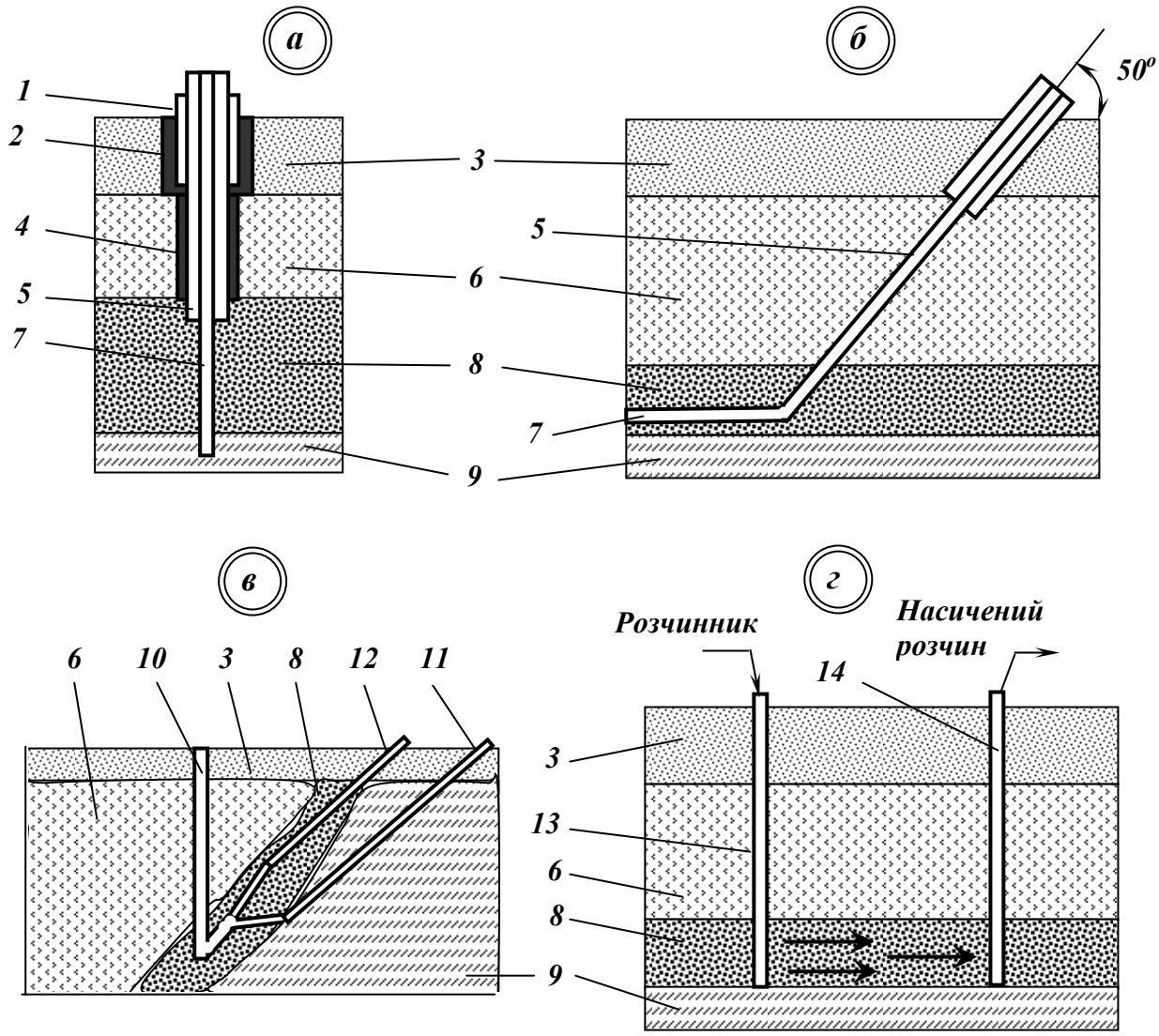


Рис. 9.42 – Схеми розкриття родовищ при геотехнологічних методах видобутку і переробки корисних копалин.

а – вертикальний свердловинний; *б* – похило-горизонтальний свердловинний; *в* – декількома одночасно працюючими свердловинами для підготовки газогенератора при підземній газифікації вугілля; *г* – двома свердловинами з роздільними функціями. 1 –кондуктор; 2 – зацементований затрубний простір; 3 – четвертинні породи; 4 – колона обсадних труб; 5 – водоподавальна колона труб; 6 – перекривні породи; 7 – свердловина в продуктивній товщі; 8 – продуктивна товща; 9 – підстилаючі породи; 10 – розпалювальна свердловина; 11 – дуттєва свердловина; 12 – газовідвідна свердловина; 13 – свердловина подачі розчинника; 14 – свердловина відкачування насиченого розчину.

В залежності від проникності руд застосовують систему подачі розчинника під тиском або без тиску (перколяція).

При вилуговуванні водопроникних руд передбачають подачу розчинника під тиском в одну з виробок, фільтрування через масив руди між взаємодіючими виробками і відкачку продуктивного розчину з дренажної виробки.

Перколяція застосовується при вилуговуванні з розпушених руд. При цьому розчинник подають на розпушений масив руди, який під дією сили ваги перетікає з грудки на грудку і вилуговує цінний компонент.

Як розчинники при підземному вилуговуванні застосовують: підземні і поверхневі води; природні води з добавкою газових прискорювачів (повітря, O_2, CO_2, Cl_2); кислі розчинники; кислі розчинники з добавкою окиснювачів; карбонатні розчини ($NaCO_3$, $Mg(HCO_3)_2$, $Ca(OH)_2+CO_2$); розчини кам'яної солі.

Найбільш широко підземне вилуговування застосовується для вилучення міді та урану.

Видобуток і переробка каустобіолітів.

Каустобіоліти – горючі копалини в твердому (вугілля, сланці) або в рідкому (нафта) стані, утворюються з органічних залишків як продукти їхнього розкладення. З названих каустобіолітів тільки нафта традиційно видобувається геотехнологічним способом через свердловини з поверхні. Видобуток вугілля, сланців, озокериту здійснюється відкритим і підземним способами. Корінне удосконалення процесів видобутку і переробки каустобіолітів можливе з використанням процесів геотехнології.

Підземна газифікація вугілля.

При підземній газифікації відбувається процес термохімічного перетворення вугілля в горючі гази, придатні для енергетичних і технологічних цілей. Крім горючого газу на поверхню видаються такі речовини як феноли, бензоли, піридини, жирні кислоти, сірка та ін. При підземній газифікації отримують в 1,5 – 3 рази більше аміаку, в 1,5 – 10 разів більше піридинових основ ніж при коксуванні. Процес здійснюється в підземних газогенераторах різних типів (рис. 9.43 ***а, б***). Для горіння вугілля подають повітря або його суміш, збагачену киснем. Збагачення повітря киснем приводить до значного підвищення техніко-економічних показників процесу. При будь-якій схемі необхідно організувати канал газифікації, тобто здійснити збійку двох свердловин. Створення каналу газифікації може здійснюватись такими способами: фільтраційною збійкою, направленим бурінням, гідророзривом пласта, електрозбійкою.

Вигазовування похилих і крутих вугільних пластів здійснюється за простяганням або за підняттям. При вигазовуванні пласта за простяганням можливі схеми: від центру до меж поля; від меж до центру; від межі до межі. При вигазовуванні пластів за підняттям пласт може ділитися на поверхи, при цьому якість газу підвищується. Відпрацьовування світи пластів знизу вгору вважається більш доцільним ніж відпрацьовування зверху вниз.

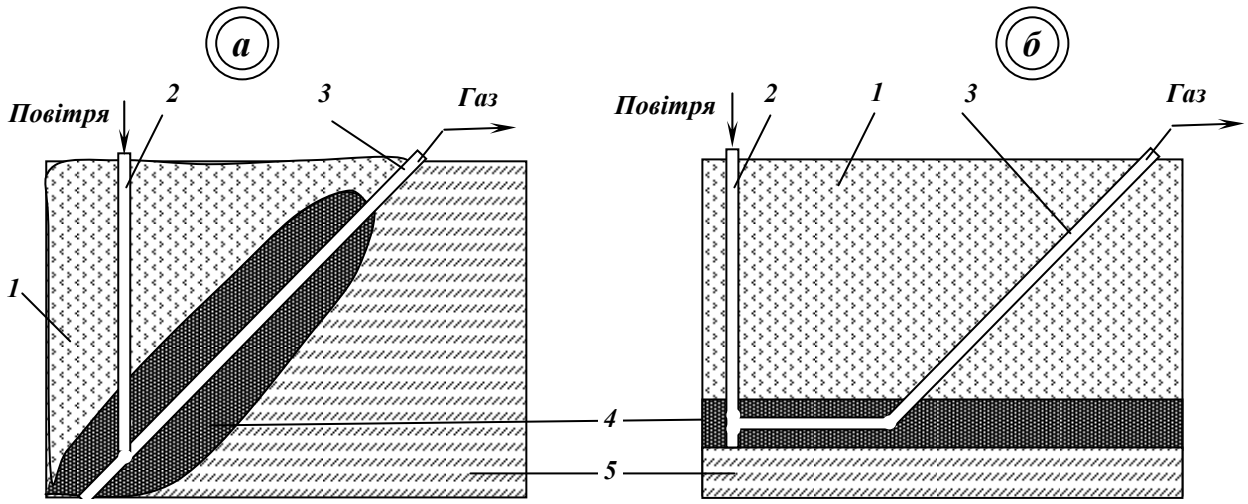


Рис. 9.43 – Схеми газогенераторів.

а – з ізольованими каналами для похилих пластів;

б – з ізольованими каналами для горизонтальних пластів.

1 – надстилаюча порода; 2 – повітроподавальна свердловина;

3 – розпалювальна свердловина; 4 – вугільний пласт; 5 – підстилаюча порода.

При підземній газифікації можна виробляти газ для енергетичних і технологічних потреб. Звичайно станція підземної газифікації складається з цехів: компресорного, газогенераторного, очистки і охолодження газу, транспортування газу. Отриманий газ очищують від пилу в циклонах. Охолодження газу починають в газовідвідних свердловинах розпилюванням води. В процесі очистки і охолодження газ охолоджують водою в скруберах, потім в електрофільтрах, після чого направляють в скрубери сіркоочищення, де з газу вилучають сірководень. Вода зі скруберів охолоджується в градирні, а тверда фаза з неї видаляється в згущувачах.

Підземна газифікація горючих сланців.

Горючі сланці використовують як енергетичну і технологічну сировину. При нагріванні горючі сланці більше, ніж будь-яке інше паливо, виділяють високосортних рідких і газоподібних продуктів, при цьому смола і газ є не тільки паливом, але й сировиною для отримання етилового спирту, аміаку, хлороформу, мазуту, бензину, гасу, фенолів.

Сланці містять мінеральну складову (акаустобіоліти) і органічну (каустобіоліти). Акаустобіоліти в горючому сланці представлені вапняками, глинами, піщаниками, як домішки зустрічаються пірит, гіпс.

При газифікації горючих сланців відбувається процес повного перетворення горючої частини в горючі гази за допомогою повітря, водяної пари, кисню або їхньої суміші при високій температурі. Технологія газифікації горючих сланців аналогічна процесу газифікації вугілля.

На рис. 9.44 наведена схема пристрою для підземної газифікації сланців.

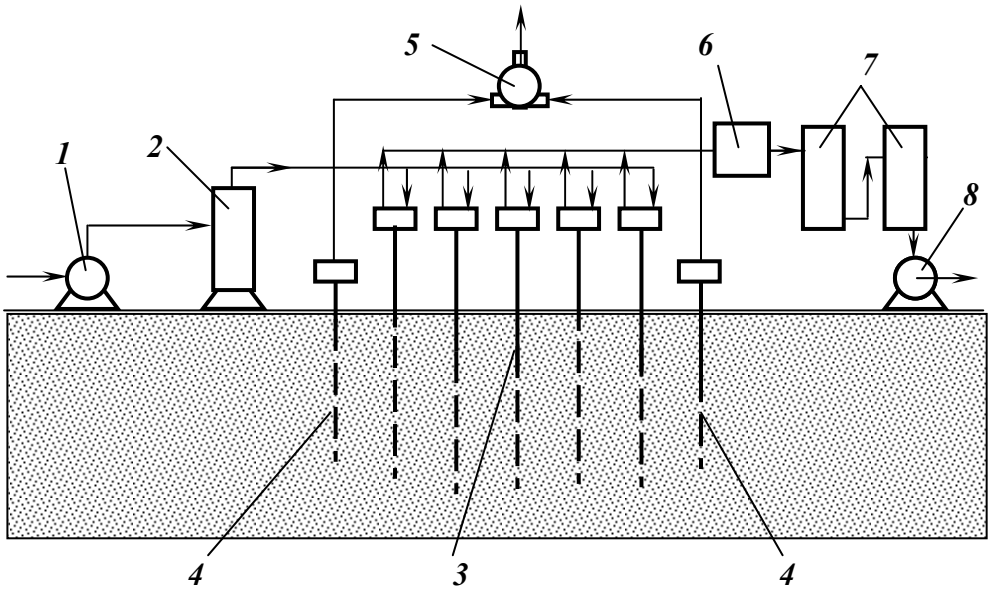


Рис.9.44 – Схема пристрою для підземної газифікації сланців.
1 – дуттєвий компресор; 2 – ресивер; 3 – підземний газогенератор;
4 – вентиляційні свердловини; 5 – димосос; 6 – фільтр; 7 – холодильник;
8 – вакуум-насос.

Дуттєвий компресор ***1*** через ресивер ***2*** подає повітря в підземний газогенератор ***3***. Вентиляційні свердловини ***4*** з'єднані з димососом ***5.*** Газ, відкачаний з газогенератора вакуум-насосом ***8***, очищується у фільтрі ***6*** і охолоджується в холодильнику *7*. Очищений газ направляється споживачу.

Горючі сланці при нагріванні без доступу повітря до температури 200 – 300°С виділяють CO_2 і пару внаслідок розкладення органічної складової і випарювання води. При температурі більше 350°С в газі починають переважати горючі складові – ненасичені вуглеводні і метан. Також відбувається виділення парів смоли, яке досягає максимуму при 425 – 475°С. До температури 1000 – 1100°С відбувається виділення метану і водню. Цей процес отримав назву *сухої перегонки*. Нагрів сланців на місці залягання можна здійснювати електротермічним способом або підігрітим і стисненим природним газом.

Підземна виплавка сірки.

Більше половини використаної сірки виробляється підземною виплавкою.

В основу методу покладена різниця в температурі плавлення сірки і вмісних порід. Сірка плавиться при температурі 119°С і має густину 1,8 т/м^3. Плавлення сірки здійснюють за рахунок розігріву покладу теплоносієм – водою. Подача теплоносія і видача сірки здійснюється за допомогою сіркодобувної свердловини (рис. 9.45).

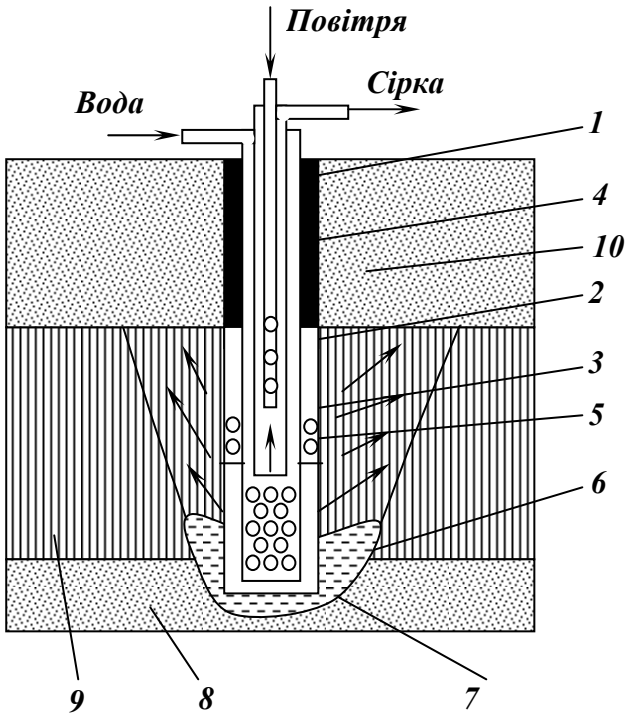


Рис. 9.45 – Підземна виплавка сірки. 1 – обсадна труба; 2 – труба подачі води; 3 – труба видачі сірки; 4 – труба подачі повітря; 5 – пакер; 6 – нижня частина пласта; 7 – перфорація; 8 – підстилаючі породи (підошва пласта); 9 – пласт; 10 – надстилаючі породи (покрівля пласта).

У свердловину, оточену обсадною трубою ***1***, опускають став з трьох труб: для подачі води ***2***, подачі повітря ***3*** і видачі сірки ***4***. Вода через перфорацію в трубі ***2*** надходить в пласт ***9***, розплавляє сірку, яка стікає в нижню частину пласта ***6*** і через перфорацію *7* надходить в нижню частину труби ***2***, відгороджену пакером ***5***. Під дією пластового тиску розплавлена сірка підіймається в сіркодобувній свердловині і при подачі повітря в трубу ***4*** ерліфтом подається на поверхню. Необхідною умовою процесу є низька водопроникність надстилаючих ***10*** і підстилаючих ***8*** порід. При підземній виплавці вилучається 40 – 70 % сірки. Збільшення вилучення може бути досягнене доданням поверхнево-активних речовин. Так, напр., добавка 1 – 2 % триполіфосфату натрію дозволяє підвищити вилучення у середньому на 16 %.

Свердловинний гідровидобуток корисних копалин.

При свердловинному гідровидобутку використовують перехід руди у рухомий пульпоподібний стан. Свердловинний спосіб гідровидобутку включає руйнування руди гідромонітором і відкачку пульпи насосом.

Конструкція свердловини для гідровидобутку наведена на рис. 9.46. Свердловину проходять через надстилаючі породи ***1***, розробляють поклад ***6*** і закінчують в підстилаючих породах *7*, тобто в підстилаючих породах формують заглиблення для збору зруйнованої руди. У свердловину опускають став з трьох концентрично розташованих труб: для подачі води ***2*** і установлення гідромонітора ***5***; для подачі повітря ***3***; для підйому на поверхню пульпи ***4***.

Підвищити ефективність гідровидобутку можна шляхом удосконалення засобів руйнування або засобів підйому зруйнованої руди на поверхню.

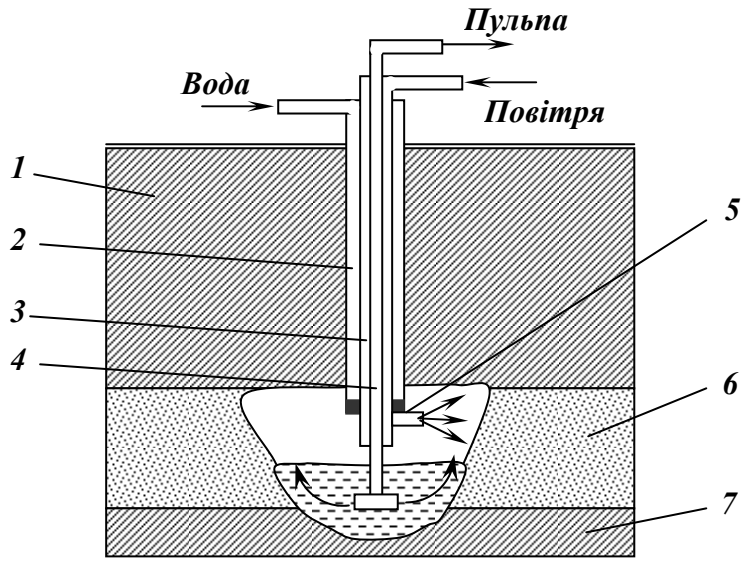


Рис. 9.46 – Схема гідровидобутку корисних копалин.
1 – надстилаюча порода;
2 – труба подачі води;
3 – труба подачі повітря;
4 – труба підйому пульпи;
5 – гідромонітор;
6 – поклад;
7 – підстилаюча порода.

На рис. 9.47 наведена удосконалена схема гідровидобутку корисних копалин гідромонітором ***5***, виконаним у вигляді гнучкого шланга з закріпленими на ньому шипами**.**

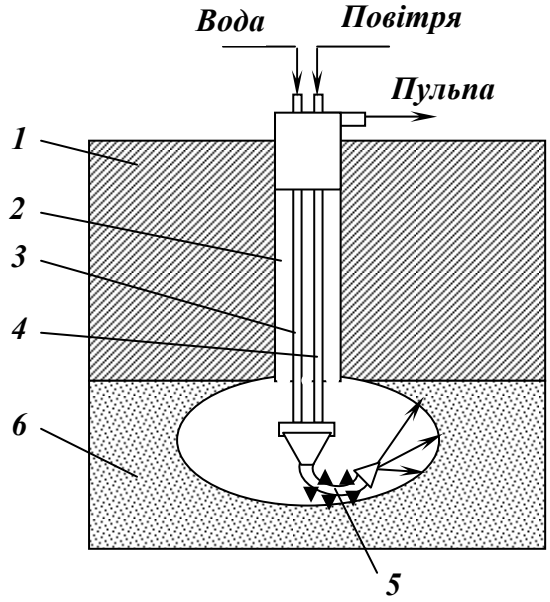


Рис. 9.47 – Схема гідровидобутку корисних копалин гідромонітором з гнучким наконечником і шипами.
1 – надстилаюча порода;
2 – труба підйому пульпи;
3 – труба подачі води;
4 – труба подачі повітря;
5 – гідромонітор з шипами;
6 – поклад.

Оригінальний спосіб видобутку золотовмісних пісків з валунного розсипу в руслі ріки запропонований канадськими інженерами (рис. 9.48). Під русло ріки 3 проводять горизонтальні гірничі виробки ***7*** з шахти ***6***. З горизонтальних виробок свердлять віялоподібні свердловини ***1*** і підсікають розсип ***2***.

Розмив і видачу пісків здійснюють через свердловини в горизонтальну виробку, звідки насосами ***5*** пульпа видається на поверхню.

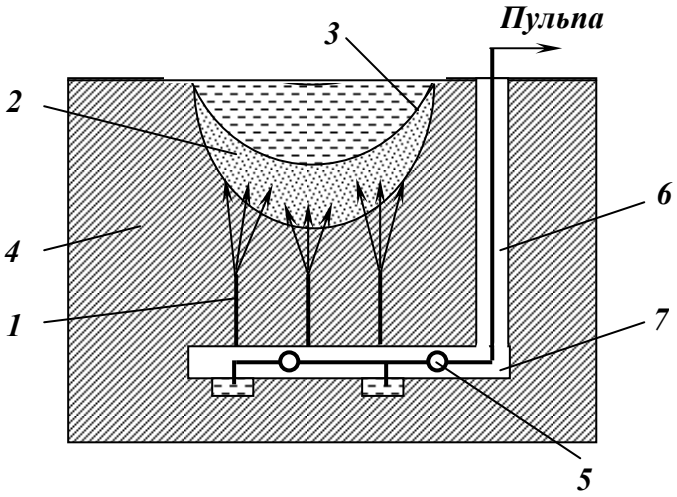


Рис. 9.48 – Схема видобутку золотовмісних пісків через свердловини.
1 – віялоподібна свердловина;
2 – розсип; 3 – русло ріки;
4 – підстилаючі породи;
5 – насос; 6 – шахта; 7 – горизонтальна гірнича виробка.

Схема розробка родовища за комбінованою технологією наведена на рис 9.49. Родовище ***4*** розкрите стволом ***1*** і горизонтальними виробками ***2***. Руйнування руди і випуск пульпи здійснюють через віялоподібні свердловини, які проведені по покладу.

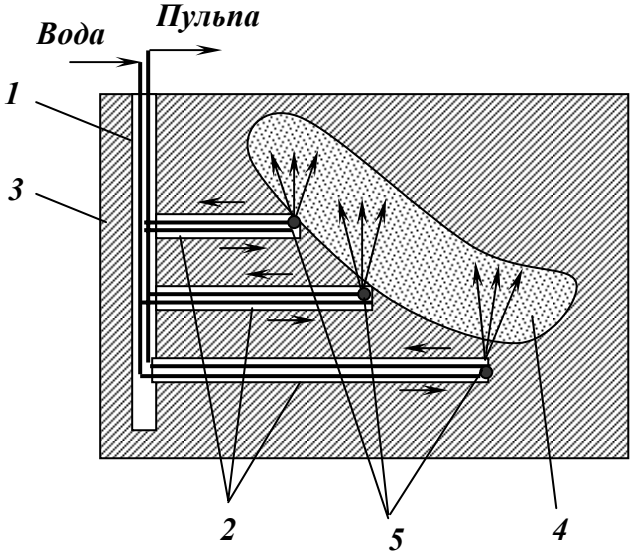


Рис. 9.49 – Схема комбінованого способу розробки родовища.
1 – ствол; 2 – горизонтальні виробки; 3 – бокові породи;
4 – родовище; 5 – гідромонітор.

Руду, зруйновану гідромонітором ***5***, відкачують на поверхню. Робочі камери з метою підвищення вилучення можуть бути об'єднані в одну – загальну. В цьому випадку забезпечуються сприятливі умови для роботи гідромонітора ***5***, можна регулювати рівень пульпи в камері.

Метод свердловинного видобутку застосовується при розробці пісковиків, вапняків і тріщинуватих сланців, бокситів, нафтоносних пісковиків і урану при глибині розробки до 100 м.

10. ЗАКЛЮЧНІ (ДОПОМІЖНІ) ПРОЦЕСИ

10.1. ЗНЕВОДНЕННЯ

10.1.1. Загальні відомості про процеси зневоднення

Збагачення корисних копалин у більшості випадків здійснюється у водному або у важкому середовищі, тому продукти збагачення містять воду в кількості від 20 до 90 % . Для подальшої металургійної, хімічної переробки, спалювання або транспортування з таких продуктів вода повинна бути видалена одним з процесів зневоднення [3, 14, 22].

Зневодненням називають процес видалення води з корисної копалини або з продукту збагачення. Розрізняють процеси механічного і термічного зневоднення. До *механічного зневоднення* відносяться: дренування, 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 принципу базується класифікація видів вологи у продуктах збагачення:

– *гравітаційна* – заповнює проміжки між окремими частинками, втримується тільки силами взаємного притягання 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 (адсорбційна)* – втримується на поверхні частинок у вигляді молекулярних плівок адсорбційними силами. Її вміст обумовлено рівновагою між пружністю парів води у навколишній атмосфері і даному матеріалі. Високою гігроскопічністю володіє вугілля;

– *плівкова* – втримується на поверхні частинок силами молекулярного зчеплення у вигляді плівок. Вміст її обумовлюється ступенем змочування матеріалу водою. Ця волога, як і гігроскопічна, видаляється тільки термічною сушкою, вакуумною сушкою, частково – механічним зривом водної плівки високошвидкісним потоком повітря (наприклад, ежектуванням);

– *капілярна зовнішня* – заповнює частково або повністю дрібніші проміжки між частинками;

– *капілярна внутрішня* – втримується в порах силами капілярного тиску;

– *хімічно зв'язана (кристалізаційна, конституційна)* – входить безпосередньо у кристалічну ґратку мінералів.

Залежно від вмісту і виду вологи (води) розрізняють такі продукти збагачення кам'яного вугілля та руд:

– *пульпи (обводнені продукти)* – механічні текучі суміші твердої речовини і рідини. Пульпи містять більше 40 % усіх видів вологи;

– *мокрі* – 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;

– *вологі* – містять гігроскопічну, плівкову і невелику кількість капілярної вологи. Загальний вміст вологи складає від 5 до 20 % . Такі продукти одержують звичайно після інтенсивного механічного зневоднення. При зберіганні на повітрі ці продукти втрачають капілярну вологу внаслідок випаровування в навколишнє середовище;

– *повітряно-сухі* – містять тільки гігроскопічну, плівкову і капілярну вологу, що втримується в порах частинок. Загальний вміст вологи не перевищує 5 % . При зберіганні на повітрі ці продукти не змінюють своєї маси;

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

10.1.2. 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 сили тяжіння. Перегородкою, що використовується для дренування, може бути решето, сито, перфорований лист, шар щебеню, піску, каменю-кругляка і т.п.

Дренування здійснюється на дренажних складах, зневоднювальних бункерах, елеваторах і грохотах [3, 14, 22].

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

Дренажний склад (рис. 10.1) являє собою залізобетонну споруду великої ємності. Підлога складу має похил в напрямку дренажних канав, що проходять по усій довжині складу. В ряді випадків підлога робиться з великого каменю-кругляка (дренувальний шар) на підстилці з піску. Вода,

що стікає при дренуванні, направляється у відстійники або в басейн-сховище відходів.

В результаті зневоднення в штабелі утворюються дві зони: верхня і нижня, в яких простір між частинками заповнений відповідно (в основному) повітрям і водою. Висота нижньої зони визначається висотою капілярного підйому рідини. У зв'язку з цим нижній шар матеріалу з максимальним вмістом вологи може знову укладатися для повторного зневоднення. Важливим фактором при зневодненні на дренажних складах є крупність матеріалу дренажного шару (постелі). Якщо крупність постелі дорівнює або менше крупності матеріалу, що зневоднюється, то ефективність зневоднення підвищується, тому що висота зони капілярного підйому не перевищує висоти постелі. Крупнозерниста постіль на швидкість фільтрування води не впливає.

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

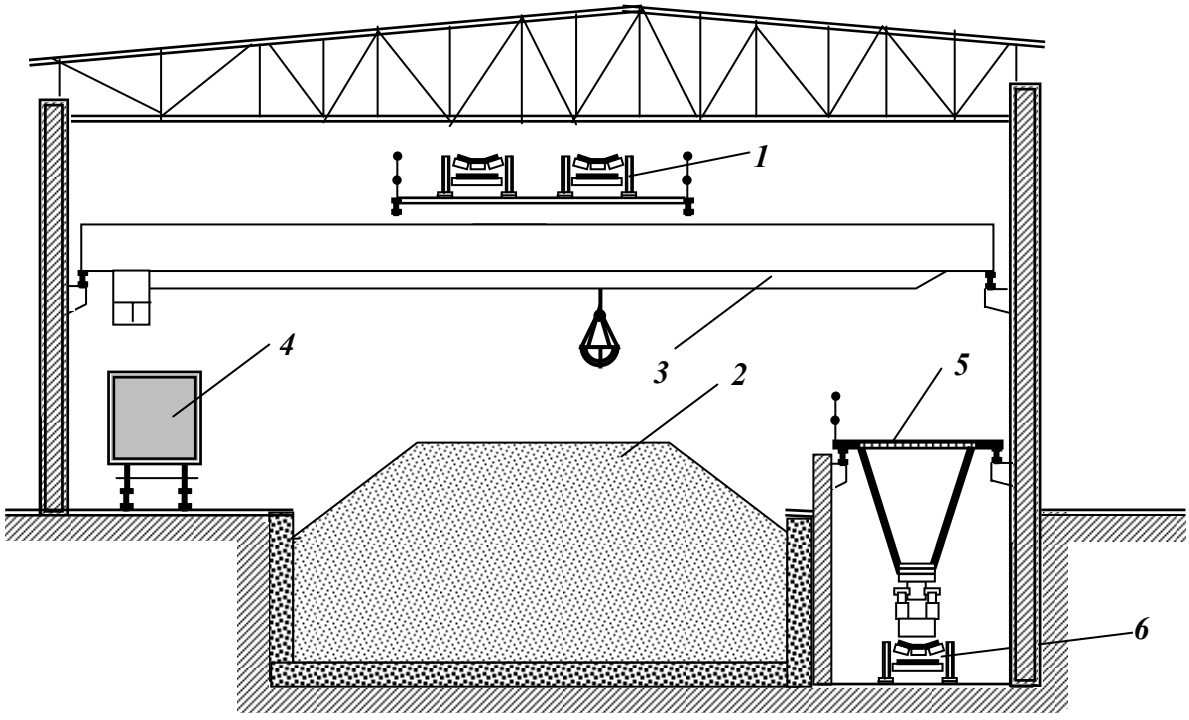


Рис. 10.1 – Дренажний концентратний склад.
1 – завантажувальні конвеєри; 2 – штабель; 3 – грейферний кран;
4 – вагон; 5 – пересувний розвантажувальний конус;
6 – розвантажувальний конвеєр.

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. Воло-

гість 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.

Зневоднення продуктів збагачення в бункерах основане на процесі дренування води через шар завантаженого вологого матеріалу і перфорований шибер розвантажувального пристрою.

Зневоднювальні бункери (рис. 10.2) складаються з прямокутних залізобетонних чарунок ***1***, кожна з яких являє собою прямокутну ємність з пірамідальним днищем. Вода під дією сили ваги стікає у нижню частину чарунки, проходить через отвори перфорованого шибера ***2*** і по нахиленому піддону ***4*** потрапляє у лоток ***3*** для відводу дренажних вод.

Зневоднення в бункерах – процес циклічний. Вологий продукт завантажують в чарунки бункера і витримують в них протягом визначеного часу (крупний матеріал протягом 6 – 8 год, дрібний – до 20 год), а також послідовно розвантажують зневоднені продукти через розвантажувальні пристрої, виконують зачищення бункерів і знов завантажують звільнені бункери. Тривалість зневоднення різних продуктів встановлюють експериментально.

Залежно від часу зневоднення продукту швидкість фільтрування води в бункері спочатку швидко росте, досягає максимуму, деякий час стабілізується, потім повільно зменшується до повного витікання води з бункера.

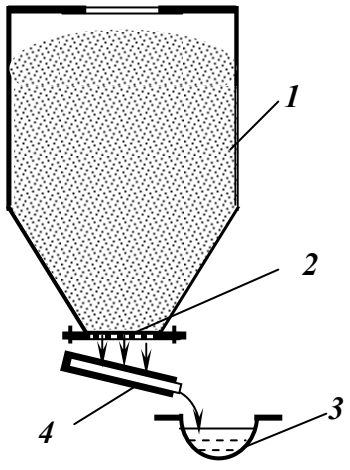


Рис. 10.2 – Схема зневоднювального бункера.
1 – бункерна чарунка ; 2 – перфорований шибер;
3 – лоток; 4 – піддон.

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

одночасному транспортуванні його з класифікаторів, багер-зумпфів, відсаджувальних машин, шлюзів, шнекових сепараторів.

Зневоднювальний елеватор (рис. 10.3) складається з двох тягових ланцюгів ***1*** з прикріпленими до них перфорованими ковшами ***2***. При русі ланцюгів ковші в точці нижньої зірочки елеватора зачерпують матеріал і транспортують його до верхньої зірочки. Передня стінка ковша – перфорована, а бокові суцільні. При русі ковшів вода проходить через отвори в перфорованій стінці і стікає в корпус ***4***. Процес зневоднення починається після того як навантажений ківш підніметься над рівнем води, що заповнює нижню частину елеватора. Довжина зони зневоднення повинна бути не менше 4 м по вертикалі. При русі ковшів вода проходить через отвори в стінках і стікає у кожух елеватора.

Зневоднювальні елеватори випускають двох типів: із розосередженим ЕО і з зосередженим кріпленням ковшів ЕОС. Для попередження стоку води з верхнього ковша у нижній елеватори з розосередженим кріпленням ковшів установлюють під кутом нахилу 60 – 70º, в елеваторах із зосередженим кріпленням ковшів, які встановлюють під кутом нахилу до 75º, передбачений водовідвідний лист ***3***.

Елеватори із зосередженим кріпленням ковшів ЕОС мають переваги в порівнянні з елеваторами з розосередженим кріпленням ковшів ЕО: збільшений кут нахилу елеватора, в 1,5 рази збільшену продуктивність, на 1 – 2 % нижчу вологість зневодненого продукту.

Кінцева вологість зневоднених продуктів крупних і дрібних класів вугілля складає відповідно 10 – 16 і 16 – 25 %. Вологість відходів після зневоднення складає 13 %.

Ефективність зневоднення у елеваторах залежить від крупності продуктів, що зневоднюються, висоти зневоднювальної частини елеватора над рівнем води, швидкості переміщення ковшів.

На *грохотах* 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 ситу. 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 % просіюючої поверхні грохоту (по довжині). При цьому тверда фаза осаджується на поверхні сита, а основна маса води видаляється через шар матеріалу і щілини сита. На другому етапі відбуваєть-

ся розпушування і згущення осаду, в результаті чого розриваються капіляри і капілярна волога видаляється відносно легше. Позитивно впливає на якісні показники процесу сполоскування матеріалу на грохоті чистою водою. При цьому волога зневодненого продукту знижується на 1 – 2 % за рахунок видалення з поверхні матеріалу дрібних мулистих частинок, що утримують вологу.

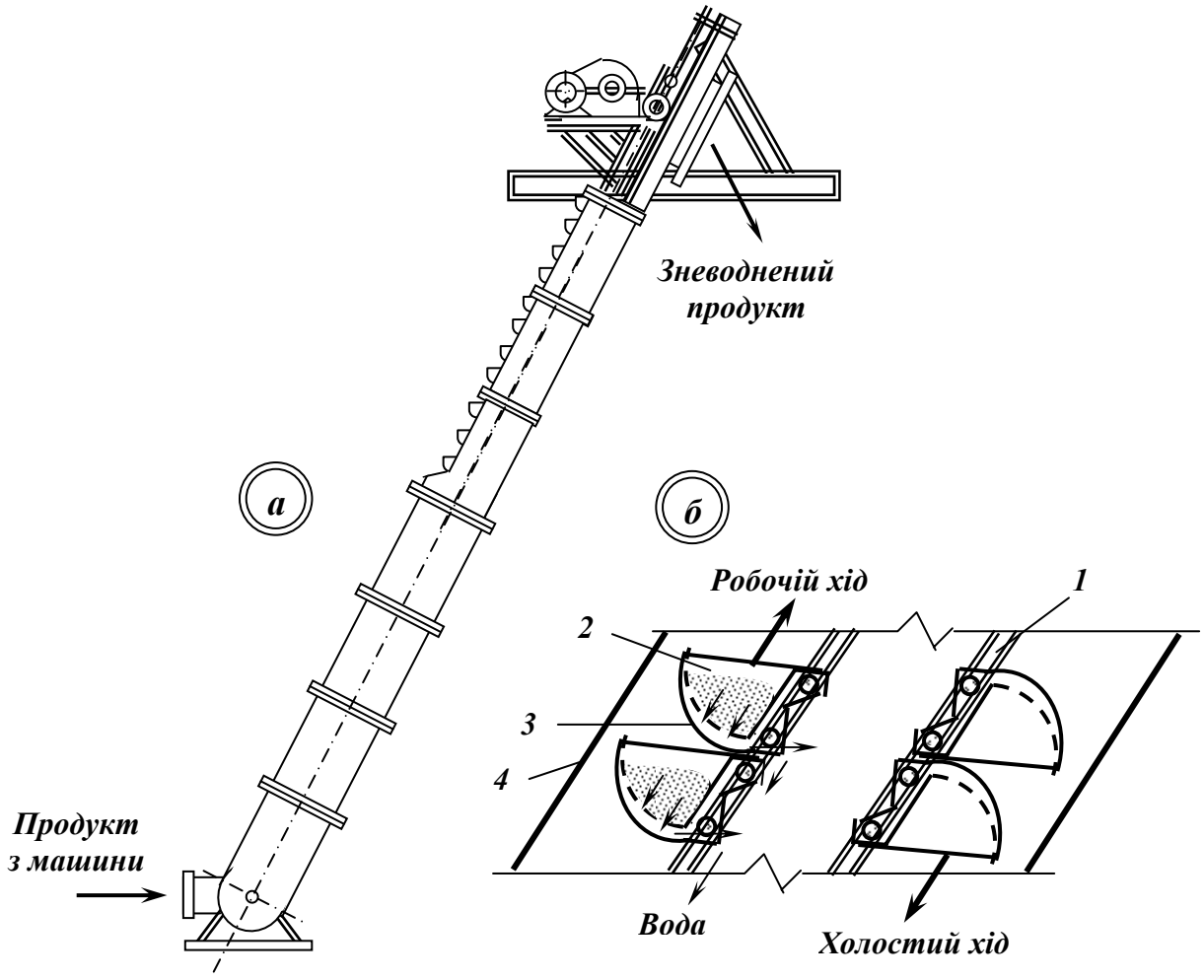


Рис. 10.3 – Зневоднювальний елеватор.
а – загальний вигляд; б – схема розташування ковшів.
1 – тяговий ланцюг; 2 – ківш; 3 – водовідвідний лист; 4 – корпус.

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.

10.1.3. Центрифугування

Центрифугування – процес зневоднення дрібних мокрих продуктів і розділення суспензій на рідку і тверду фази під дією відцентрових сил. Машини для здійснення таких операцій називаються центрифугами, які

підрозділяються на фільтруючі, осаджувальні та комбіновані [3, 14, 22].

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). Для зневоднення тонкоподрібнених продуктів і шламів можуть застосовуватися *осаджувальні* і *осаджувально-фільтруючі центрифуги*.

Вібраційні центрифуги типу ФВВ (рис. 10.4) застосовуються для зневоднення дрібного концентрату (промпродукту) з вмістом не більше 10 % класу 0 – 0,5 мм.

Принцип дії вібраційної центрифуги типу ФВВ такий: живлення завантажувальним пристроєм подається в нижню частину ротора і відцентровими силами відкидається до його внутрішніх стінок. Під дією відцентрових сил рідка фаза протікає через шар утвореного осаду, отвори ротора, потрапляє в збірник фугату і відводиться з нього з центрифуги. Одночасно під дією вібрацій ротора осад переміщується по його внутрішній поверхні до його верхньої кромки, перевалюється через неї і вивантажується з центрифуги.

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, знос сит менший порівняно з іншими типами фільтруючих центрифуг. Однак вібраційні центрифуги в порівнянні зі шнековими мають меншу ефективність зневоднення і більш чутливі до коливань вологості матеріалу, що зневоднюється.

При вмісті у зневоднюваному продукті класу 0 – 0,5 мм більше 15 – 20 %, а також у тих випадках, коли вібраційні центрифуги не забезпечують необхідної вологості зневодненого осаду, більш доцільна *установка шнекових фільтруючих* центрифуг.

Шнекові фільтруючі центрифуги типу ФВШ (рис. 10.5) застосовуються для зневоднення тих же продуктів, що центрифуги типу ФВВ.

Для збільшення часу перебування матеріалу в центрифузі ФВШ кут конусності ротора зменшений. При такому нахилі ротора осад не переміщується, тому його видаляють шнеком. Вихідний матеріал надходить на обертовий конус і відкидається на поверхню ротора, який обертається з дещо більшою швидкістю. Фугат через шар осаду і фільтруючу поверхню видаляється з центрифуги, а осад переміщується по фільтруючій поверхні шнеком і вивантажується у бункер.

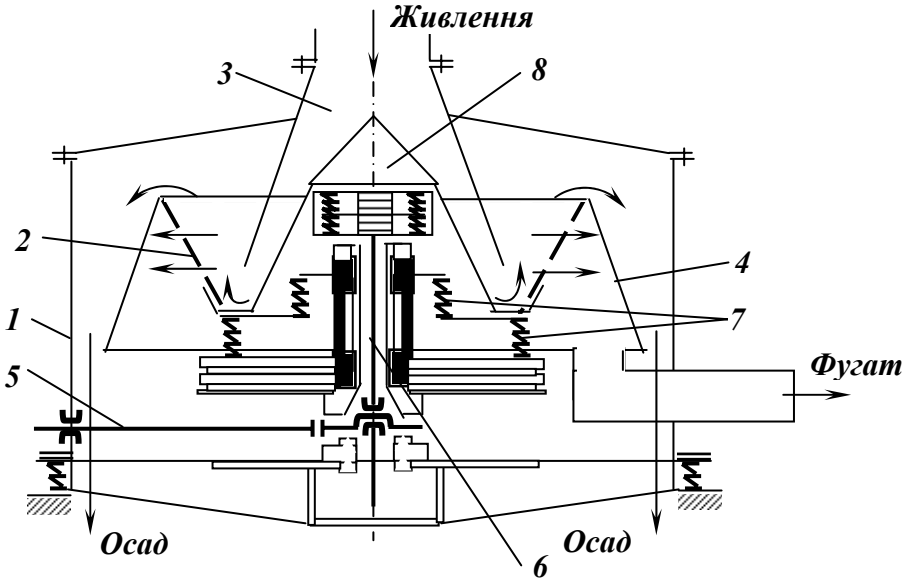


Рис. 10.4 – Центрифуга фільтруюча вібраційна типу ФВВ.
1 – корпус; 2 – конічний ротор; 3 – завантажувальний пристрій;
4 – внутрішній конус; 5 – горизонтальний ексцентриковий вал;
6 – шатун; 7 – амортизатори; 8 – головка віброзбуджувача.

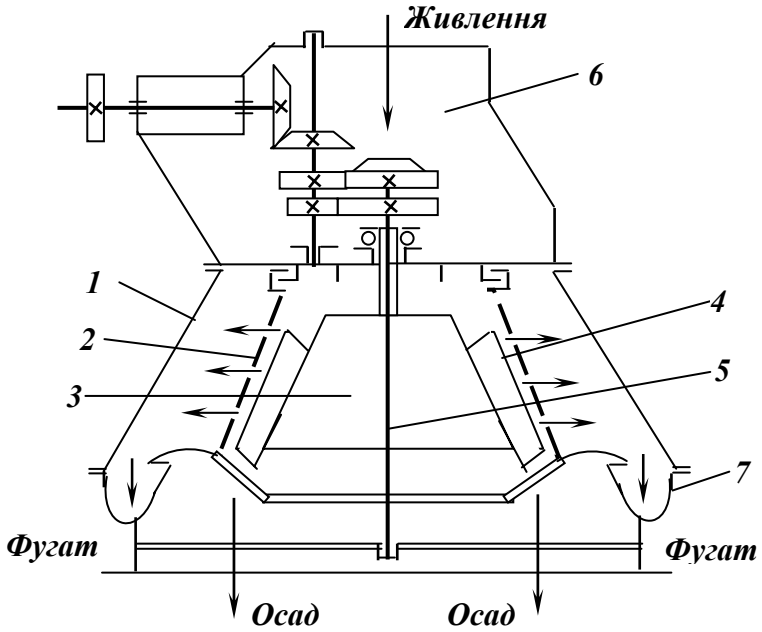


Рис. 10.5 – Центрифуга фільтруюча шнекова типу ФВШ.
1 – корпус центрифуги; 2 – фільтруючий ротор; 3 – корпус шнека; 4 – шкребки;
5 – головний вал; 6 – завантажувальний циліндр; 7 – жолоб для фугату.

Центрифуги ФВШ більш складні за конструкцією ніж центрифуги ФВВ, але вони дозволяють зневоднювати продукти з більшим вмістом шламів, а також отримувати зневоднені продукти з вмістом вологи на 2 – 3 % менше.

Центрифуги з відцентровим (інерційним) вивантаженням осаду типу ФВІ (рис. 10.6) доцільно використовувати для зневоднення абразивних продуктів збагачення, антрациту.

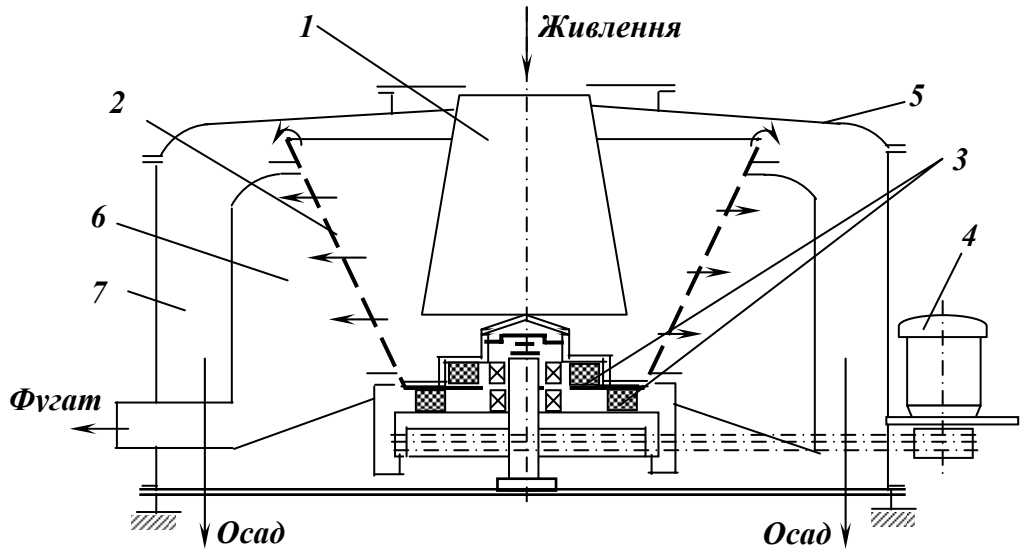


Рис. 10.6 – Центрифуга фільтруюча інерційна типу ФВІ.
1 – завантажувальний конус; 2 – конічний ротор; 3 – амортизатори;
4 – електродвигун; 5 – корпус; 6 – камера для фугату; 7 – камера для осаду.

Вихідний матеріал при подачі в центрифугу отримує значне прискорення при переміщенні по сферичній вставці перед надходженням на фільтруючу поверхню ротора. Це необхідно для забезпечення руху осаду в умовах, коли кут нахилу твірної ротора менше кута тертя. Далі осад переміщується з швидкістю, яка безперервно зменшується. Видалення зневодненого продукту і фугату з центрифуги здійснюється через відповідні камери.

Перевагою центрифуг ФВІ є короткочасність контакту матеріалу з фільтруючою поверхнею.

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

Осаджувальні і осаджувально-фільтруючі центрифуги призначені для зневоднення розріджених дрібних продуктів збагачення.

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

Осаджувальні шнекові центрифуги типу ОГШ (рис. 10.7) використовуються для зневоднення незбагачених шламів енергетичного вугілля і високозольних важкофільтрованих флотаційних концентратів.

Осаджувальна шнекова центрифуга складається з корпуса ***1***, ротора ***2***, шнека ***3***, планетарного редуктора ***4*** і завантажувального пристрою 16. У середині корпус розділений перегородками на камери для прийому фугату і осаду. Ротор ***2*** складається з циліндричної і конічної частин. В торцевій кришці циліндричної частини ротора розташовані зливні вікна ***5*** з регульованими шайбами для видалення фугату. У кінці конічної частини ротора передбачені розвантажувальні патрубки для вивантаження осаду. У середині ротора розташований шнек, який складається також з двох частин: суцільної конічної і циліндричної, виконаної у вигляді білячого колеса. На поверхні обох частин ротора закріплена спіраль ***6***. В конічній частині шнека є отвори для подачі суспензії у середину ротора. Планетарний редуктор призначений для передачі від ротора до шнека обертів з необхідною частотою. Ротор і шнек обертаються у одному напрямку, але частота обертання шнека на 2,6 % менше, що забезпечує переміщення осаду шнеком.

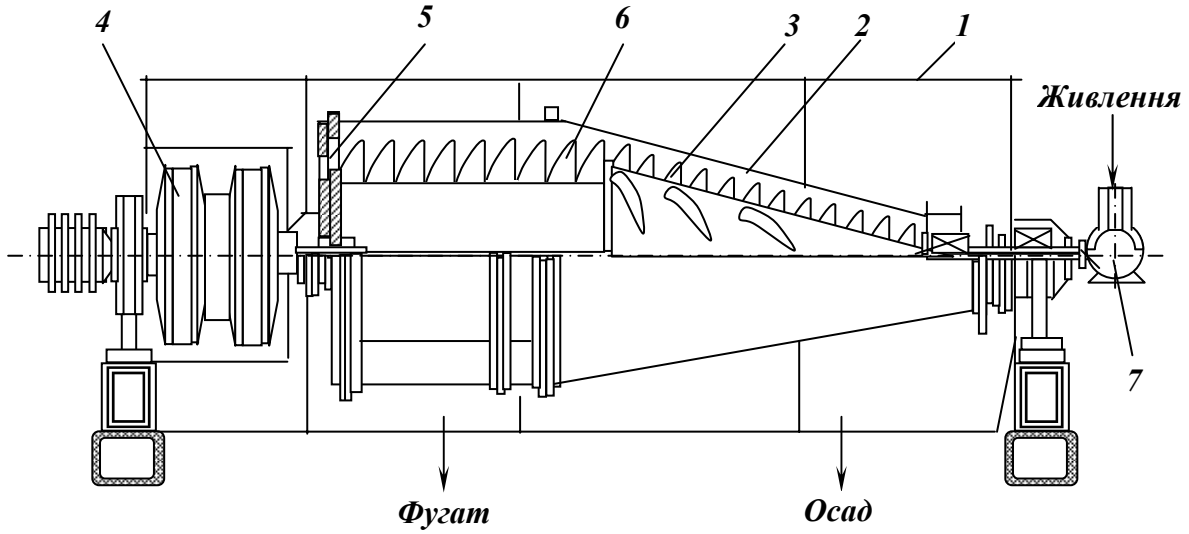


Рис. 10.7 – Осаджувальна шнекова центрифуга типу ОГШ.
1 – корпус; 2 – ротор; 3 – шнек; 4 – планетарний редуктор; 5 – зливні вікна; 6 – спіраль; 7 – завантажувальний пристрій.

Вихідна пульпа завантажувальним пристроєм подається у середину шнека і через отвори в ньому надходить в ротор. В роторі відбувається відцентрове осадження частинок і розділення суспензії на тверду і рідку фази. Тверда фаза шнеком переміщується до розвантажувальних патрубків, через які вона відцентровими силами розвантажується з ротора. Рідка фаза по спіральних каналах, що створені витками шнека і стінкою ротора, рухається у протилежному напрямку і витікає через зливні вікна.

Відсаджувальні центрифуги ОГШ застосовують для зневоднення дрібних розріджених продуктів, які містять від 10 до 50 % твердого за масою.

Осаджувально-фільтруюча шнекова центрифуга типу ОГШ-1350Ф (рис. 10.8) створена на базі центрифуги ОГШ-1350 і відрізняється від неї наявністю фільтруючого ступеня ***9***.

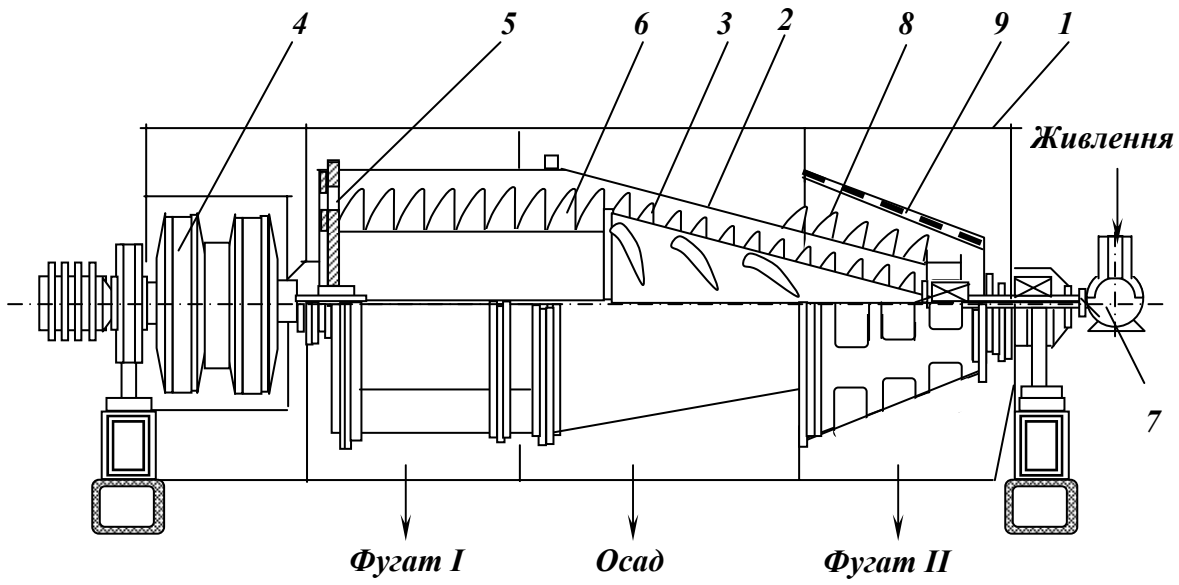


Рис. 10.8 – Осаджувально-фільтруюча шнекова центрифуга ОГШ-1350Ф.
1 – корпус; 2 – ротор; 3 – шнек; 4 – планетарний редуктор; 5 – зливні вікна; 6 – спіраль; 7 – завантажувальний пристрій; 8 – шнек фільтруючого ступеня; 9 – фільтруючий ступень.

Шнек ***8*** фільтруючого ступеня закріплений на конічній частині ротора ***2***. Фільтруюча поверхня – шпальтове сито. Цапфа фільтруючого ступеня жорстко з'єднана з шнеком. У центрифузі ОГШ-1320Ф осад відсаджувального ступеня додатково зневоднюється у фільтруючому ступені.

Центрифуга ОГШ-1320Ф призначена для більш глибокого зневоднення шламів і флотоконцентратів, зневоднення яких на дискових вакуум-фільтрах здійснюється незадовільно, напр., зневоднення важкофільтрованих флотоконцентратів вугілля марок Г і П.

Технологічні показники осаджувальних центрифуг такі: винос твердого у фугат 25 – 35 %; вологість осаду: концентратів флотації 20 – 25 %, відходів флотації 22 – 30 %, шламу 17 – 22 %. Суттєвий недолік відсаджувальних центрифуг – високий вміст твердого у фугаті, що у 2 – 3 рази більше, ніж у фільтраті вакуум-фільтрів. Винос твердого у фугат скорочується при застосуванні флокулянту. При витраті флокулянту 150 –250 г/т винос твердого у фугат скорочується до 10 % .

Продуктивність центрифуг визначається за даними довідників і з урахуванням конкретних умов.

10.1.4. 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, відсаджувальних центрифугах і гідроциклонах.

Згущувальні апарати на вуглезбагачувальних фабриках призначені для згущення пульп, що містять тверді частинки малої крупності (шлами). Крім того, у результаті згущення пульп здійснюється прояснення оборотної води, що дозволяє зменшити забір свіжої води із зовнішніх джерел водопостачання і запобігти забрудненню рік і водойм [3, 14, 22].

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

В згущувачах гравітаційного типу при оптимальному заповненні і сталому режимі існує три зони (рис. 10.9).

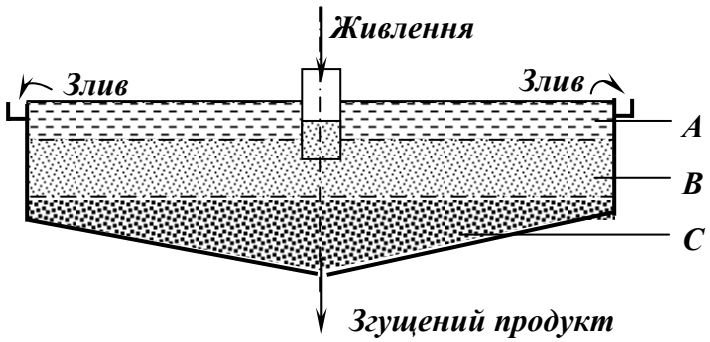


Рис. 10.9 – Зони осадження пульпи в згущувачах.
A –зона проясненої рідини;
B – зона вихідної пульпи;
C – зона згущення

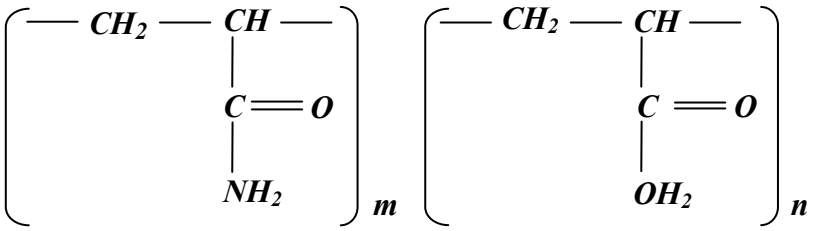
У верхньому шарі створюється зона проясненої рідини *A*, де рух твердих частинок відбувається за законами вільного падіння у водному середовищі. Швидкість руху частинок у цій зоні залежить від їх розміру і густини.

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.

Унизу знаходиться зона згущення осаду *C*. Тут вода витискається з осаду під дією частинок, що знаходяться вище, і переміщується угору. Швидкість руху частинок стає практично рівною нулю, а густина осаду досягає максимуму.

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

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, гіпан, сепаран, поліфлок та 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.

Для згущення тонких продуктів на збагачувальних фабриках найчастіше використовують *радіальні згущувачі* .

Радіальні згущувачі – апарати безперервної дії для згущення пульп перед флотацією, незбагачених шламів і відходів флотації перед зневодненням. Залежно від конструкції і розташування приводу гребкової рами розрізняють радіальні згущувачі з центральним і з периферичним приводом.

Радіальний згущувач з центральним приводом (рис. 10.10) складається циліндричного залізобетонного чану ***1*** з конічним днищем і кільцевим зливним жолобом ***2***; вертикального вала ***5***; рами ***3*** з гребками; ферми ***6***, на якій встановлений механізм ***9*** обертання вала і підйому гребків, завантажувальної лійки ***4*** з решіткою ***8***; розвантажувальної лійки *7* для згущеного продукту.

Вихідна пульпа надходить у завантажувальний пристрій з решіткою для уловлення побічних предметів і рухається від центру до кільцевого зливного жолоба. При цьому частинки шламу осаджуються на днище чану під дією сили ваги. Осілий шлам шкребками гребкового пристрою переміщується по днищу чану до розвантажувальної лійки, звідки насосом видаляється із згущувача. Злив вивантажується через поріг у зливний жолоб і служить оборотною водою.

Радіальний згущувач з периферійним приводом відрізняється тим, що механізм гребкового пристрою спирається ходовим колесом на рейку, що

прокладена по верхній крайці борта чана, і переміщується по цій рейці разом з рухомою фермою, на нижній частині якої закріплені гребки.

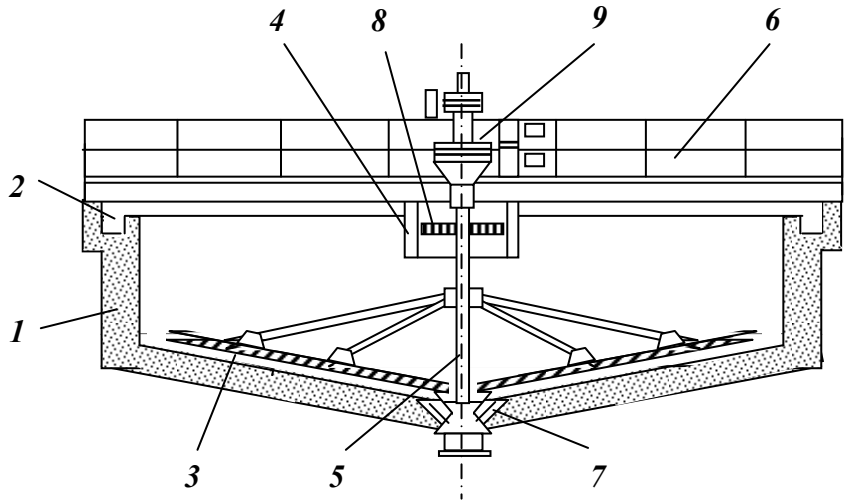


Рис. 10.10 – Радіальний згущувач з центральним приводом.
1 – залізобетонний чан; 2 – зливний жолоб; 3 – гребкова рама; 4 – лійка завантажувальна; 5 – вал; 6 – ферма; 7 – лійка розвантажувальна; 8 – решітка; 9 – привод.

На вуглезбагачувальних фабриках розповсюджені радіальні згущувачі з периферійним приводом діаметром 25 і 30 м. Радіальні згущувачі більшого діаметра з технологічної точки зору менш ефективні, тому що в їхній центральній частині утворюються швидкісні потоки, що погіршує умови осадження шламів.

Однак показники роботи радіальних згущувачів не завжди задовольняють технологічним вимогам: питома продуктивність при застосуванні флокуляції твердої фази відходів флотації вуглезбагачення не перевищує 0,8 $м^3$/год·$м^2$, а вміст твердого в згущеному продукті становить не більше 300 кг/$м^3$. Такий низький ступінь згущення не дозволяє застосувати ефективне зневоднення відходів флотації на фільтр-пресах і наступне складування його разом з крупними відходами. Тому на вуглезбагачувальних фабриках для згущення відходів флотації до вищого ступеня концентрації згущеного продукту (500 – 600 кг/$м^3$) застосовують циліндроконічні згущувачі.

Циліндроконічні згущувачі призначені головним чином для прояснення води, згущення і ущільнення відходів флотації перед їхнім зневодненням на фільтр-пресах.

Циліндроконічний згущувач (рис. 10.11) складається із стального циліндроконічного корпуса ***1***, у верхній частині якого розташований зливний жолоб ***2***. У центральній частині корпуса розміщується завантажувальний пристрій ***3***, на кінці якого є конічна вставка з радіальними дільниками потоку. Згущений продукт розвантажується роторним розвантажувачем ***9***.

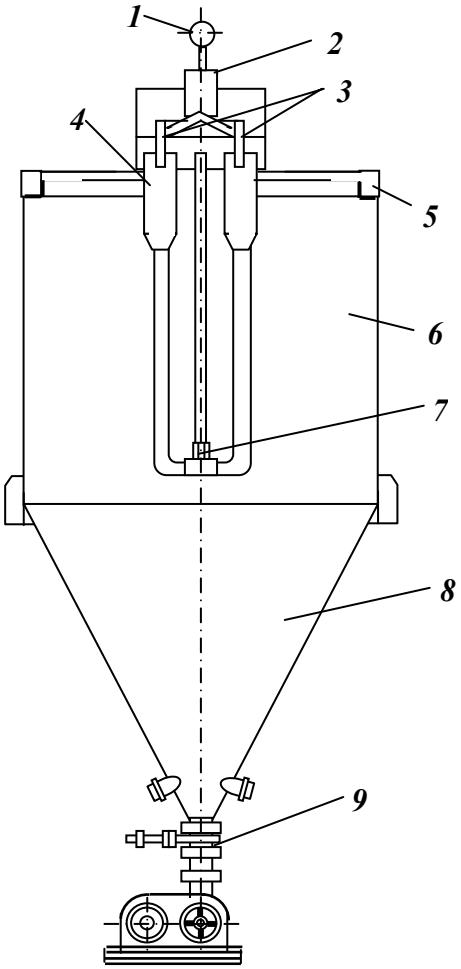


Рис. 10.11 – Циліндроконічний згущувач.
1 – система дозування флокулянту;
2 – жолоб-змішувач;
3 – проміжні камери;
4 – повітровідділювачі;
5 – зливний жолоб;
6 – циліндрична частина;
7 – розподільча камера;
8 – конічна частина;
9 – розвантажувач.

Вихідна пульпа надходить у горизонтальний жолоб і далі у пристрій багатоканальної флокуляції, де змішується з флокулянтом. Потім потік надходить у вертикальну камеру – повітровідділювач, з якої направляється у камеру гасіння швидкості, після чого розподіляється у об'ємі згущувача. Прояснена вода переливається через крайку у зливний жолоб, а згущений продукт видаляється розвантажувальним пристроєм. При роботі згущувача в сталому режимі створюються три робочі зони: проясненої води, інтенсивного осадження і ущільнення осаду. Перші дві зони – у циліндричній частині згущувача, третя – в конічній частині.

Циліндроконічний згущувач працює за принципом вертикального відстійника. Тут напрями швидкості осадження флокул під дією сили ваги і руху проясненої води до зливного жолоба вертикальні і спрямовані у протилежні сторони. Для випадіння флокульованих частинок з потоку у осад необхідно, щоб швидкість їхнього осадження була більше швидкості води.

У циліндроконічному згущувачі досягається концентрація твердого у осаді до 800 кг/м^3 при високій питомій продуктивності і вмісті твердого у проясненій воді не більше 2 кг/м^3.

При технологічному розрахунку і виборі згущувачів питому площу згущення і продуктивність приймають або за експериментальними дани-

ми, або за даними, отриманими при згущенні аналогічного продукту в промислових умовах. Якщо при згущенні застосовується коагулянт, табличні дані повинні бути відповідно відкоректовані.

При відомій питомій продуктивності необхідна площа згущення визначається за формулою:

$$F = Q / q, \text{ м}^2, \tag{10.1}$$

де Q – продуктивність згущувача по пульпі, т/год; q – питома продуктивність згущувача, $\text{м}^3/\text{год}\cdot\text{м}^2$.

За обчисленою площею згущення визначається діаметр згущувача:

$$D = 2\sqrt{F/\pi} \approx 1{,}13\sqrt{F}, \text{ м}. \tag{10.2}$$

Відповідно до отриманого результату за технічною характеристикою приймають згущувач з діаметром, близьким до розрахункового.

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.

10.1.5. Фільтрування

Фільтрування – операція зневоднення дрібнозернистих пульп, що базується на примусовому виділенні з них води через пористу перегородку. Як фільтруючі перегородки використовують різні спеціальні тканини: бавовняні, вовняні, капронові, нейлонові і інші, а також металеві сітки з отворами 0,15 – 0,25 мм. Фільтрація, звичайно, – друга стадія зневоднення [3, 14, 22].

При фільтруванні зневоднення твердої фази і видалення фільтрату здійснюється створенням перепаду тиску по обидві сторони фільтруючої поверхні. Залежно від способу створення перепаду тиску розрізняють вакуум-фільтри (зневоднення флотоконцентрату), фільтр-преси (зневоднення флотовідходів) і гіпербарфільтри.

Процес фільтрування на вакуум-фільтрах (рис. 10.12) складається з ряду послідовних операцій:

– в *зоні фільтрування* ***I*** фільтруюча поверхня занурена у ванну з пульпою і знаходиться під вакуумом. Під дією перепаду тиску рідка фаза

(фільтрат) відсмоктується 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 вологу з пор;

– *«мертва» зона* ***III*** служить для розділення зон просушування і віддувки;

– 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***.

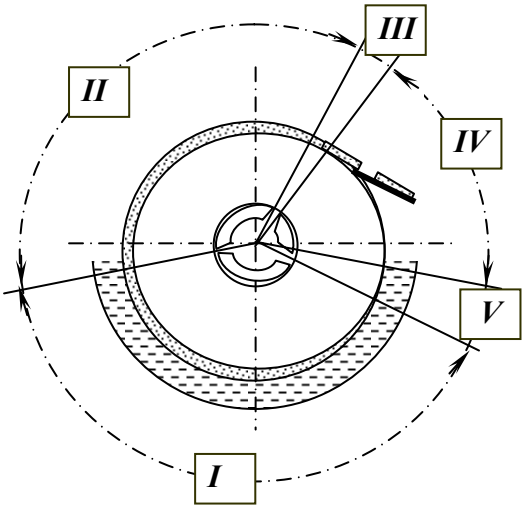


Рис. 10.12 – Схема процесу фільтрування на вакуум-фільтрах.
I – зона фільтрування;
II – зона просушування;
III, V – «мертві» зони;
IV – зона віддувки.

Зона ***I*** характеризується постійним збільшенням товщини осаду і видаленням фільтрату, зона ***II*** – частковим видаленням фільтрату.

З урахуванням ламінарності течії рідини крізь шар осаду і отвори фільтруючої поверхні рівняння фільтрування може бути записане у такому вигляді:

$$\omega = dV / Fdt = dV' / dt = \Delta p / \mu R, \qquad (10.3)$$

де ω – швидкість фільтрування, м/с; V – об’єм фільтрату, м^3; F – поверхня фільтрування, м^2; t – тривалість фільтрування, с; V' – об’єм фільтрату на одиницю поверхні фільтрування, м^3/м^2; Δp – різниця тиску, Па; μ – в’язкість фільтрату, Па·с; R – сумарний опір осаду і поверхні фільтрування течії фільтрату, м$^{-1}$.

У початковий момент фільтрування рідина вільно проходить крізь отвори фільтруючої поверхні, тому у цьому випадку опором нехтують. Однак зі збільшенням маси осаду опір зростає і описується формулою:

$$R_{oc} = rmV', \qquad (10.4)$$

де r – питомий масовий опір осаду, м/кг; m – маса осаду, що відклався на поверхні фільтрування при отриманні одиниці фільтрату, кг/м^3.

Після заміни R_{oc} на R одержимо остаточне диференціальне рівняння фільтрування:

$$dV'/dt = \Delta p/(\mu rmV). \qquad (10.5)$$

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

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*.

Дисковий вакуум-фільтр типу ДУ (рис 10.13) складається з чарункового валу ***1*** з закріпленими на ньому фільтруючими дисками ***3***, двох розподільних головок ***2*** і ванни ***4***. Вал обертається в підшипниках, що установлені у бокових стінках ванни. Усередині вал ***1*** полий, двостінний, а по периферії розташовані ізольовані один від одного канали ***5*** (по числу секторів). В каналах є отвори для підключення до них секторів, з яких складаються диски. Число отворів на валу відповідає числу секторів. Кількість дисків на валу складає 8 (ДУ80-2,7), 10 (ДУ140-3,5У) або 14 (ДУ250-3,75). Вал фільтра складається з чотирьох секцій: двох кінцевих і двох проміжних, з'єднаних між собою. Диски розташовані таким чином, що кожен з них з'єднується з одним каналом вала. Канали виходять на торцеві поверхні вала, до яких примикають розподільні головки. Вал фільтру посередині розділений суцільною перегородкою, яка запобігає перетіканню повітря від однієї розподільної головки до другої, що сприяє підвищенню ефективності фільтрування, просушування і віддувки осаду. Ліва і права розподільні головки мають однакову конструкцію. Розподільні головки призначені для послідовного з'єднання відповідних зон фільтрування, просушування осаду і його віддувки з системами відводу фільтрату і підводу стисненого повітря. Вихідна пульпа надходить між дисками у ванну. Вміст твердого в суспензіях флотаційного концентрату складає у середньому 200 – 450 кг/м^3, незбагаченого шламу – 250 – 450 кг/м^3. Фільтруюча поверхня створюється боковими стінками дисків. В зоні фільтрування сектори дисків через розподільну головку підключені до вакуум-насоса. 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 входять у зону просушування, де вода з осаду витісняється повітрям. В «мертвих» зонах здійснюється зміна ваку-

уму на стиснене повітря або навпаки. У зоні віддувки осад відділяється від фільтрувальної тканини стисненим повітрям і шкребками, а також в цій зоні тканина продувається повітрям і підготовлюється до наступного циклу фільтрування.

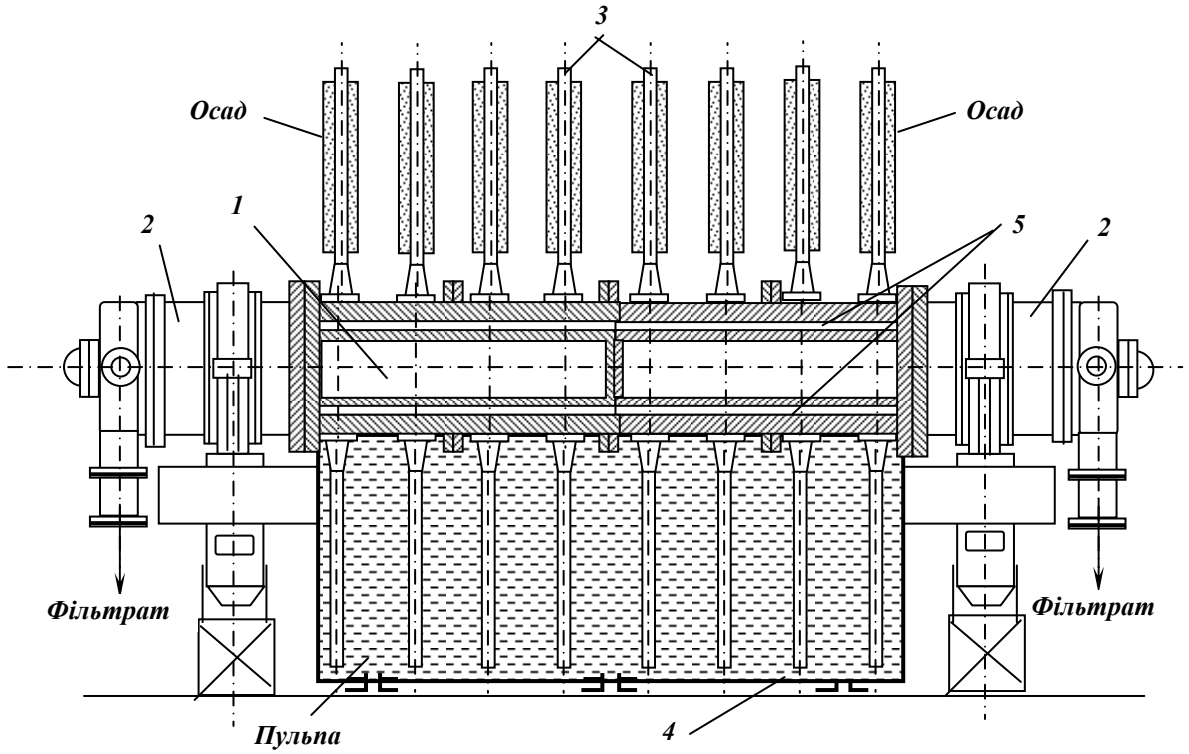


Рис. 10.13 – Схема дискового вакуум-фільтра типу ДУ.
1 – чарунковий вал; 2 – розподільна головка; 3 – диски; 4 – ванна; 5 – канали.

Гіпербар-фільтр (рис.10.14) є дисковим вакуум-фільтром, який міститься в напірному резервуарі, що дозволяє досягнути значно більшої різниці тисків і забезпечити високу продуктивність та знизити кінцеву вологу кеку у порівнянні з дисковим вакуум-фільтром – на 3 – 5 %. Фільтрування з використанням гіпербар-фільтрів знижує витрати на сушку або виключає її з технологічного процесу. Отримання в результаті фільтрації чистого фільтрату дозволяє збагачувальній фабриці працювати із замкненим водно-шламовим циклом.

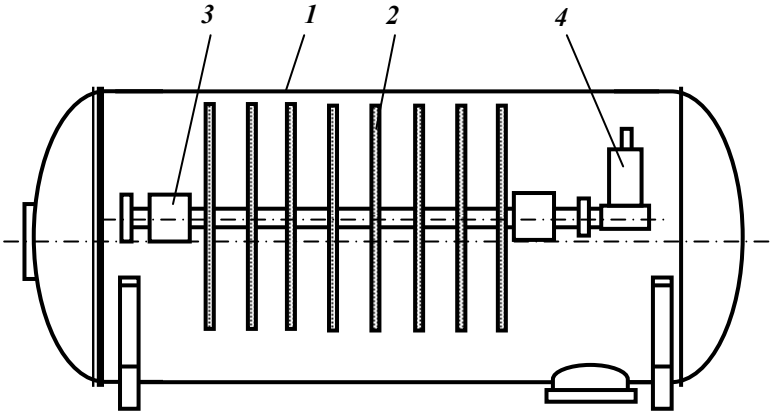


Рис.10.14. Гіпербар-фільтр.
1 – напірний резервуар;
2 – фільтрувальний диск;
3 – головка управління;
4 – привод фільтру.

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

Барабанні вакуум-фільтри з зовнішньою фільтруючою поверхнею (рис. 10.15 ***а***) встановлюють у тих випадках, коли необхідно зниження вологості зневодненого матеріалу (кеку) на 2 – 3 % (в порівнянні з дисковими фільтрами), а також при надходженні на фільтр зернистого матеріалу, що не втримується на фільтруючій поверхні дисків. Барабанний вакуум-фільтр із зовнішньою фільтруючою поверхнею складається з барабана *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 головкою.

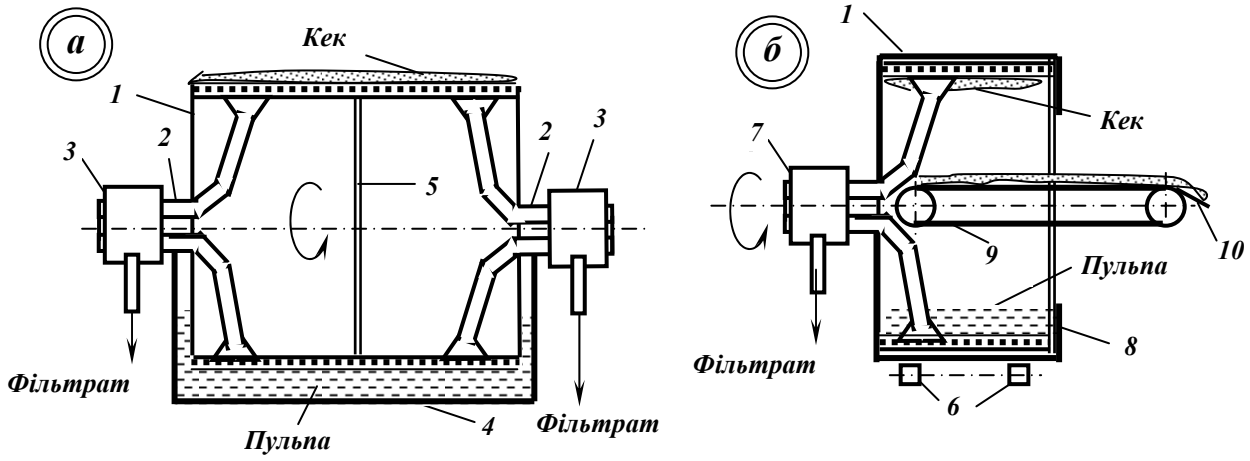


Рис. 10.15 – Схеми барабанних вакуум-фільтрів з зовнішньою (*а*) і внутрішньою (*б*) фільтруючою поверхнею.
1 – барабан; 2 – порожнисті цапфи; 3 – розподільні головки; 4 – ванна; 5 – перегородка; 6 – опорні ролики; 7 – розподільна головка; 8 – кільцевий поріг; 9 – стрічковий конвеєр; 10 – шкребок.

Фільтруюча тканина на поверхні барабана закріпляється сталевим дротом. При фільтруванні зернистих рудних концентратів, що швидко осаджуються і містять не більше 60 –70 % класу –0,074 мм (напр., апатитові, фосфоритові концентрати), застосовуються барабанні *вакуум-фільтри з внутрішньою фільтруючою поверхнею* (рис. 10.15 ***б***), що складається з суцільного барабана *1*, який обертається на роликах *6*. Середина барабана – циліндрична поверхня обтягнута фільтруючою тканиною. Між фільтруючою поверхнею і барабаном передбачені порожнини, що з'єднаються з розподільною головкою *7* трубами. Один кінець барабана підключений до розподільної головки, а другий – відкритий має кільцевий поріг *8*. Кек, що утворюється у процесі фільтрування під дією сил ваги падає на стрічковий конвеєр *9* і знімається зі стрічки шкребком *10*.

Середина барабану – циліндрична поверхня обтягнута фільтруючою тканиною, яка прикріплюється до барабану планками. Між фільтруючою поверхнею і барабаном передбачені порожнини, що з'єднуються з розподільною головкою *3* трубами. Один кінець барабану підключений до розподільної головки, а другий – відкритий має кільцевий поріг *4*. Кек (осад), 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 шламів). Стрічковий вакуум-фільтр (рис. 10.16) складається з приводного *1* і натяжного *6* барабанів, вакуум-камери *2*, гумовотканинної стрічки *5*, живильного лотка *4* і бортів *3*.

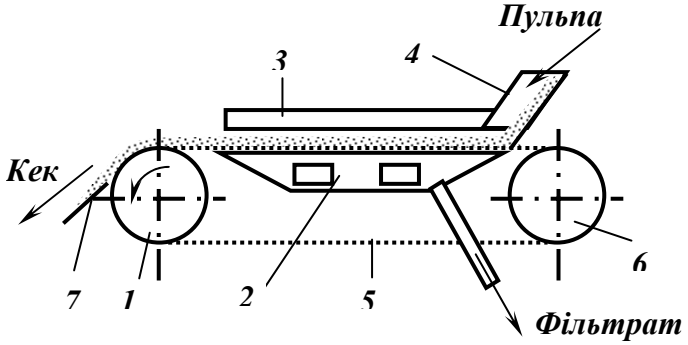


Рис. 10.16 – Схема стрічкового вакуум-фільтра.
1 – приводний барабан;
2 –вакуумна камера;
3 – борти;
4 – живильний лоток;
5 – гумовотканинна стрічка;
6 – натяжний барабан;
7 – шкребок.

Фільтрувальна тканина закріплюється на гумовотканинній стрічці гумовими шнурами. У стрічці передбачені отвори, які з'єднують підтканинний простір стрічки з вікнами золотникової решітки вакуум-камери, що патрубками з'єднана з колектором для відводу фільтрату.

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 (наприклад, флотаційних відходів вуглезбагачення).

Фільтр-прес (рис. 10.17) складається з комплекту вертикальних рифлених фільтрувальних плит ***3***, розташованих між упорною ***2*** і притискною ***8*** плитами. Нарифлення плит з'єднані з канавками для стоку фільтрату. Усередині фільтрувальних плит є отвори для вводу пульпи в фільтр-прес. Плити переміщуються ланцюговою реверсивною передачею ***6*** по напрямним штангам ***9***, на яких утримуються за допомогою роликів *7*. Затискання плит здійснюється притискною плитою ***8*** від гідроприводу ***11***. Для запобі-

гання поломки фільтра при перекосі плит служить шарнірна головка ***1***. Кожна плита укомплектована фільтрувальною тканиною типу «бельтинг». В місцях отворів у плитах тканина ущільнена гумовими кільцями ***5***. Фільтрат відводиться у жолоб ***12***.

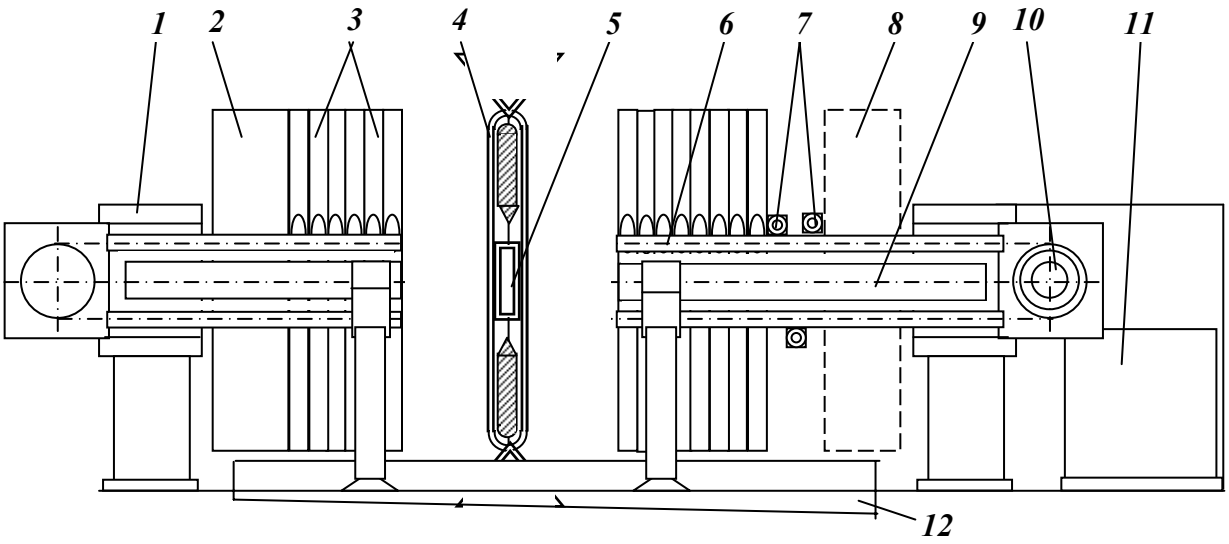


Рис. 10.17 – Схема фільтр-преса.
1 – шарнірна головка; 2 – упорна плита; 3 – фільтрувальні плити; 4 – фільтрувальна тканина; 5 – гумове кільце; 6 – ланцюг механізму переміщення плит; 7 – напрямні ролики; 8 – притискна плита; 9 – опорна балка; 10 – привід ланцюгової передачі; 11 – гідропривод; 12 – жолоб для відводу фільтрату.

Відходи флотації зневоднюються таким чином. Після затиску плит по центральному каналу під тиском подається пульпа, яка розтікається по камері, що утворилася між плитами і обмежується фільтрувальною тканиною. Під дією перепаду тиску рідина фільтрується через фільтрувальну тканину і по спеціальних канавках в плитах стікає у жолоб і відводиться. Припинення стоку фільтрату свідчить про закінчення фільтрування, тобто про те, що камери повністю заповнені ущільненим осадом. Після цього плити розсовуються і зневоднений осад вивантажується з фільтру.

На продуктивність фільтр-пресу впливають вміст твердого у вихідній суспензії, гранулометричний склад і стан фільтрувальної тканини.

Пульпу з вмістом твердого менше 400 – 450 кг/м^3 подавати на фільтр-прес не рекомендується, тому що при цьому різко знижується його продуктивність.

Суттєво впливають на роботу фільтр-пресу гранулометричний склад і склад мінеральних домішок. Наявність глинистої речовини у вигляді вільних зерен, а також вміст у живленні зерен крупніше 0,5 мм у кількості більше 5 – 7 % погіршують процес фільтрування.

Для виділення крупної частини відходів можуть застосовуватись гідроциклони. Згущений продукт гідроциклонів може подаватись на стріч-

кові вакуум-фільтри або у конічні грохоти, надрешітний продукт яких повинен зневоднюватись у фільтраційних центрифугах.

Показники фільтрування залежать від типу фільтрувальної тканини. Вона повинна мати мінімальну адгезію (липкість) до осаду, характеризуватись стійкістю до стирання, антикорозійністю, відсутністю залишкової деформації.

Продуктивність прес-фільтрів розраховують за нормами питомого навантаження, що приймають за результатами лабораторних досліджень, враховуючи досвід їх практичної експлуатації на аналогічній сировині або за усередненими даними.

Тривалість одного циклу фільтрування, що включає час заповнення камер фільтра, власне фільтрування і розвантаження зневодненого осаду, залежить від характеристики відходів флотації, стану фільтрувальної тканини, забезпеченості транспортом для зневодненого осаду та ін. і коливається в межах 55 – 120 хв. (у середньому 70 – 90 хв.). При цьому тривалість заповнення фільтр-преса пульпою складає близько 15 хв., фільтрування 40 – 60 хв., продувки і промивки 5 хв., розвантаження 10 – 20 хв.

При виборі схеми обробки відходів флотації і їхньому складуванні необхідно виходити з таких основних вимог:

– прийнята схема обробки відходів флотації повинна забезпечити отримання чистої води для використання її у оборотному циклі фабрики;

– згущений продукт згущувачів повинен містити не менше 350 кг/м^3 при використанні фільтр-пресів і 750 – 800 кг/м^3 твердої фази при змішуванні його з гравітаційними відходами;

– згущений продукт фільтр-пресів самостійно або у суміші з гравітаційними відходами повинен легко транспортуватися у відвал автомобільним або іншим видом транспорту;

– схема обробки відходів флотації повинна забезпечувати сумісне складування флотаційних і гравітаційних відходів в плоских або іншої форми відвалах або підготовку відходів флотації до утилізації.

Виходячи з цих вимог найбільш доцільна схема з фільтр-пресами. Компонувальне рішення фільтр-пресового відділення обладнаного циліндроконічними згущувачами і камерними фільтр-пресами наведене на рис. 10.18.

Застосування фільтр-пресів для зневоднення флотаційних відходів вуглезбагачувальних фабрик дозволяє вирішити проблему оборотного водопостачання без використання зовнішніх шламових відстійників. Фільтр-преси забезпечують одержання чистого фільтрату, що містить 1 – 2 кг/м^3 твердої фази, і зневодненого до транспортабельного осаду, який складується разом з відходами гравітаційного відділення.

Основним недоліком камерних фільтр-пресів є періодичність їхньої роботи. Застосування безперервно діючих стрічкових фільтр-пресів усуває цей недолік.

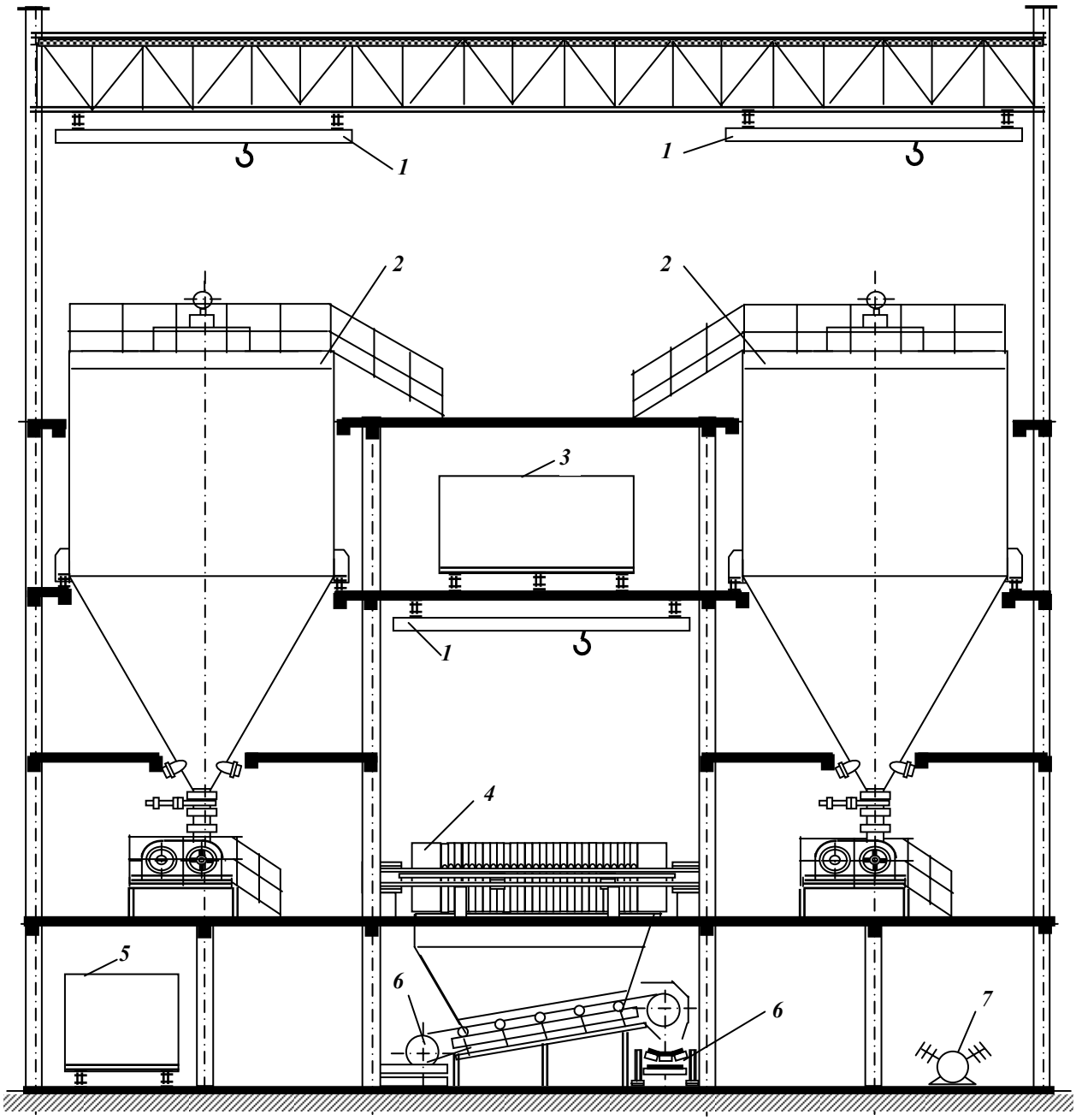


Рис. 10.18 – Фільтр-пресове відділення.
1 – підйомний кран; 2 – циліндроконічний згущувач; 3 – бак зливу; 4 – фільтр-прес; 5 – бак фільтрату; 6 – стрічковий конвеєр; 7 – компресор.

Стрічкові фільтр-преси являють собою поєднання двох розташованих один над одним рухомих конвеєрів, нижній з яких має фільтрувальну перегородку, а верхній, який здійснює тиск на оброблювану масу, посилений гумовотканинною стрічкою. Зневоднювана маса розташовується між стрічками апарата, що рухаються синхронно. В апараті є дві зони: зона дренування або фільтрування під дією гравітаційних і капілярних сил і зона пресування – відтискання зневоднюваної маси під дією натискної гілки верхнього конвеєра.

Технологічні фактори обмежують тиск, який звичайно складає 0,02 МПа. Тому при натиску оброблюваних шламів не отримують таких же результатів, як при роботі періодично діючих камерних фільтр-пресів при тиску 0,1 – 0,2 МПа. Стрічкові фільтр-преси випускаються декількох різновидів.

Фірма «Дегремон» (Франція) випускає стрічкові фільтр-преси типу «Флокпрес». Схема фільтр-пресу типу «Флокпрес» наведена на рис. 10.19.

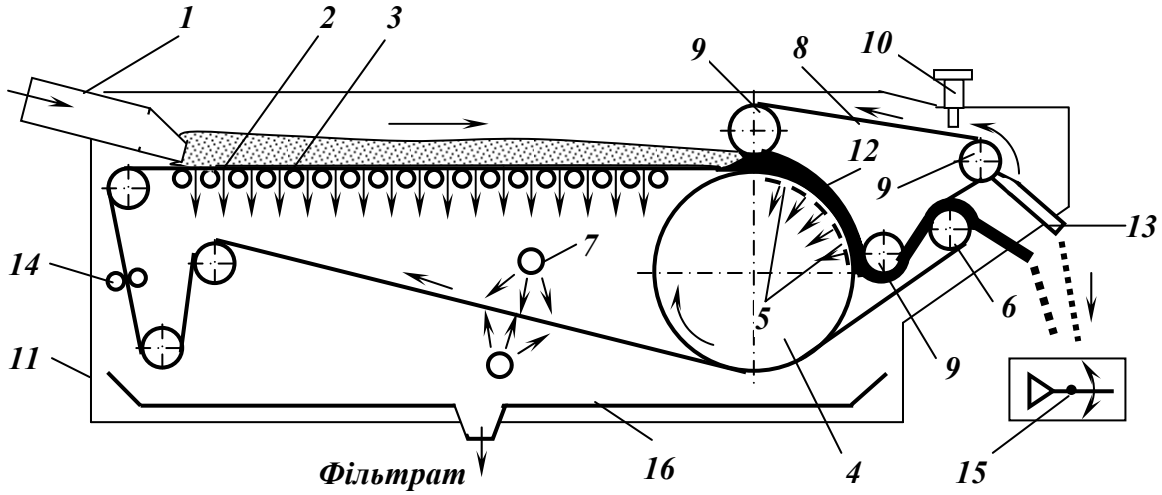


Рис. 10.19 – Схема стрічкового фільтр-пресу типу «Флокпрес».
1 – живильний лоток; 2 – фільтрувальна стрічка; 3 – опорні ролики; 4 – барабан покритий гумою; 5 – прорізи для стоку фільтрату; 6 – зворотний ролик; 7 – бризкала; 8 – гумовотканинна стрічка; 9 – ролики; 10 – домкрат; 11 – рама; 12 – зазор між фільтрувальною і стискуючою стрічками; 13 – гнучкий скребок; 14 – зрівняльні ролики; 15 – контрольний пристрій; 16 – піддон.

Флокульована суспензія лотком *1* подається на безперервно рухому фільтрувальну стрічку *2*, яка виготовлена з тканого синтетичного волокна. Стрічка після руху по горизонтальній ділянці на опорних роликах *3* огинає покритий гумою барабан *4* з прорізами *5* для стоку фільтрату, а після зворотного ролика *6* (при зворотному русі) промивається з двох сторін водою з бризкал *7*. Двостороння промивка стрічки здійснюється при тиску 0.03 – 0,04 МПа таким чином, щоб шлам був повністю видалений зі стрічки потоком води.

Горизонтальна ділянка стрічки являє собою зону природного дренування під дією гравітаційних і капілярних сил. За горизонтальною розташована криволінійна ділянка пресування згущеної маси суспензії під дією тиску, при цьому пресування супроводжується повільним збільшенням опору осаду. Пресуванняя осаду здійснюється під дією безперервно стискуючої його гумовотканинної стрічки *8*, яка рухається синхронно з фільтрувальною стрічкою. Стискуюча стрічка рухається по роликах *9*, що вста-

новлені на рамі *11* апарата. Ролики можуть повертатися навколо осі, яка у свою чергу, може бути зрушена у вертикальному напрямку за допомогою одного або декількох домкратів *10*. Зазор *12* між фільтрувальною і стискуючою стрічками поступово зменшується, стискуюче зусилля збільшується і ступінь відтискування підвищується. Зневоднений осад видаляється з фільтрувальної стрічки за допомогою гнучкого скребка *13*. Другим скребком стискуюча стрічка очищується від залишків осаду після його зйому. Двома роликами *14* під дією стисненого повітря тканина вирівнюється. Вивантаження осаду і, отже, хід процесу безперервно контролюється пристроєм *15*. Фільтрат і промивна вода самопливом видаляються через піддон *16*.

Стрічкові фільтр-преси цього типу отримали широке застосування у складі різних пристроїв для зневоднення шламів стічних вод і можуть бути використані для зневоднення відходів флотації на вуглезбагачувальних фабриках.

На ефективність роботи фільтрів впливають такі вміст твердого у вихідної пульпи, крупність твердої фази, різниця тисків по обидва боки фільтруючої перегородки, частота обертання робочого органу фільтра та ін. Залежно від цих факторів вологість осаду коливається від 10 до 25 %. Питома продуктивність фільтра і вологість осаду збільшуються при збільшенні вмісту твердої фази в живленні і збільшенні швидкості руху робочого органа (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 кеку.

Продуктивність фільтрів визначається по формулі:

$$Q = q\,F, \text{ т/год}, \qquad (10.6)$$

де q – питома продуктивність фільтра, т/год·м^2; F – площа фільтрування, м^2.

Питома продуктивність фільтра і вологість осаду підвищуються при збільшенні вмісту твердої фази в живленні і прискоренні руху робочого органа (дисків), 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.

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

10.1.6. 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 [3, 14, 22]. На сучасних збагачувальних фабриках використовують термічну сушку.

За кордоном (США, Німеччина) найбільш перспективними вважаються процеси вакуумної сушки і модифікованої сушки в киплячому шарі із застосуванням рециклу та особливої системи подачі теплоносія. Перспективними вважаються також мікрохвильова швидкісна сушка лігнітів і суббітумінозного вугілля.

Термічною сушкою називається операція зневоднення вологих продуктів випаровуванням з них вологи у навколишнє повітряне середовище при їхньому нагріванні гарячим повітрям або димовими газами.

Процес термічної сушки можна розглядати як теплофізичний і фізико-хімічний, в якому тепло- і вологообмін між поверхнею матеріалу, що сушиться, і оточуючим газовим (повітряним) середовищем відбувається при переміщенні тепла і вологи всередині матеріалу. Даний процес протікає внаслідок різниці тиску водяної пари у середовищі і біля поверхні матеріалу, що сушиться, а також внаслідок різниці температур біля поверхні і усередині матеріалу. Тепло для випаровування вологи передається матеріалу, що сушиться, від нагрітого гарячого повітря або димових газів – продуктів згоряння палива – шляхом конвективного теплообміну. Кількість вологи, яка може бути сприйнята сушильним агентом – повітрям, димовими газами – від матеріалу, що сушиться, залежить від вмісту в ньому (сушильному агенті) водяної пари, температури і тиску газу (повітря).

Термічна сушка розділяється на три періоди: підогрів матеріалу, сушка з постійною інтенсивністю і сушка з падаючою інтенсивністю.

Тривалість підігріву залежить від товщини шару і головним чином від крупності матеріалу, що сушиться. У період підігріву інтенсивність сушки швидко зростає до максимального значення. Цей період закінчується встановленням рівноваги між теплом, що надається матеріалу, і теплом, що витрачається на випаровування.

Період постійної інтенсивності сушки характеризується зменшенням вмісту вологи у верхньому шарі матеріалу. Внаслідок цього волога внутрішніх шарів матеріалу переміщується до поверхневого шару і безперервно заміщує вологу, що випаровується. Інтенсивність сушки у цей період залишається постійною до граничного вологовмісту матеріалу:

$$Z = G_c \Delta W^d /(Ft), \qquad (10.7)$$

де Z – граничний вологовміст матеріалу, кг/год·м^2; G_c – маса висушеного матеріалу, кг; ΔW^d – маса вологи, що випаровується за час t, кг/кг сухої маси; F – геометрична поверхня матеріалу, що висушується, м^2; t – тривалість сушки, год.

Період падаючої інтенсивності сушки характеризується відставанням швидкості переміщення вологи з внутрішніх шарів матеріалу до його поверхні від швидкості дифузії вологи, що випаровується. Крива 1 (рис. 10.20), яка характеризує вологовміст, асимптотично наближається до рівноважного вологовмісту. Внаслідок цього температура матеріалу, що висушується, підвищується (крива 2) і наближається до температури оточуючого середовища.

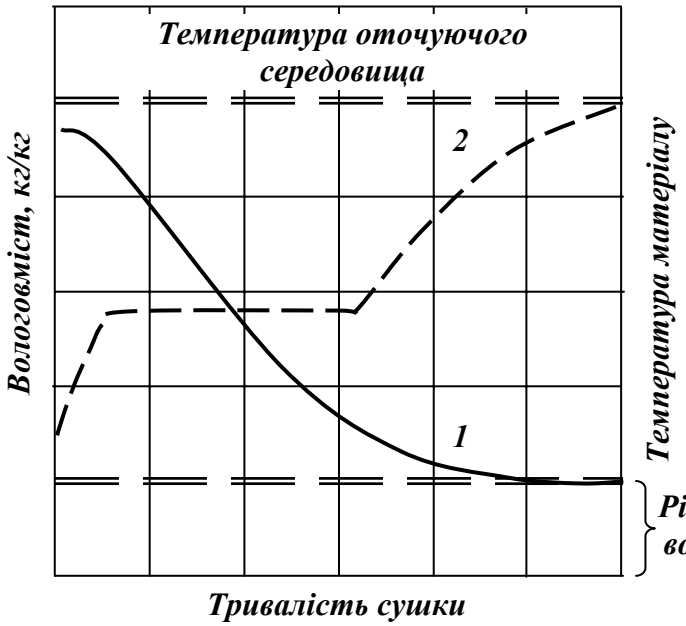


Рис. 10.20 – Криві вологовмісту і температури матеріалу.

Концентрат вуглезбагачувальних фабрик повинен відвантажуватись при волозі не більше 10 % у літній період і не більше 8 % – у зимовий, тому дрібний і особливо флотаційний концентрати необхідно піддавати термічній сушці.

Для сушіння продуктів збагачення на збагачувальних фабриках застосовуються головним чином барабанні сушарки, труби-сушарки і сушарки киплячого шару, де як сушильний агент і теплоносій використовуються продукти горіння твердого або газоподібного палива.

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

Барабанні сушарки

Барабанні сушарки – апарати безперервної дії з прямим теплообміном, у яких відбувається безпосередній контакт вугілля з гарячими газами за прямотечійною або протитечійною схемою руху газів і матеріалу.

Сушильний барабан (рис. 10.21) являє собою полий зварний циліндр ***2*** з листової сталі, до стінок якого з внутрішньої сторони приварені ланцюгові насадки (навіски) ***3***. Барабан ***2*** встановлений на двох бандажах ***4*** і обертається по двох парах котків ***6*** за допомогою електродвигуна ***8*** і редуктора *7* через приводну вінцеву шестерню ***5***, розташовану на його зовнішній поверхні. Ланцюгові насадки ***3*** служать для запобігання замазування барабана вугіллям і розпушування матеріалу, що сушиться.

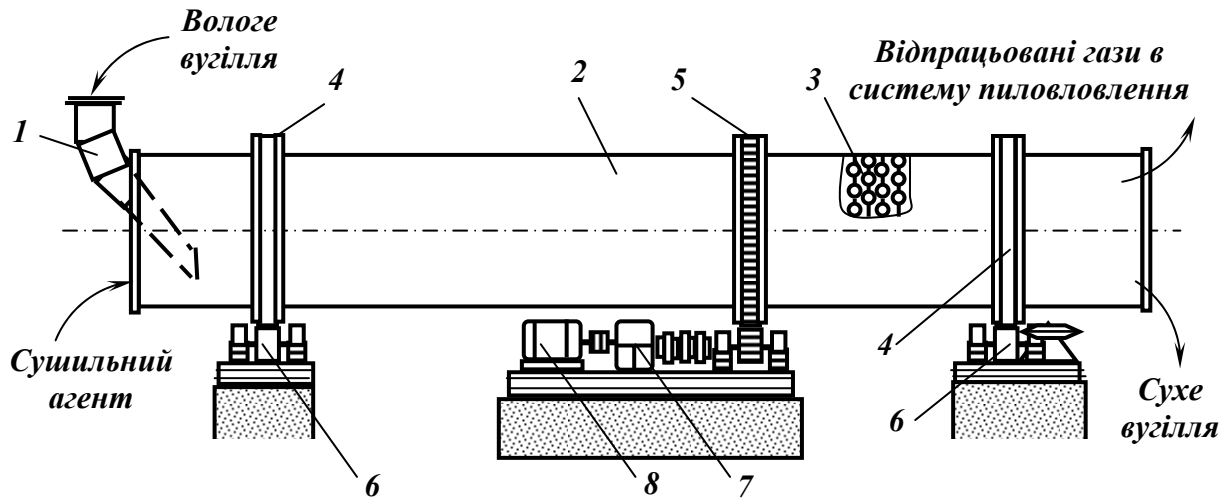


Рис. 10.21 – Барабанна сушарка.

1 – завантажувальний лоток; 2 – барабан; 3 – ланцюгові насадки; 4 – бандаж; 5 – привідна вінцева шестерня; 6 – котки; 7 – редуктор; 8 – електродвигун.

Вихідний вологий матеріал надходить у барабан по завантажувальному лотку ***1***. Переміщення матеріалу забезпечується обертанням барабана 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 барабана. Сухий матеріал видається з барабана через розвантажувальну камеру (на рис. не показана). Відпрацьовані димові гази очищують від пилу послідовно у батарейному і мокрому пиловловлювачах і після очищення вони викидаються у атмосферу.

Тривалість сушки вугілля коливається у межах 15 – 40 хв. Для запобігання винесення висушеного матеріалу, швидкість руху газів при виході з барабана не перевищує 2 – 3 м/с для дрібного концентрату і 0,5 – 1 м/с для флотаційного.

Розрідження в топці перед барабаном складає 19,6–29,4 Па, після барабана 294–392 Па, перед димососом 883–981 Па і за ним 294–392 Па. Питомі витрати тепла у барабанних сушарках складають 4000–6300 кДж/кг на 1 т випареної вологи, у тому числі на нагрів вугілля 6%, на випаровування вологи 72 %, втрати з газами, що відходять, і випромінювання 22%. Витрати електроенергії на 1 т випареної вологи 20 – 75 кВт/т.

Технологічний розрахунок барабанних сушарок полягає у визначенні їх необхідного сумарного об'єму:

$$V = Q(R_1 - R_2)/w, \text{ м}^3, \qquad (10.8)$$

де V – загальний об'єм сушарок, м^3; Q – продуктивність по вихідному матеріалу, кг/год.; R_1 і R_2 – відношення об'єму води до маси твердої фази (Р:Т) для вихідного і висушеного матеріалів, м^3/т; w – напруженість сушарки по випареній волозі, кг/год·м^3.

Після вибору за технічною характеристикою сушильного барабана оптимального об'єму, визначають необхідне їх число.

Схема сушильної установки, обладнаної сушильними барабанами, наведена на рис. 10.22.

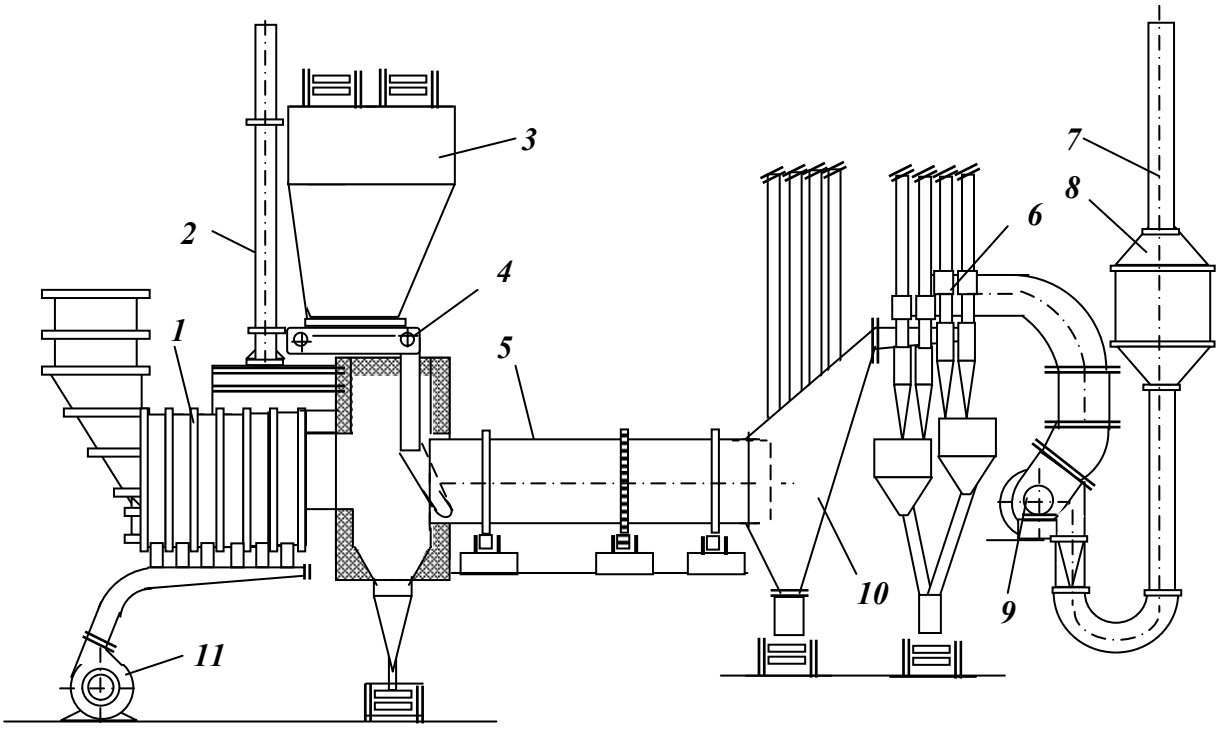


Рис. 10.22 – Схема сушильної установки, обладнаної сушильними барабанами.
1 – топка; 2 – розпалювальна труба; 3 – бункер вологого вугілля; 4 – живильник вологого вугілля; 5 – сушильний барабан; 6 – батарейний пиловловлювач; 7 – димова труба; 8 – мокрий пиловловлювач; 9 – димосос; 10 – розвантажувальна камера; 11 – дуттьовий вентилятор.

Вологий матеріал подається у сушильний барабан ***5*** живильником ***4*** з бункера ***3***. Висушений матеріал з барабана надходить у розвантажувальну

камеру ***10***, звідки він видаляється розвантажувальним пристроєм на конвеєр сухого матеріалу. Відпрацьовані гази з сушарки димососом ***9*** просмоктуються через батарейний циклон ***6*** і мокрий пиловловлювач ***8***. Виділений в циклоні висушений дрібний матеріал змішується з крупним на стрічкових конвеєрах.

Перед сушильним барабаном встановлена топка. В топку дуттьовим вентилятором ***11*** подається повітря у шар палива для його горіння. Для розпалення топки передбачена розпалювальна труба ***2***, по якій димові гази під час розпалення відводяться у атмосферу. Через канали у бокових стінках топки від дуттьового вентилятора підводиться повітря для зниження температури топкових газів. Таким чином, верхня частина топки є й камерою змішування.

Інтенсифікувати процес сушіння і підвищити ефективність роботи сушильних апаратів можна підвищенням температур і швидкостей руху сушильного агента, а також максимальною герметизацією сушильних трактів з метою виключення підсосів повітря.

До переваг барабанних сушарок варто віднести: велику продуктивність, високу економічність у відношенні витрати тепла й електроенергії, надійність у роботі, простоту конструкції і зручність експлуатації. Недоліки сушарок обумовлюються їх громіздкістю, високими капітальними витратами, подрібненням матеріалу при сушінні, тривалому контакті матеріалу з тепловим агентом (до 40 хв.), забрудненням продуктів золою з топки (0,2 – 0,7 %), налипанням вологого матеріалу на внутрішню поверхню і насадки барабана, а також пожежонебезпекою та викидами в атмосферу.

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

Труби-сушарки

Труби-сушарки застосовують для сушіння дрібних (до 13 – 15 мм) матеріалів, що не злипаються. Найчастіше труби-сушарки використовують для сушіння дрібних продуктів вуглезбагачення і значно рідше для сушіння продуктів кольорової металургії і хімічної промисловості.

Сушильна установка з трубою-сушаркою (рис. 10.23) складається з топки *7* зі змішувальною камерою, труби встановленої вертикально ***1***, і системи пиловловлення. Нижня частина труби приєднується до топки, а верхня через газопровід – до циклону ***3***. Труба в нижній частині вкрита ізоляційним шаром азбесту, а зсередини футерується шамотною цеглою. Верхня циліндрична частина труби складається з металоконструкцій, з'єднаних між собою фланцями з азбестовими прокладками. Для збільшення терміну служби трубу доцільно виготовлювати з нержавіючої сталі.

Через трубу-сушарку угору пропускають гарячі димові гази, які засмоктуються з топки димососом ***5***. Матеріал, що сушиться, живильником

2 подається у нижню частину труби і потоком газів виноситься по трубі угору. При цьому частинки матеріалу нагріваються газами і волога, що в них міститься, випаровується. Газовий потік направляється у циклон ***3***, де висушений матеріал відділяється від газів. Відпрацьовані гази після додаткового очищення в батарейному пиловловлювачі ***4*** і скрубері (мокрому пиловловлювачі) ***6***, викидаються у атмосферу. Проходження сушильного агента через сушильну установку здійснюється димососом 5, який встановлюється між батарейним пиловловлювачем і скрубером.

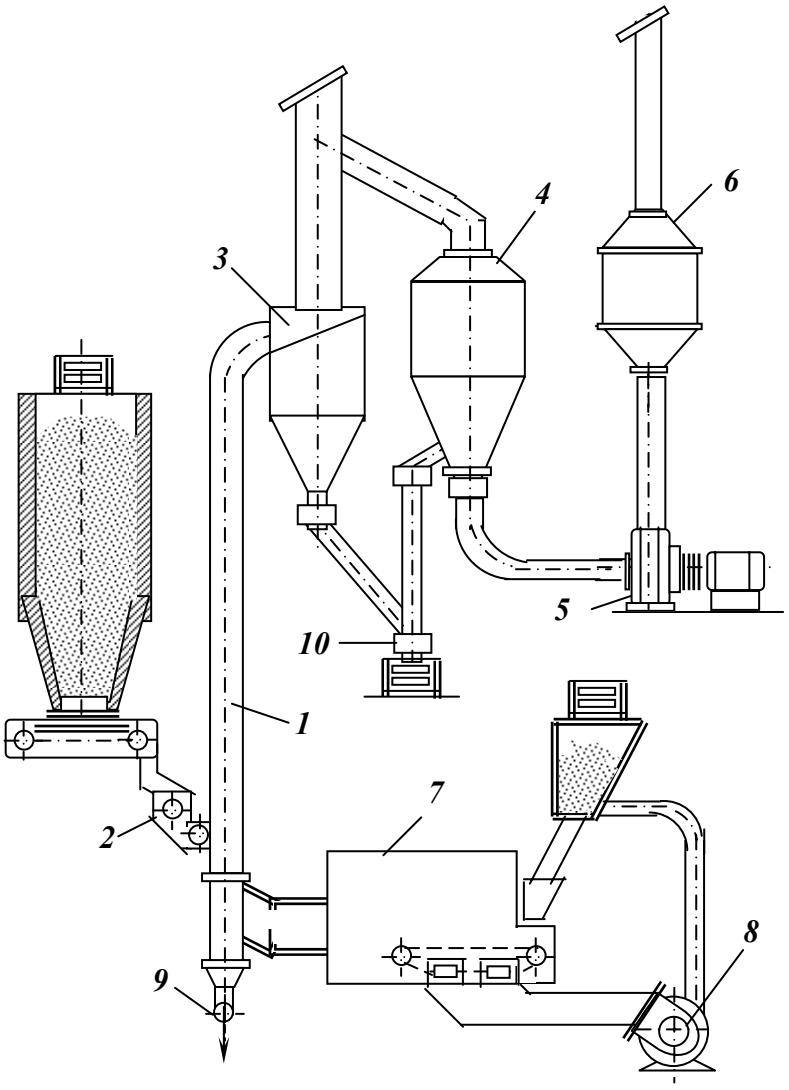


Рис. 10.23 – Схема сушильної установки з трубами-сушарками.
1 – труба-сушарка;
2 – живильник;
3 – циклон;
4 - батарейний пиловловлювач;
5 – димосос;
6 – скрубер;
7 – топка;
8 – вентилятор;
9 – затвор;
10 – розвантажувальний пристрій.

Швидкість руху газів повинна бути достатньою для підйому найбільш крупних частинок матеріалу, що сушиться. Крупні частинки не винесені газами (провал) збираються у нижній частині труби і виводяться з неї через затвор.

Технологічний розрахунок труб-сушарок полягає у визначенні їх необхідного сумарного об'єму з використанням формули (10.8), після чого задаються висотою сушарки (H = 20 – 25 м) і обчислюють її діаметр:

$$D = \sqrt{4V/(\pi H)}\text{, м.} \qquad (10.9)$$

Інтенсивність сушки залежить від розміру частинок матеріалу, що сушиться – чим менше їхні розміри, тим глибше відбувається сушка і тим менше кінцева вологість матеріалу. Чим більше рівномірність матеріалу за крупністю, тим більше рівномірність виходу висушеного продукту за вологістю.

Чим вище температура сушильного агенту, тим інтенсивніше процес сушки. 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

Сушарки киплячого шару на збагачувальних фабриках застосовуються обмежено – для порівняно дрібнозернистого вугілля рівномірної крупності.

В сушарках киплячого шару вугілля, що надходить на розподільну решітку, продувається наскрізь нагрітим газом з швидкістю, необхідною для створення киплячого шару. Сушарки можуть працювати як під тиском газу, що надходить, так і під розрідженням, але перші отримали більше розповсюдження.

Сутність цього способу сушки полягає у тому, що вихідний матеріал на розподільній решітці потоками газу приводиться у псевдозріджений стан. Швидкість потоку газу крізь решітку підбирається такою, щоб матеріал на решітці був у завислому «киплячому» стані. В стані «кипіння» кожна вугільна частинка омивається потоком гарячих газів, в результаті чого між газом і вугіллям створюється добрий контакт. Вугілля тече по решітці від точки завантаження до розвантажувального пристрою сушарки.

Схема сушильної установки, обладнаної сушарками киплячого шару, наведена на рис. 10.24. Сушарка киплячого шару являє собою вертикальну шахту, що розділена по висоті горизонтальною решіткою на дві камери: нижню і верхню. Через нижню камеру, до якої примикає топка, обладнана дуттьовим вентилятором, у сушарку подаються гарячі гази. Верхня камера обладнана завантажувальним і розвантажувальним пристроями. В топці спалюється газ, повітря для горіння і зниження температури сушильного агента подається у топку по двох повітропроводах. У камеру змішування подаються частково відпрацьовані гази. Вологе вугілля подається у сушарку за допомогою живильника. Воно потрапляє на решітку сушильної ка-

мери, через яку проходять гарячі гази – сушильний агент, що засмоктується з топки димососом.

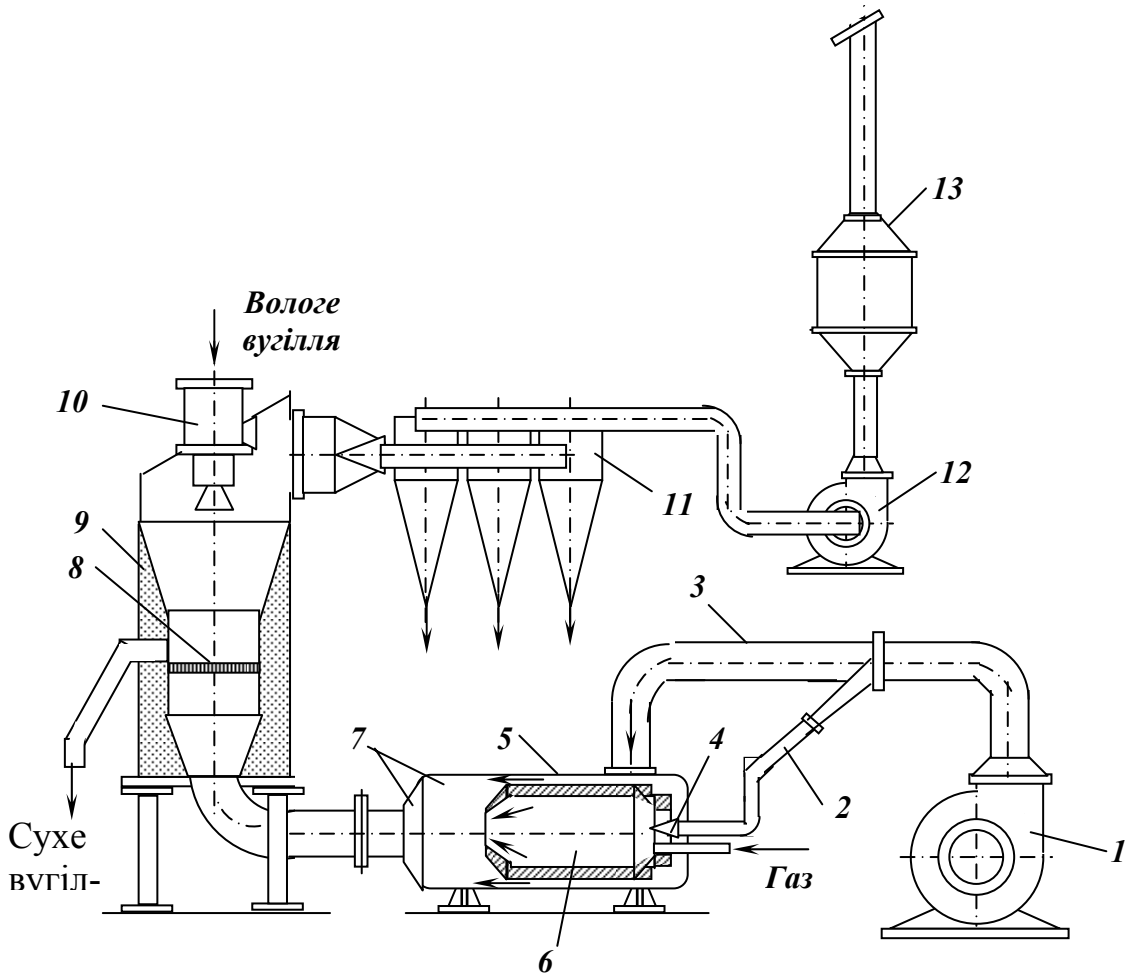


Рис. 10.24 – Схема сушильної установки, обладнаної сушарками киплячого шару.
1 – дуттьовий вентилятор; 2, 3 – повітропроводи; 4 – пальник; 5 – топка;
6 – камера згоряння; 7 – камера змішування; 8 – решітка; 9 – камера сушки;
10 – живильник; 11 – циклони; 12 – димосос; 13 – скрубер.

При проходженні димових газів крізь киплячий шар з поверхні частинок випарюється волога. Підсушені на решітці крупні частинки вологого матеріалу видаляються з сушарки по лотку, розташованому над шаром матеріалу, а дрібні частинки виносяться з шару сушильним агентом і відділяються від нього в батареї циклонів. Відпрацьовані гази разом з випареною вологою після проходження через систему пиловловлювання викидаються у атмосферу. Висота киплячого шару складає 0,3 – 0,7 м і залежить від властивостей матеріалу, що сушиться, режиму сушки і конструкції сушильної камери.

Необхідну площу решіт сушарки киплячого шару визначають як:

$$F = Q(R_1 - R_2)/w, \text{ м}^2, \qquad (10.10)$$

де w – напруженість сушарки киплячого шару по випареній волозі, кг/год·м^2.

Технологічний розрахунок сушарок киплячого шару полягає у визначенні їх необхідної сумарної площі з використанням формули (10.10), після чого визначають необхідне їх число.

У сушарках киплячого шару досягається значна інтенсивність сушіння і створюється можливість регулювання часу перебування матеріалу на решітці. Тривалість сушіння тут більше, ніж у трубах-сушарках, що дає можливість здійснити більш глибоке і рівномірне сушіння матеріалу. Недоліком є значна витрата електроенергії, необхідна для створення високих тисків сушильного агента (2 – 6 кПа).

10.2. ЗНЕПИЛЕННЯ І ПИЛОВЛОВЛЕННЯ

10.2.1. Промисловий пил

Промисловим (виробничим) пилом називаються дисперсні системи, що складаються з твердих частинок крупністю не більше 0,5 мм і створюють у повітрі стійку завись.

Джерелом утворення промислового пилу на збагачувальних фабриках є дрібні мінеральні частинки, що містяться у корисній копалині, а також утворюються при її дробленні і сухому подрібненні. Потрапляє пил у повітря промислових приміщень при роботі механічного обладнання. Пилевиділення 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 тощо. Вміст пилу у повітрі характеризується масовою кількістю пилу у одиниці об'єму і виражається у мг/м^3 [3, 14, 22].

Залежно від крупності твердих частинок розрізняють такі категорії пилу:

– *крупний пил* з частинками розміром від 100 до 500 мкм 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 стійки зависі, 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 стійкі зависі, 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.

Вибухонебезпечним є вугільний, сульфідний і сірчаний пил. Найбільш вибухонебезпечний сухий малозольний вугільний пил крупністю 70 – 100 мкм з високим виходом летких при вмісті пилу у повітрі 30 – 2000 г/м^3. Вологий і високозольний (понад 60 %) вугільний пил вибухобезпечний.

Вплив пилу на здоров'я людей залежить від його дисперсності, фізико-хімічних властивостей і характеру дії на організм. За фізико-хімічними властивостей пил розділяють на токсичний і нейтральний. До першої групи відноситься пил свинцевих, ртутних, арсенових, радіоактивних та деяких інших руд. Цей пил має загальнотоксичну дію і при потраплянні у організм руйнує його. При вдиханні повітря забрудненого нейтральним пилом він проникає у слизисті тканини дихальних шляхів і викликає важкі хронічні захворювання: кварцовий пил – силікоз, вугільний – антракоз, азбестовий – азбестоз.

Зниження пилоутворення досягають в результаті комплексу таких заходів:

– попереднє знепилення корисних копалин;

– усунення великих перепадів при транспортуванні корисних копалин;

– зволоження корисних копалин у допустимих межах;

– локалізація місць утворення пилу і відсмоктування з цих місць 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 – при цьому з продукту виділяється клас визначеної крупності, звичайно клас 0 – 0,5 мм.

Застосування знепилення обумовлено тим, що при збагаченні деяких корисних копалин пил знижує ефективність розділення, так як рівномірно розподіляється між концентратом і відходами. Особливо шкідливо пил впливає 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:

$$E = (\gamma_{вих} - \gamma_{оч}) \cdot 100 / \gamma_{вих}, \qquad (10.11)$$

де $\gamma_{вих}$ – вміст пилу у повітрі, що надходить на очищення, мг/м^3; $\gamma_{оч}$ – вміст пилу у повітрі після очищення, мг/м^3.

10.2.2. 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 особливість знепилення на грохотах – використання сит з відносно дрібними отворами.

Знепилення повітряною класифікацією здійснюється у вертикальних, горизонтальних і комбінованих потоках (рис. 10.25).

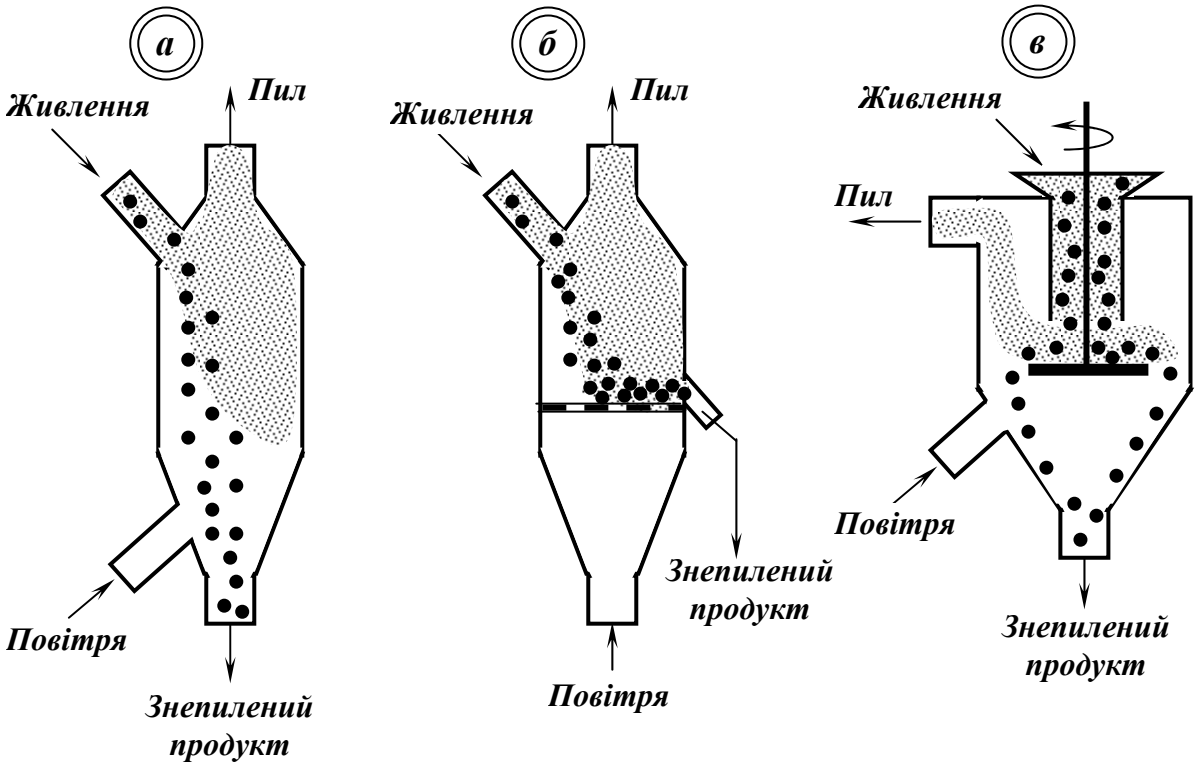


Рис. 10.25 – Схеми знепилення у вертикальному (*а*), горизонтальному (*б*) і комбінованому (*в*) потоках матеріалу в повітряних класифікаторах.

Сухе знепилення в повітряних класифікаторах – знепилювачах здійснюється повітряним струменем, що пропускається крізь 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 [3, 14, 22].

У *відцентровий знепилювач* (рис. 10.26) вихідний матеріал через лійку *1* надходить на диск *2*, що обертається. Під дією відцентрової сили матеріал скидається з диска до стінок внутрішньої камери *3* і зсипається по жалюзі *4* в внутрішній конус *5*. Тут матеріал підхоплюється висхідним повітряним потоком, що створюється вентилятором *6*, який обертається на валу *7* спільно з диском *2*. Частинки пилу захоплюються повітряним потоком, потрапляють на лопаті ротора вентилятора і викидаються ними до стінок зовнішньої циліндричної камери *8*. Пилові частинки рухаються по спіралі униз у конічну частину зовнішньої камери *9* до розвантажувального патрубка *10* і виводяться з апарата. 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 крізь шар матеріалу у вентилятор *6*. Таким чином, повітря циркулює у знепилювачі і він одночасно є ще й пиловловлювачем.

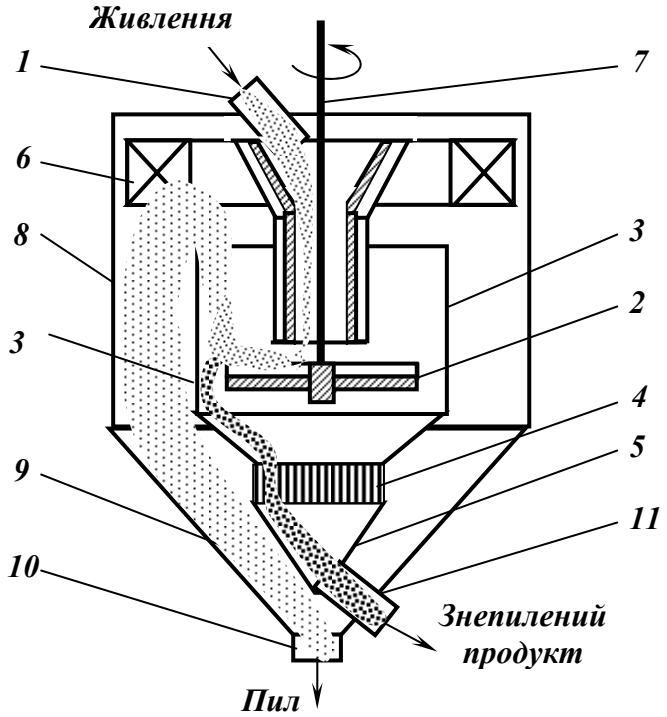


Рис. 10.26 – Схема відцентрового знепилювала.
1 – завантажувальна лійка;
2 – диск; 3 – циліндрична ділянка внутрішньої камери; 4 – жалюзі;
5 – конічна ділянка внутрішньої камери; 6 – вентилятор; 7 – вал;
8 – циліндрична ділянка зовнішньої камери; 9 – конічна ділянка зовнішньої камери;
10, 11 – розвантажувальні 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, важлива умова ефективної роботи знепилювача – його повна герметизація від підсмоктувань атмосферного повітря.

10.2.3. Пиловловлення

Для очищення запиленого повітря і газу на збагачувальних фабриках застосовують механічні і електричні способи пиловловлення. До механічних відносяться способи, що використовують силу ваги, відцентрову силу, фільтрування через пористу перегородку і зрошення запиленого повітря водою. Вибір способу пиловловлення залежить від властивостей і коштовності пилу, що вловлюється, необхідного ступеня очищення, температури повітря або газу, що очищується і т.п.

Пиловловлення під дією сил ваги

Гравітаційний механізм пиловловлення оснований на природному осадженні частинок пилу з пилогазового потоку, який рухається повільно. В гравітаційних пиловловлювачах газове середовище турбулентне, тому уловлення і осадження тонких частинок не відбувається навіть при тривалому перебуванні частинок в апаратах. Внаслідок цього гравітаційне пиловловлення застосовують для уловлення частинок крупніше 500 мкм, тобто на першій стадії очистки газів [3, 14, 22].

Камерні пиловловлювачі (рис. 10.27) призначені для виділення крупного пилу з потоків запилених газів.

В камерних апаратах уловлення пилу здійснюється під дією сили ваги, тому для досягнення максимальної ефективності очистки газів необхідно, щоб частинки знаходилися в камері якомога довше. Внаслідок цього пилоосаджувальні камери дуже громіздкі і тому широкого розповсюдження не отримали. Пилоосаджувальні камери застосовують як елементи першої стадії систем пиловловлення, напр., при розвантаженні матеріалу з барабанних сушарок. В пилоосаджувальних камерах сила ваги, що діє на частинку, повинна переважати інерційну силу потоку газів. Для виконання цих умов необхідно, щоб площа горизонтального перетину камери, особливо у верхній її частині була більше площі поперечного перетину барабана. В цьому випадку створюється перепад швидкостей руху газового потоку, який сприяє більш ефективному уловленню пилу.

Діаметр граничного зерна, що уловлюється в пилоосаджувальній камері, визначається за формулою:

$$d = \sqrt{18\mu V /(3600 S\rho g)}\ , \text{ м}, \qquad (10.12)$$

де μ – в’язкість газу, Па·с; V – витрати газу через сушарку, м^3/год; S – площа поперечного перетину камери, м^2; ρ – густина частинок, кг/м^3; g – прискорення вільного падіння, м/с^2.

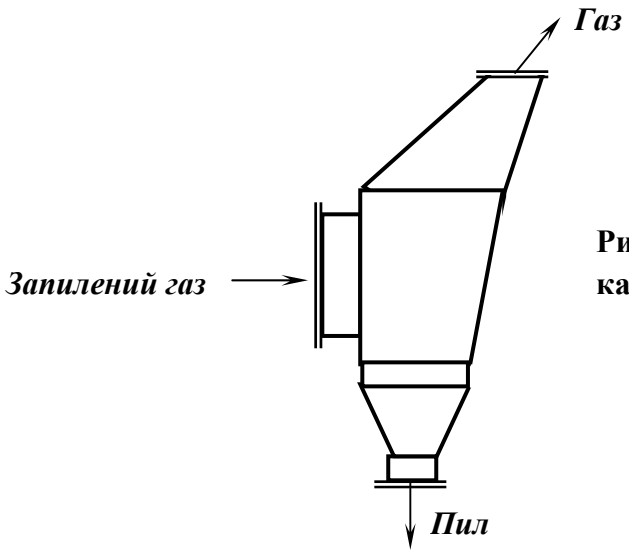


Рис. 10.27 – Схема пилоосаджувальної камери.

Потік газу в осаджувальній камері, що має значно більшу площу поперечного перетину, різко знижує швидкість руху і частинки пилу під дією сили ваги осаджуються у нижню частину камери, звідки вивантажуються тим або іншим способом.

Очищений від крупного пилу газ виходить з камери у подальшу стадію пиловловлення. Ефективність пиловловлення цих апаратів складає 40 – 60 %, швидкість руху в пилоосаджувальних камерах приймають в межах 1 – 3 м/с.

Пиловловлення під дією відцентрових сил

Пиловловлення під дією відцентрових сил здійснюється в циклонах. Циклони застосовуються для виділення порівняно крупного пилу. В залежності від вимог, щодо очищення газів, властивостей і складу пилу, що міститься в газах, циклони можуть застосовуватись в одній зі стадій очистки (частіше першій) або у поєднанні з іншими апаратами [3, 14, 22].

Циклони (рис. 10.28) відносяться до пиловловлювачів інерційного типу і призначені для уловлення пилу крупністю більше 10 мкм.

Конструкція і принцип дії циклонів аналогічні конструкції і принципу дії гідроциклонів, але на відміну від гідроциклонів, де розділення частинок здійснюється у воді, в циклонах розділення відбувається у повітрі. Тобто принцип дії циклонів оснований на виділенні частинок пилу під дією відцентрових сил, які виникають в обертовому потоці газу при подачі пилогазової суміші по дотичній до внутрішньої поверхні циліндричної частини корпусу.

Частинки пилу під дією відцентрових сил притискаються до внутрішніх стінок циклона і під дією газового потоку і сили ваги рухаються по спіралі униз, де розвантажуються через спеціальний насадок у конічній

частині циклона. Очищене від пилу повітря видаляється через осьовий патрубок у верхній частині циклона.

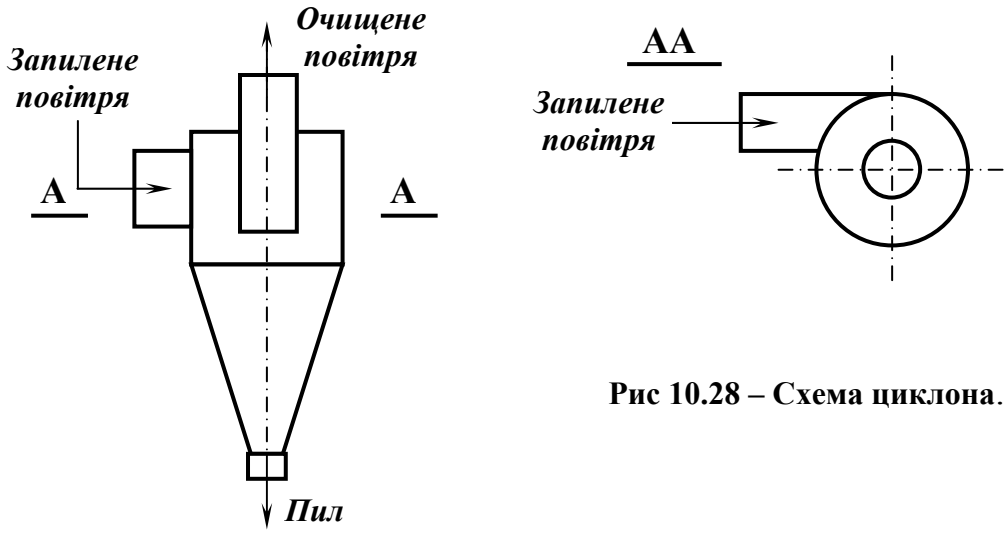


Рис 10.28 – Схема циклона.

Діаметр граничного зерна, що уловлюється в циклоні, визначається за формулою:

$$d = \sqrt{\frac{\cos\beta \ln\frac{R_2}{R_1} 9\mu}{\pi n \omega \rho}}, \text{ м}, \qquad (10.13)$$

де β – кут нахилу спіралі, по якій рухається частинка, град; R_1 – радіус верхнього (вихлопного) патрубка, м; R_2 – радіус циклона, м; μ – в'язкість газу, Па·с; n – число витків, зроблених частинкою при русі; ω – кутова швидкість газів в циклоні, $с^{-1}$; ρ – густина частинки, кг/$м^3$.

Ефективність очищення повітря у циклонах складає 60 – 80 % .

Батарейні циклони (рис. 10.29) призначені для виділення пилу крупністю до 5 мкм.

Зі збільшенням діаметра циклона при постійній швидкості руху газу у вхідному патрубку відцентрова сила, що діє на частинку зменшується і одночасно знижується ефективність пиловловлення. Тому для пиловловлення встановлюють декілька циклонів меншого розміру, об'єднаних в групи або батареї, і при цьому забезпечують необхідну продуктивність очисного пристрою і задану ефективність очищення газів.

За даними практики ефективність уловлення пилу у циклонів діаметром 2 – 3 м складає до 80 %, а у циклонів діаметром 0,3 – 0,5 м вона може досягати 90 – 95 %, внаслідок дії на частинку більшої відцентрової сили.

Ступінь очищення залежить від крупності частинок в суміші і способу подачі її в циклон. Однак у циклонів малого розміру є суттєвий недолік – мала продуктивність, тому їх об'єднують у батареї. Батарейні циклони складаються з декількох десятків і навіть сотень включених паралельно циклонів.

Батарейні циклони – це агрегати, що складаються з окремих невеликого розміру циклонів, які функціонують паралельно. Застосовують батарейні циклони різні за конструкцією, розмірами, способом підводу газу і т.д.

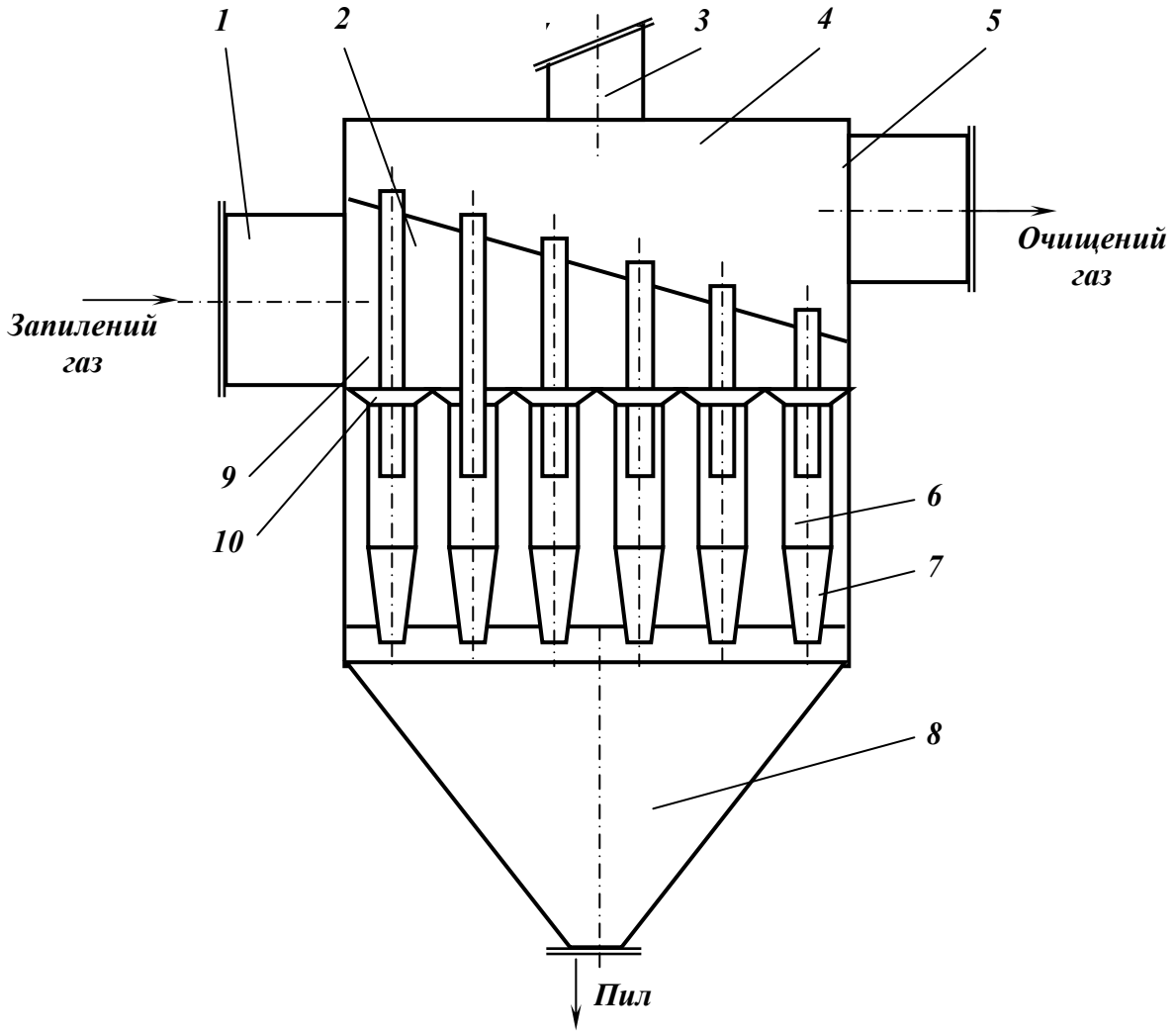


Рис. 10.29 – Схема батарейного циклона.
1 – вхідний патрубок; 2 – вхідна камера; 3 – захисний клапан; 4 – вихідна камера; 5 – вихідний патрубок; 6 – циклонні елементи; 7 – корпус циклонного елемента; 8 – пиловий бункер; 9 – вихлопні труби; 10 – закручуючі пристрої.

Батарейний циклон складається з вхідного ***1*** і вихідного ***5*** патрубків, вхідної ***2*** і вихідної ***4*** камер, захисного клапана ***3***, циклонних елементів ***6*** з вихлопними тубами ***9***, корпуса 7 і пилового бункера ***8***. Запилений газ по вхідному патрубку надходить у клиноподібну вхідну камеру, проходить простір між вихлопними трубами і через закручуючі пристрої надходить в

циклонні елементи. Уловлений пил потрапляє в пиловий бункер, з якого виводиться розвантажувальним пристроєм. Очищений газ по вихлопних трубах через вихідну камеру і вихідний патрубок видаляється з циклона.

Батарейні циклони застосовують для уловлення золи з димових газів котельних пристроїв, які працюють на твердому паливі, а також для уловлення пилу з відпрацьованих газів сушарок і агломераційних пристроїв.

Мокре пиловловлення

Мокре пиловловлення застосовується для видалення частинок крупністю більше 0,3 мм із запилених газів. А також при очищенні від пилу гарячих і вибухонебезпечних газів [3, 14, 22].

За принципом дії мокрі пиловловлювачі підрозділяються на зрошувані, комбіновані і пінні.

Відцентровий зрошуваний скрубер. У відцентровий скрубер (рис. 10.30) запилені гази із швидкістю до 20 м/с подають тангенціально по патрубку ***1*** в нижню частину циліндричного корпуса ***2***. Завдяки такій подачі гази в середині корпусу обертаються, частинки під дією відцентрових сил осаджуються на внутрішній поверхні корпуса.

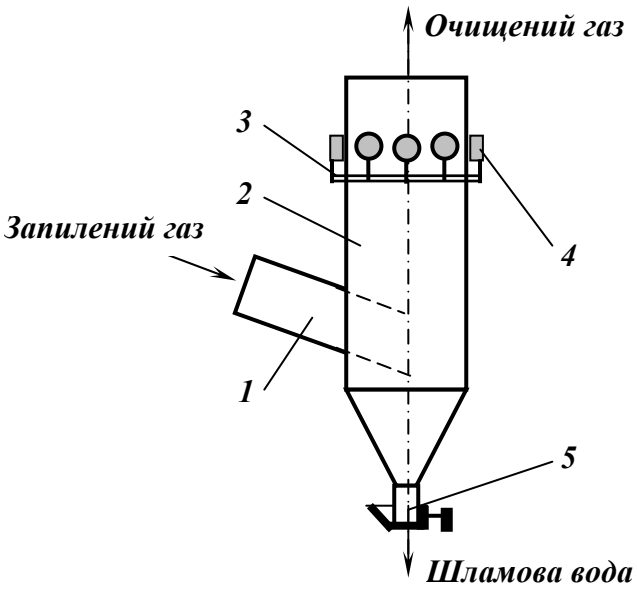


Рис. 10.30 – Відцентровий скрубер.
1 – вхідний патрубок; 2 – корпус;
3 – кільцева труба; 4 – форсунки;
5 – затвор.

У верхній частині корпуса по колу закріплені форсунки ***4***, в які під тиском надходить вода з кільцевої труби ***3***. Струмені води з форсунок подаються тангенціально до внутрішньої поверхні корпуса в бік обертання газового потоку. Вода стікає по поверхні корпуса, змочує частинки і виносить їх в нижню конічну частину, з якої шламова вода безперервно видаляється через затвор ***5***. Газ в середині скрубера обертається, підіймається угору і при проходженні між форсунками додатково очищується від відносно дрібних частинок, які коагулюють і осідають під дією сили ваги.

Ефективність уловлення пилу у відцентрових скруберах складає до 80%.

Швидкісні пиловловлювачі (рис. 10.31) складаються з труби Вентурі і відцентрового краплевловлювача. Загальна конструктивна ознака цих пиловловлювачів – наявність труби розпилювача, де відбувається інтенсивне дроблення газовим потоком рідини, яка його зрошує. Швидкість газового потоку в трубі Вентурі коливається від 40 до 150 м/с.

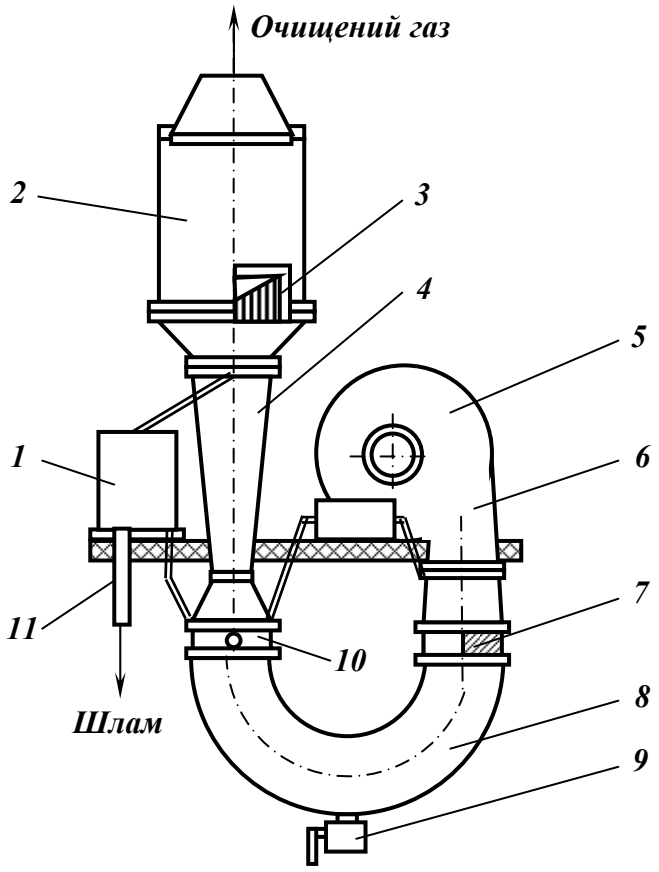


Рис. 10.31 – Швидкісний пиловловлювач.
1 – приймальний бак;
2 – бризковловлювач;
3 – закручуюча решітка;
4 – труба Вентурі;
5 – димосос;
6 – патрубок;
7 – жалюзійні решітки;
8 – закруглений трубопровід;
9 – гідрозатвор;
10 – форсунки;
11 – зливна труба.

Запилені гази нагнітаються димососом ***5*** в апарат через патрубок ***6***, в якому встановлені форсунки для зрошення пилогазового потоку і жалюзійні решітки *7*. В результаті зрошення деяка кількість частинок під дією інерційних сил осаджується на решітці, стікає у вигляді шламу по закругленому трубопроводу ***8*** і потрапляє в гідрозатвор ***9***. У трубі Вентурі ***4*** гази вдруге зрошуються з форсунок ***10***, краплі рідини диспергуються і тонкі частинки пилу коагулюють. Аерозоль, що виходить з труби Вентурі, проходить через закрутну решітку ***3***, в результаті чого швидкість потоку різко знижується, величина відцентрових сил зменшується, краплі осідають на внутрішніх стінках бризковловлювача ***2***. Шлами з бризковловлювача зливаються в приймальний бак ***1***, де вони змішуються з технічною водою. З баку вода частково подається на форсунки конфузора труби Вентурі, а частково виводяться з апарату по трубі ***11***.

Швидкісні пиловловлювачі застосовують для остаточного очищення запилених газів в системах пиловловлення сушарок. Ефективність уловлення пилу в швидкісних пиловловлювачах складає 96 – 98 %.

Барботажні і пінні пиловловлювачі призначені для очистки газів при пропусканні пилогазової суміші через шар води або піни і ударі частинок об поверхню води. В цьому випадку пил залишається у воді або піні, а очищений газ видаляється з пиловловлювача.

Барботажний пиловловлювач (рис. 10.32) являє собою циліндроконічний резервуар ***1*** заповнений водою, через яку барботує запилене повітря, що подається по зануреній під шар води центральній трубі ***2***.

У барботажному пиловловлювачі запиленні гази подають в об'єм рідини, в якій відбувається створення бульбашок діаметром 3 – 7 мм. Бульбашки спливають зі швидкістю 0,25 – 0,35 м/с, тому продуктивність цих апаратів дуже мала.

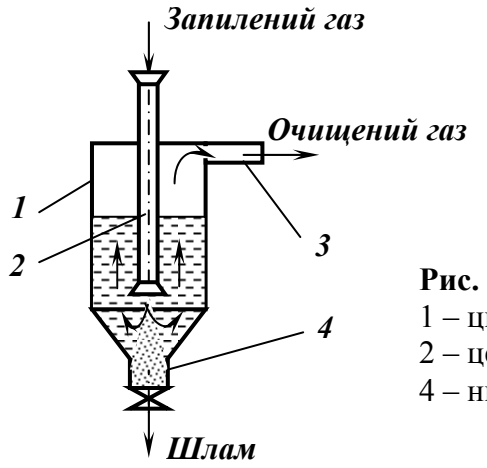


Рис. 10.32 – Схема барботажного пиловловлювача.
1 – циліндроконічний резервуар;
2 – центральна труба; 3 – верхній патрубок;
4 – нижній патрубок.

Ступінь очищення газів не перевищує 50 – 60 %, тому що при спливанні бульбашки змочуються тільки частинки, які знаходяться на її поверхні. Частинки пилу, що знаходяться всередині бульбашки, практично не змочуються.

Пінні пиловловлювачі (рис. 10.33), в яких відбувається інтенсивне змочування частинок в шарі піни з розвинутою поверхнею контакту газів з рідиною, є більш ефективними в порівнянні з барботажними.

Пінний пиловловлювач складається з корпуса ***1***, зрошувального пристрою ***2*** і решітки ***3***. Пиловловлювач являє собою колону циліндричного або прямокутного перетину, в якій установлені одна або декілька щілинних решіток. Запилені гази подаються знизу під решітку.

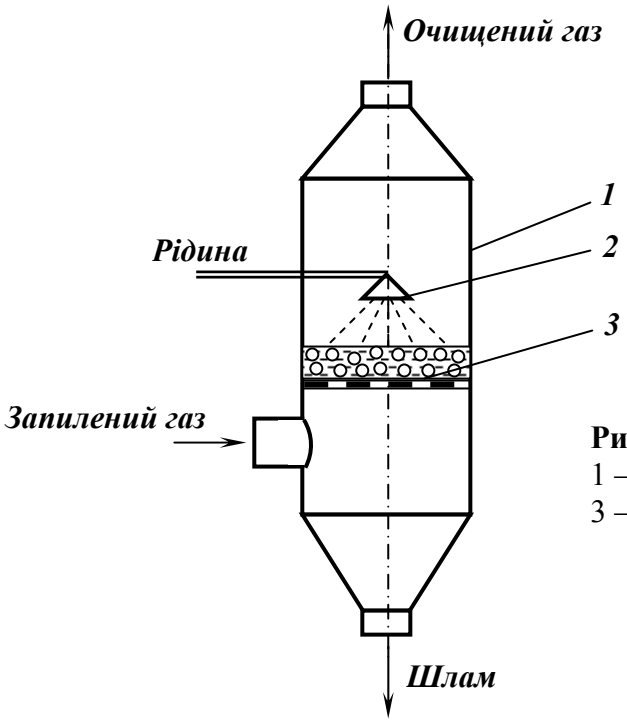


Рис. 10.33 – Пінний пиловловлювач.
1 – корпус; 2 – зрошувальний пристрій;
3 – решітка (ґратка).

Залежно від швидкості руху газів пиловловлювач може працювати в барботажному, пінному і хвильовому режимах. При барботажному режимі газові бульбашки з невисокою швидкістю проходять шар рідини на решітці. При подачі газу з більшою швидкістю на решітці утворюється шар турбулізованої рідини (піни) – пиловловлювач працює в пінному режимі. Якщо швидкість потоку газів велика, відбуваються коливальні зміни висоти шару піни, створюються газові струмені, зростають гідравлічний опір і винесення бризок – усе це характеризує хвильовий режим роботи пиловловлювача. Найбільш ефективний пінний режим, який забезпечує найкращі умови для підводу частинок пилу до турбулізованих плівок рідини.

Ефективність уловлення пилу у пінних апаратах складає 92 – 99 %.

Пиловловлення фільтруванням

Фільтрування – процес очистки запилених газів і повітря від твердих частинок при пропусканні газів через пористу перегородку. Частинки, які містяться в газовому потоці, утримуються на поверхні або в об’ємі пористої перегородки, а повітря або газ проходять крізь неї [3, 14, 22].

Фільтри, які застосовуються для очистки газів, класифікують за різними ознаками: за формою фільтрувальних елементів, способом підводу запилених газів, формою корпусу, призначенням та ін. Найбільш загальною є класифікація за матеріалом, з якого виготовлена фільтрувальна перегородка. За цією класифікацією розрізняють:

– фільтри з гнучкими пористими перегородками (тканини, картон, волокнисті матеріали, губчаті гуми);

– фільтри з напівжорсткими пористими перегородками (фільтрувальний матеріал закріплений в шарі опорними пристроями);

– фільтри з жорсткими пористими перегородками (кераміка, пластмаси, волокнисті матеріали, сітки);

– зернисті фільтри (нерухомі, насипні, рухомі матеріали, псевдозріджені шари матеріалу).

В залежності від концентрації пилу в газі, що надходить на очистку, і призначення фільтри підрозділяють на такі типи:

– фільтри тонкого очищення повітря – високоефективні апарати для уловлення високодисперсних частинок з ефективністю більше 99 % при вхідній концентрації пилу 0,5 – 5 мг/м^3 і швидкості фільтрування менше 0,1 м/с. Ці фільтри звичайно не піддають регенерації;

– фільтри для очищення повітряних потоків (повітряні фільтри) в системах вентиляції і кондиціонування повітря при вхідній концентрації пилу до 50 мг/м^3. Виготовлюють відновлювальні (регенерація) і невідновлювальні фільтри;

– промислові фільтри для очищення промислових газів з вхідною концентрацією пилу до 60 мг/м^3 при підвищених температурах і вмісті в газах агресивних компонентів. Промислові фільтри працюють з регенерацією фільтрувальних матеріалів.

Тканинні рукавні фільтри (рис. 10.34) для очистки запилених газів на збагачувальних фабриках найбільш розповсюджені.

Рукавний фільтр складається з металевого корпусу ***2***, вхідного ***1*** і вихідного ***3*** патрубків, струшуючого механізму ***4***, рукавів ***5***, горизонтальної перемички ***6*** і бункера ***7*** з шлюзовим затвором ***8***. Корпус фільтра розділений вертикальними перегородками на окремі секції, які горизонтальною перемичкою відділені від пилового бункера. Перемичка обладнана патрубками, до яких кріпиться нижня частина тканинних рукавів. Струшуючий механізм призначений для періодичного струшування пилу, який осів на внутрішній поверхні рукавів.

Запилене повітря подається по вхідному патрубку в приймальну камеру, з якої розподіляється по рукавах. Пил утримується на внутрішній поверхні рукавів, а повітря проходить крізь пори тканини і відводиться з фільтра через вихідний патрубок. Зі збільшенням товщини шару пилу на поверхні рукавів збільшується опір руху повітря і знижується продуктивність фільтра, тому через 3 – 8 хв. (залежно від крупності пилу) автоматично здійснюється струшування пилу, який осів на поверхні рукавів. При струшуванні рукавів секції відключається подача пилогазової суміші і під тиском подається стиснене повітря для кращого видалення пилу з поверхні рукавів. Пил під дією сили ваги зсипається в пиловий бункер і виводиться з фільтра. Після очистки рукавів від пилу секція знов включається

до роботи. В момент струшування пилу в секції запилене повітря надходить на очистку в паралельну секцію.

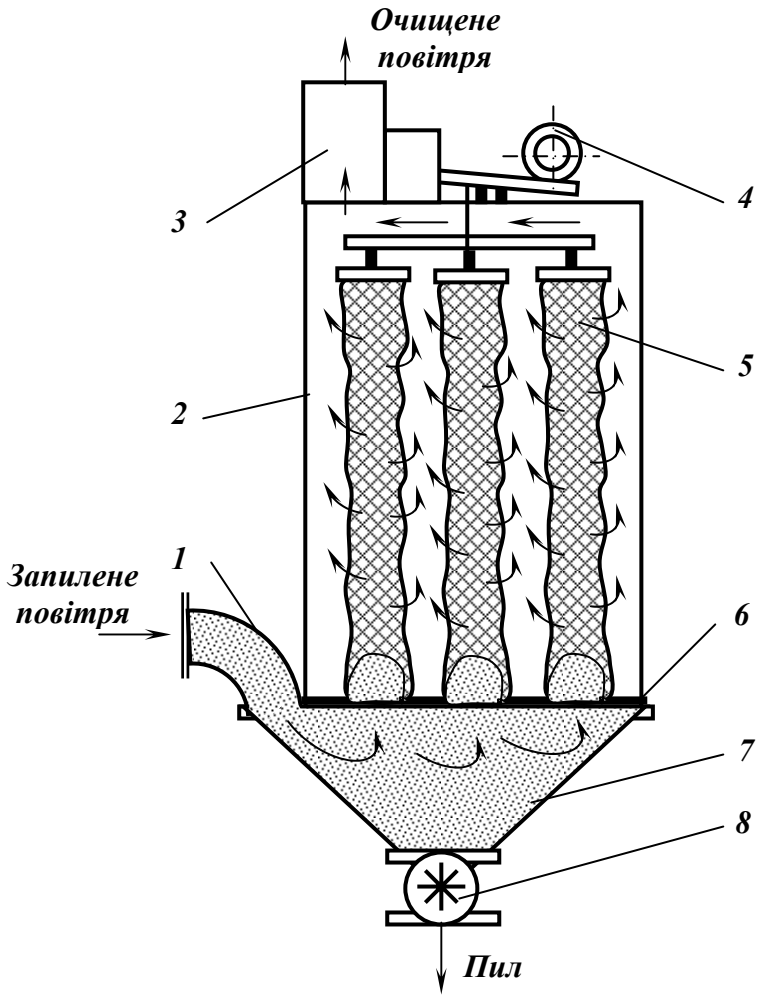


Рис. 10.34 – Рукавний фільтр.
1 – вхідний патрубок;
2 – корпус;
3 – вихідний патрубок;
4 – струшуючий механізм;
5 – рукава;
6 – горизонтальна перемичка;
7 – бункер;
8 – шлюзовий затвор.

Зернисті фільтри (рис. 10.35) забезпечують можливість використання при фільтруванні гарячих і агресивних газів, вони здатні витримувати значні механічні навантаження і перепади тиску. Вартість таких фільтрів порівняно невисока.

Розрізняють зернисті фільтри двох типів: насипні, в яких гранули (грудки, частинки) не зв'язані одна з одною і жорсткі пористі, які отримані в результаті спікання, пресування або склеювання частинок. В насипних фільтрах як фільтруюче середовище використовують пісок, гальку, шлак, грудки гірських порід, тирсу, гумові і пластмасові ошурки. У жорстких пористих фільтрах використовують керамічні, металопористі та інші фільтруючі поверхні, стійкі до високої температури, механічних діянь і корозії.

Зернистий фільтр з вертикальним пересувним шаром магнезиту (рис. 10.35) складається з корпусу ***1***, патрубків для виводу ***2*** і вводу ***4*** газів, бункера ***3*** для свіжого магнезиту, жалюзійних циліндричних решіток

5, патрубків ***6*** для вивантаження пилу і ***8*** для видалення магнезиту та шибера *7*.

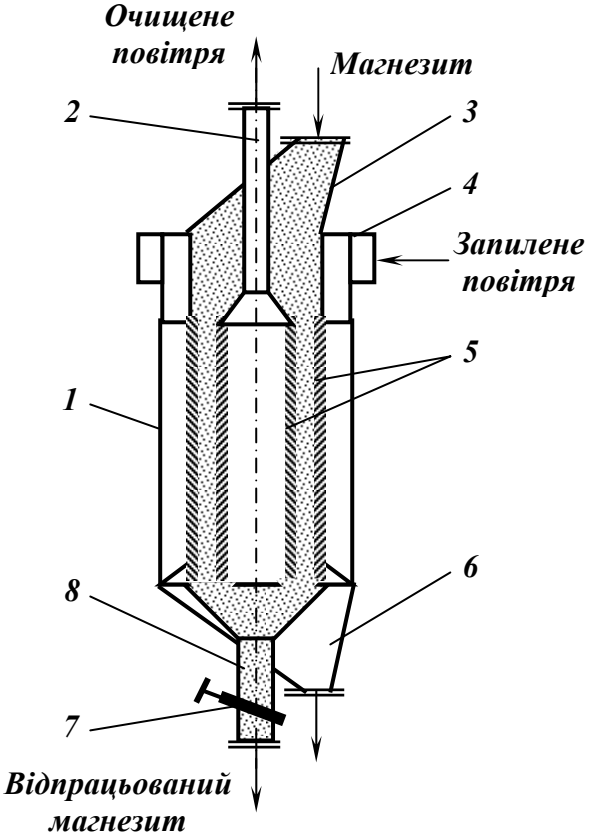


Рис. 10.35 – Зернистий фільтр з вертикальним пересувним шаром магнезиту.
1 – корпус; 2 – вихідний патрубок; 3 – бункер магнезиту; 4 – вхідний патрубок; 5 – жалюзійні решітки; 6 – патрубок для вивантаження пилу; 7 – шибер; 8 – патрубок для вивантаження відпрацьованого магнезиту.

Як фільтрувальний матеріал застосований магнезит крупністю 0,3 – 5 мм. Магнезит з бункера надходить в простір між решітками розташованими концентрично. Зернистий фільтрувальний шар, створений в цьому просторі переміщується зверху униз під дією сили ваги. Запилене повітря через вхідний патрубок потрапляє в середину корпуса фільтра, проходить через шар магнезиту і очищується від дрібнодисперсного пилу. Очищене повітря відводиться по центральному випускному патрубку. Відпрацьований магнезит заміняють на свіжий при зупинці.

Такі фільтри застосовують для очищення газів, що видаляються з сушильних газів на Запорізькому заводі вогнетривів. Ефективність очистки повітря до 99% при періодичній роботі і 90-97% – при безперервній.

Зернистий фільтр з регенерацією методом зворотної продувки і накладення вібрацій (рис. 10.36) складається з корпусу ***2***, обладнаного патрубками вхідного ***1*** (для запиленого повітря) і вихідного ***4*** (для очищеного повітря), продувного патрубка ***3***, дросельної заслінки ***5***. В нижній частині корпусу розташований пиловий бункер ***10*** з розвантажувальним пристроєм ***11***. Всередині корпуса на пружинах ***9*** закріплений контейнер ***8*** з перфорованим днищем. Контейнеру в період регенерації фільтруючого зернистого шару ***6*** надають коливання від віброзбуджувача *7*. Фільтруючий

шар у контейнері формують з матеріалу різної крупності: нижній і середній шари висотою по 100 мм з частинок крупністю відповідно 5 – 10 і 3 – 5 мм, верхній – з частинок крупністю 2,5 – 3 мм. Для запобігання проходу запилених газів між контейнером і корпусом фільтра передбачені гнучкі гумові ущільнення.

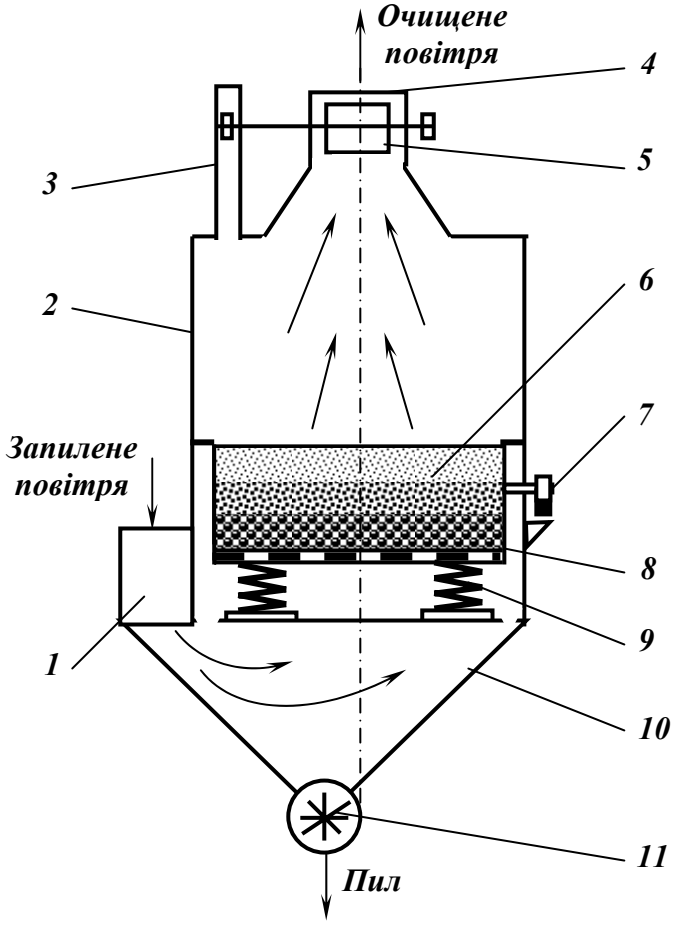


Рис. 10.36 – Зернистий фільтр з регенерацією методом зворотної продувки і накладення вібрацій.
1 - вхідний патрубок; 2 – корпус;
3 – продувний патрубок;
4 – вихідний патрубок;
5 – дросельна заслінка;
6 – фільтруючий зернистий шар;
7 – віброзбуджувач;
8 – контейнер; 9 – пружини;
10 – пиловий бункер;
11 – розвантажувальний пристрій.

Запилений газ по вхідному патрубку надходить в бункерну частину корпуса, а звідти під контейнер з зернистим фільтруючим шаром. Газ проходить через шари матеріалу, очищується і через вихідний патрубок виводиться з фільтру. По мірі осадження пилу зростає гідравлічний опір фільтруючого шару, тому через визначений проміжок часу насипний шар регенерують.

При регенерації перекривається заслінка на вихідному патрубку і відкривається заслінка на патрубку, через який надходить стиснене повітря, одночасно включається віброзбуджувач. При вібрації контейнера пил потоком продувного повітря виноситься в бункер, з якого видаляється розвантажувальним пристроєм.

Концентрація пилу в очищеному газі коливається в межах 10 – 40 мг/м^3. Ступінь уловлення пилу складає до 99 %.

Електричне пиловловлення

Очищення газів і повітря під дією електричних сил – один з найбільш досконалих методів уловлення пилу. Апарати для такої очистки – *електричні фільт*ри [3, 14, 22].

Суть процесу електричного очищення газів полягає у наступному. Запилені гази пропускають через неоднорідне електричне поле, яке утворюється між осаджувальним ***2*** і коронуючим ***3*** електродами (рис. 10.37). До коронуючого електрода через ізолятор ***4*** підводиться випрямлений електричний струм при напрузі 30 – 60 кВ. Осаджувальний електрод звичайно заземлюють і підключають до позитивного полюсу випрямляча. Агрегат живлення складається з рубильника ***9***, запобіжників ***8***, регулятора напруги *7*, перетворювача напруги ***6*** і випрямляча ***5***.

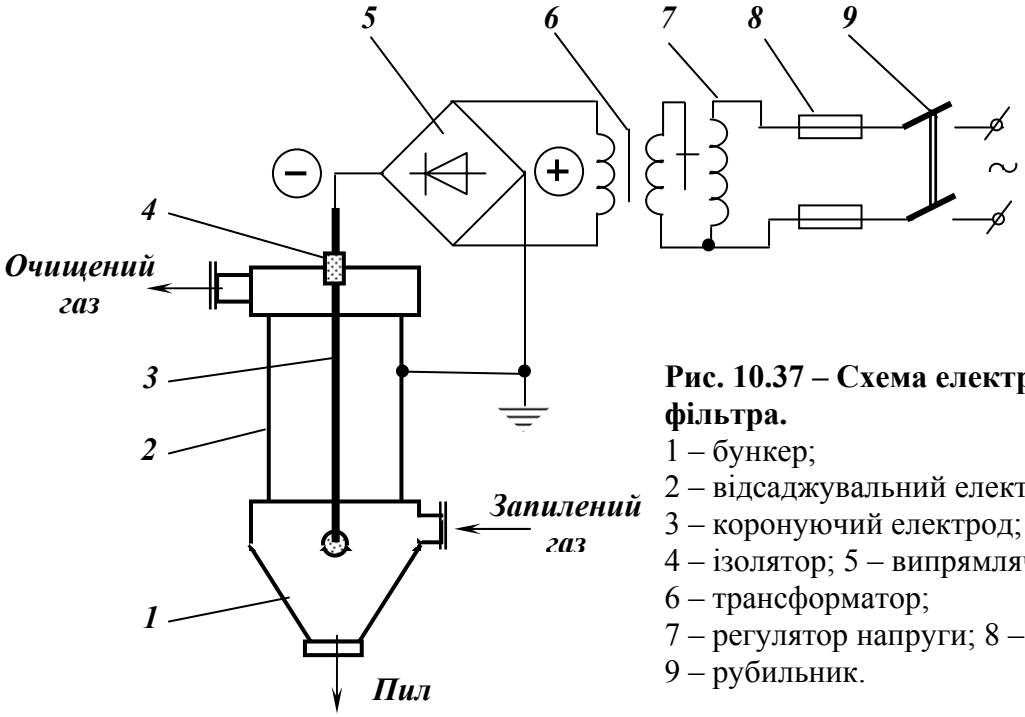


Рис. 10.37 – Схема електричного фільтра.
1 – бункер;
2 – відсаджувальний електрод;
3 – коронуючий електрод;
4 – ізолятор; 5 – випрямляч;
6 – трансформатор;
7 – регулятор напруги; 8 – запобіжник;
9 – рубильник.

Процес уловлення пилу в електричному полі складається з таких субпроцесів: зарядження завислих у газі частинок; руху заряджених частинок до електродів; осадження частинок на електродах і видалення частинок з електродів.

В полі коронного розряду частинки заряджаються дуже швидко – за 0,1 – 0,2 с. Заряджені частинки рухаються до електродів під дією аеродинамічних сил, сили взаємодії електричного поля і заряду частинки, сили ваги і сили тиску електричного вітру. Осадження частинок на електродах залежить від електропровідності частинок і їхніх розмірів, швидкості руху газів в міжелектродному просторі, температури і вологості газів та інших факторів. Заряджена частинка при контакті з осаджувальним електродом розряджається. Після розрядки частинка отримує заряд, однаковий із зна-

ком осаджувального електрода. Якщо величина цього заряду перевищує сили зчеплення частинки з електродом, починають проявляться сили відштовхування.

При електричному очищенні газів коронуючий електрод має звичайно негативний потенціал. Ефективність пиловловлення складає 50 – 80 % при позитивно зарядженому коронуючому електроді і досягає 99,9 %, якщо він заряджений негативно.

Електрофільтри призначені для уловлювання пилу крупністю до 0,1 мкм з повітря і газів різного хімічного складу, вологості і температури.

За конструкцією електрофільтри аналогічні електричним сепараторам з коронуючими електродами. Осаджувальні електроди електрофільтрів виконуються у вигляді заземлених металічних вертикальних труб або пластин, а коронуючі – у вигляді металічних стержнів, що установлюються всередині труб або між пластинами. Коронуючі і осаджувальні електроди монтуються в герметичній камері, через яку в проміжках між електродами знизу угору проходить пилогазова суміш.

Для уловлення вугільного та іншого вибухонебезпечного пилу використовують вертикальні пластинчаті електрофільтри типу ДВП (димові вертикальні пластинчаті). Особливість цих апаратів – наявність відкритої в атмосферу шахти, яка дозволяє запобігти руйнування корпусу при вибухах пилу.

Електрофільтр ДВП (рис.10.38) складається з корпусу ***2***, вхідного ***1*** і вихідного ***8*** патрубків, осаджувального ***3*** і коронуючого ***4*** електродів, підвіски ***5***, ізоляторної коробки *7* з ізоляторами ***6***, напрямних лопатей ***9*** для запиленого повітря і пилового бункера ***10***.

Корпус складається з секцій з вертикально розташованими в них осаджувальними і коронуючими електродами. Осаджувальні заземлені електроди виконані у вигляді здвоєних пластин з вузькою щілиною між ними для відводу пилу. Коронуючі електроди, виготовлені з дроту, об’єднані підвіскою і підключені до високої напруги через ізолятор і ізоляторну коробку.

Запилене повітря надходить через вхідний патрубок, розсікається напрямними лопатями і через газорозподільну решітку знизу вводиться в міжелектродний простір. Осілий пил з осаджувальних електродів струшується кулачковим механізмом в пиловий бункер. Очищене повітря відводиться з верхньої зони фільтру і викидається в атмосферу.

Електрофільтри характеризуються великою продуктивністю і ефективністю уловлювання 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.

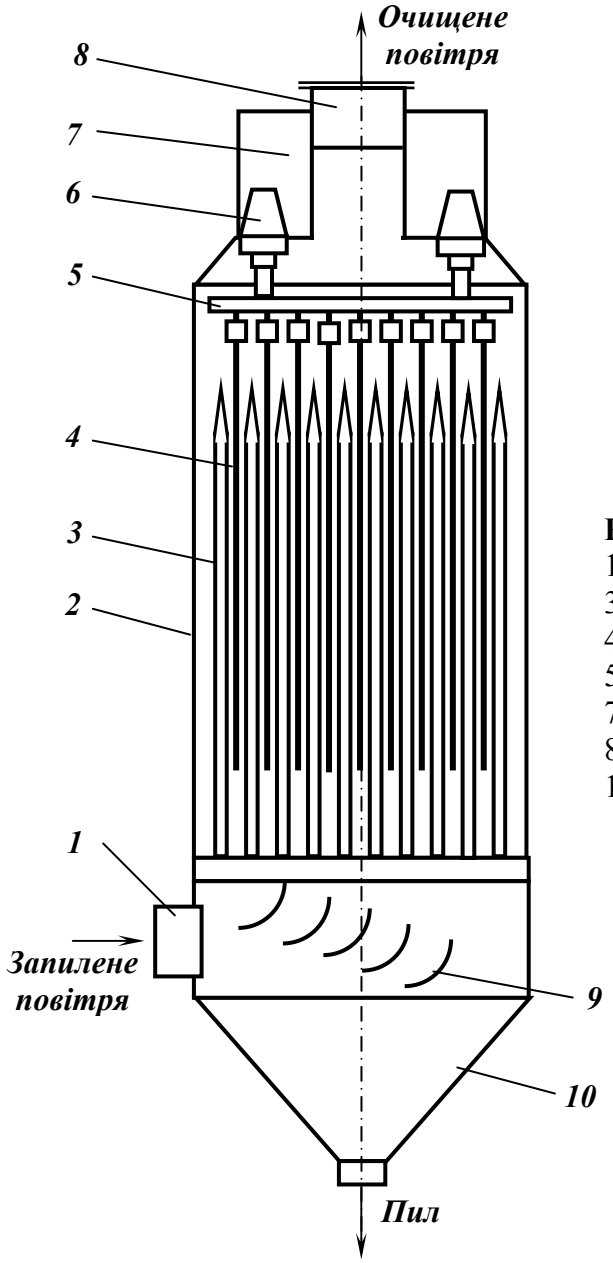


Рис. 10.38 – Електрофільтр ДВП.
1 – вхідний патрубок; 2 – корпус;
3 – осаджувальний електрод;
4 – коронуючий електрод;
5 – підвіска; 6 – ізолятори;
7 – ізоляторна коробка;
8 – вихідний патрубок; 9 – лопаті;
10 – пиловий бункер.

Вибір того або іншого пиловловлювача залежить від багатьох факторів: крупності вловлюваного пилу, вологості газів, продуктивності, вимог до ступеня очищення газу, температури. Тому в кожному конкретному випадку слід вибирати пиловловлювач з урахуванням цих факторів.

10.3. ГРУДКУВАННЯ ВУГІЛЛЯ І РУДНИХ МАТЕРІАЛІВ

Дрібні концентрати, які отримують в результаті збагачення найчастіше непридатні для подальшого технологічного використання і вимагають грудкування. Операція грудкування дозволяє раціонально використовувати природні пилові руди, а також відходи виробництва. В промисловій практиці використовують три способи грудкування: *брикетування, обкочування і агломерацію* [3, 18].

10.3.1. БРИКЕТУВАННЯ

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.

Основними видами сировини для брикетування є: дрібне вугілля і антрацити та їхні концентрати, дрібні залізні руди і концентрати, сировина для виробництва феросплавів, різні відходи чорної металургії (окалина, стружка, металургійний пил, шлаки, шлами та 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 [3, 18].

В практиці брикетування використовують рідкі і тверді зв'язуючі речовини: брикети, сульфіт-спиртову барду, сульфітні луги, рідке скло, кам'яновугільну смолу, кам'яновугільний пек, вапно, різні комбіновані зв'язуючі – суміш кам'яновугільної смоли і гудрону, кам'яновугільного пеку і сульфіт-спиртової барди, вапняку і рідкого скла і ін.

Технологія брикетування кам'яного вугілля і антрацитів 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 (рис. 10.39).

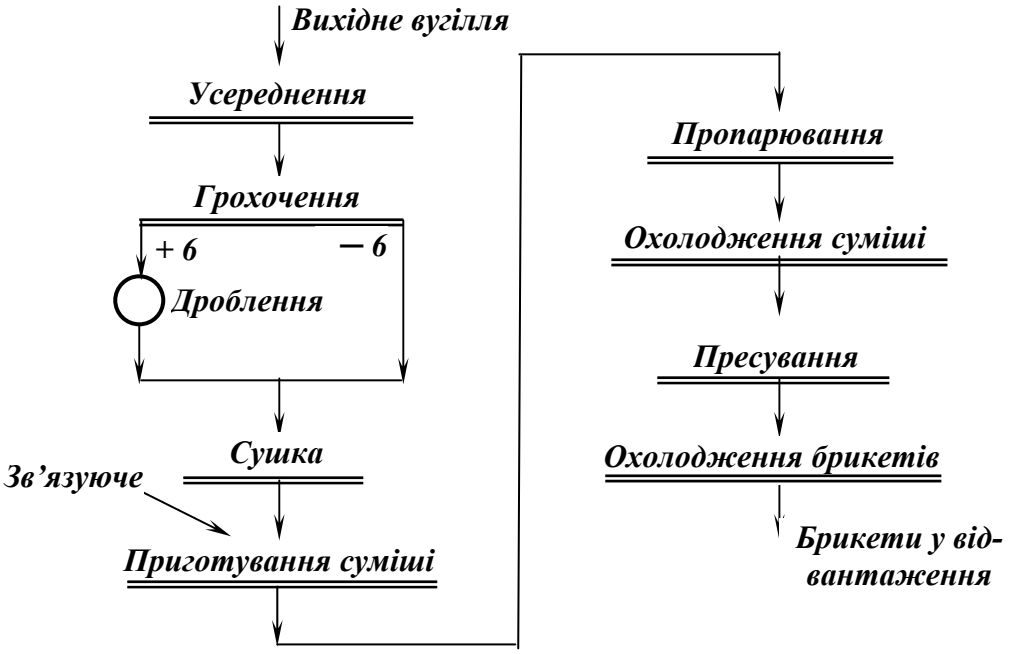


Рис.10.39 – Схема брикетування кам’яного вугілля.

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 збільшенню витрати зв’язуючого. Крім того, такі частинки під дією високого тиску пресування легко підпадають розтріскуванню з утворенням поверхонь непокритих зв’язуючим.

Зневоднення і нагрів сировини є обов’язковим технологічним етапом її підготовки. Цей етап здійснюється 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 забезпечити міцний внутрішній зв’язок частинок в брикеті. Оптимальний вміст вологи після сушки 2 – 3 %. В результаті сушки сировина нагрівається до 60 – 80^{o}C, 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. 10.40) при тиску 20 – 80 МПа.

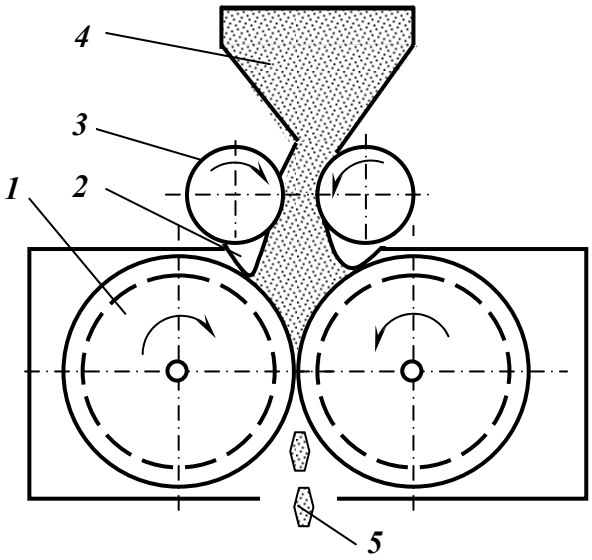


Рис. 10.40 – Схема вальцевого брикетного преса.
1 – брикетувальні валки;
2 – завантажувальна камера підпресованого матеріалу;
3 – підпресовуючі валки;
4 – завантажувальний бункер;
5 – брикети.

Підготовлена брикетна суміш із завантажувального бункера надходить у 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. Останні при обертанні захоплюють із завантажувальної камери підготовлений матеріал. Брикетувальні валки оснащені бандажними кільцями з чарунками у формі брикету. Правильний вибір розмірів і форми чарунок забезпечує рівномірне ущільнення брикетної суміші в об'ємі чарунки і одержання міцних брикетів. Для повного і рівномірного заповнення чарунок сумішшю вона подається на валки під деяким натиском. В чарунках бандажних кілець матеріал спресовується, а коли чарунки розходяться з них випадає готовий брикет. Тривалість стиску вугільної маси складає в середньому 0,4 – 0,5 с.

Охолодження і відвантаження готових брикетів – заключна операція технологічного комплексу брикетування. Охолодження забезпечує необ-

хідну механічну міцність готових брикетів. При цьому підвищується в'язкість зв'язуючого за рахунок зниження температури з 60 – 65 до 20 – 25°С. 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 цементи, сульфіт-спиртову барду, рідке скло і ін.). Схема брикетування руд і концентратів чорних і кольорових металів наведена на рис. 10.41.

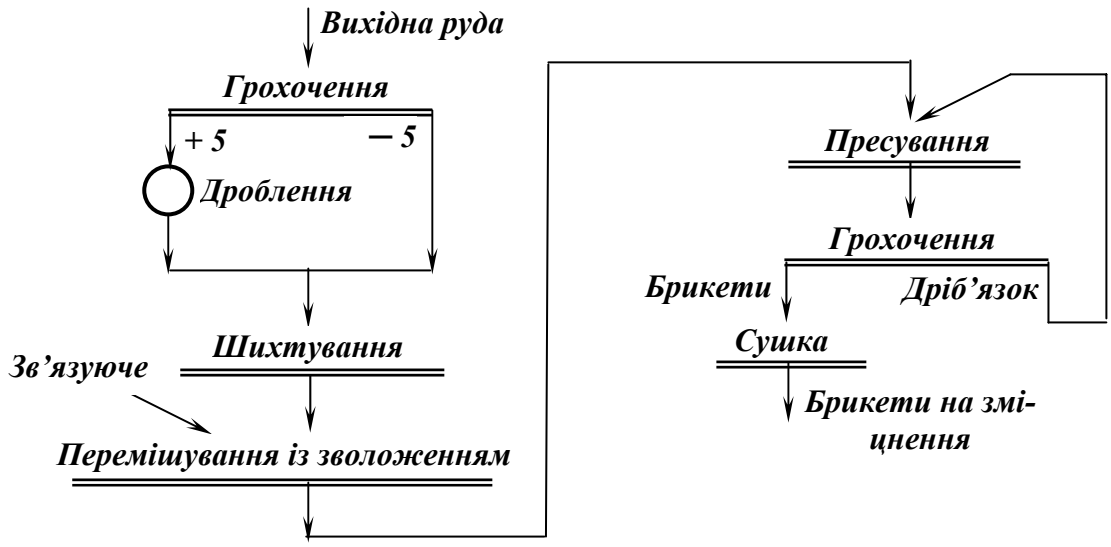


Рис.10.41 – Схема брикетування рудної сировини.

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 робить їх маломіцними і термічно нестійкими. При великому вмісті в руді пилоподібних класів необхідно інтенсивно перемішувати компоненти руди, підвищувати витрати зв'язуючих 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 бри-

кетуванні 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 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 розподілити 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 завжди 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 пустот 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 [3, 18].

Технологія брикетування бурого вугілля і торфу включає підготовчі операції, сушку, пресування, охолодження і відвантаження брикетів (рис.10.42).

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 тривалість сушки впливають природа бурого вугілля, вміст вихідної вологи, крупність, питома продуктивність сушарки, інтенсивність перемішування матеріалу при русі по сушарці, 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.

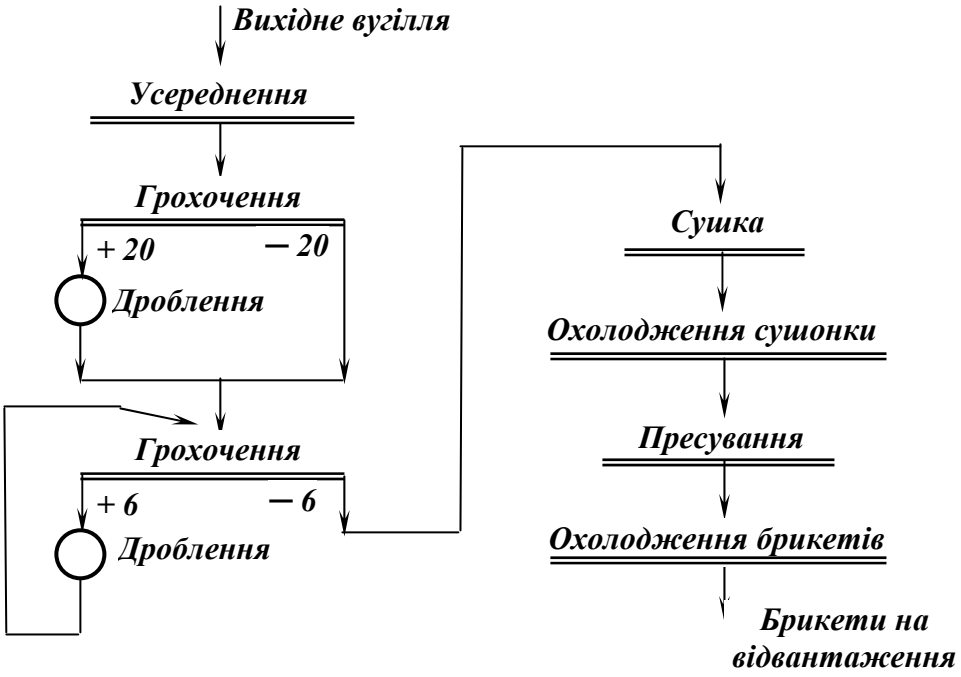


Рис.10.42 – Схема брикетування бурого вугілля.

Пресування – основний процес в технології брикетування бурого вугілля. В процесі пресування під дією високих механічних зусиль (80 – 120 МПа) відбувається обтискування вугільного дріб'язку (іноді – зі зсувом сусідніх шарів вугілля), 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 широко розповсюджений 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). До вугільних брикетів висувають вимоги щодо зольності, вологості, термо- і водотривкості, 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 % нижче собівартості агломерату і на 10 – 30 % нижче собівартості котунів з випалом.

10.3.2. ОБКОЧУВАННЯ

Обкочування – процес грудкування зволожених тонкоподрібнених матеріалів, оснований на їх здатності при перекочуванні утворювати гранули сферичної форми (*обкотиші* або *котуни*) без застосування безпосереднього тиску. Для зміцнення зволожені обкотиші піддають сушці, випалу і іншим видам обробки.

Процес одержання випалених обкотишів (рис. 10.43) складається з трьох основних стадій: підготовки компонентів шихти до обкочування, одержання вологих обкотишів і їх зміцнюючого випалу. Вихідними матеріалами і в'яжучими компонентами для обкочування, можуть бути концентрат, дрібна руда, вапняк, зв'язуючі домішки, вода, тверде, рідке і газоподібне паливо [3, 18].

Попередня підготовка матеріалів до обкочування полягає в усередненні концентрату, подрібненні флюсових і зв'язуючих домішок (бентоніту, вапняку і т.п.), а при несприятливому гранулометричному складі і в подрібненні концентрату і руди. Наступною операцією при підготовці до обкочування є дозування компонентів шихти. Для усереднення шихти за фізичними властивостями і хімічним складом її перед обкочуванням змішують в шнекових, роторних і барабанних змішувачах. При виробництві неофлюсованих обкотишів змішування виконують в одну стадію. При виробництві офлюсованих обкотишів до змішування висувають більш високі вимоги, тому його виконують в дві або три стадії.

Обкочування виконується в барабанних і тарільчатих грануляторах. Вибір і регулювання параметрів операції обкочування (кут нахилу чаші,

частота обертання, вихідне шихтове навантаження) виконують в кожному конкретному випадку в залежності від властивостей шихти і необхідної крупності обкотишів.

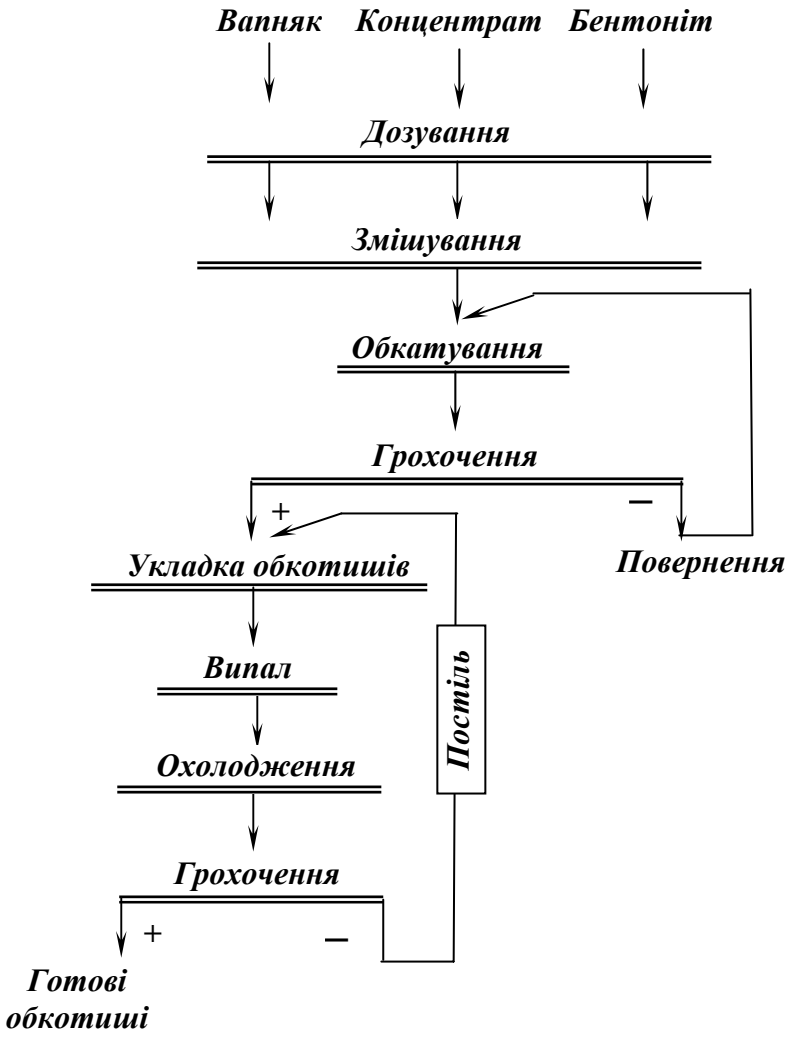


Рис.10.43 – Схема виробництва обкотишів (котунів).

Обкочують тонкоподрібнені концентрати корисних копалин, які в основному відносяться до гідрофільних речовин. При взаємодії з водою тонкі частинки концентрату утворюють окремі агрегати – «зародкові грудки». При русі матеріалу по обертальній поверхні апарату для обкочування вологі частинки накочуються на поверхню «зародкової грудки» і утворюють сферичні обкотиші.

Роль води в процесі обкочування надзвичайно велика, тому що визначає умови утворення обкотишів. Її оптимальний вміст залежить від хіміко-мінералогічних властивостей частинок, їх форми, вологоємності 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 обкочування викликає зменшення пластичності обкотишів, порушення гранулометричного складу і зниження продуктивності обладнання. Підвищення вологості веде до 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, структура їх стає однорідною. Найбільш ефективно обкочуються тонкі концентрати крупністю 90 – 95 % класу – 0,056 мм. Як зв'язуючі і ущільнюючі домішки використовують гідрофільні вологоємні матеріали, що утворюють з водою стійкі суспензії. Поширена домішка – бентоніт, невелика добавка якого (до 1 %) підвищує міцність зволожених, висушених і випалених обкотишів.

Випалюють обкотиші в агрегатах трьох типів: конвеєрних випальних машинах, комбінованих установках (колосникова решітка – трубчата піч) і в шахтних печах. При термічній обробці обкотиші послідовно проходять стадії сушки, підігріву, випалу і охолодження. При використанні шахтних печей і конвеєрних машин всі операції послідовно здійснюються в одному агрегаті.

Сушка – перша стадія термозміцнення обкотишів. Вона проводиться в щільному шарі, через який просмоктуються гарячі гази. Температура газів на вході в шар вологих обкотишів складає 250 – 400^{o}C.

Після сушки відбувається зміцнюючий випал обкотишів. Він полягає в поступовому нагріванні обкотишів гарячими газами до 1250 – 1300^{o}C. Зміцнення обкотишів з магнетитових концентратів відбувається 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 пов'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, так як тривалість окиснення в дифузійному режимі прямо пропорційна квадрату їх діаметра. Крім того, зі зменшенням крупності обкотишів зростає їх міцність при відновленні. Структура випалених обкотишів значною мірою 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 не руйнуються при перевантаженнях і при нагріванні в доменних печах.

Охолодження обкотишів - заключна операція термозміцнюючого випалу. Вона може здійснюватися або в тих же апаратах, що й випал, або

в окремих охолоджувачах. Температура охолоджених обкотишів не повинна перевищувати 100 – 130^{o}С.

Обкотиші з тонкоподрібнених концентратів однорідні за крупністю і хімічним складом, мають добру відновлювальну здатність і достатню міцність.

Обкочування використовується для підготовки тонкоподрібнених і пилоподібних матеріалів до металургійного переділу і транспортування їх на великі відстані. Обкочування набуло поширення для залізорудних концентратів. Обкочуванню піддають також хромові, фосфористі і флюоритові концентрати, а в деяких випадках й концентрати руд кольорових металів.

10.3.3. АГЛОМЕРАЦІЯ РУДНИХ МАТЕРІАЛІВ

Агломерація – спосіб термохімічної обробки дрібної рудної сировини з метою перетворення його в крупногрудкову однорідну пористу масу, що утворюється в результаті часткового розплавлення рудних частинок теплом, яке виділяється при згорянні палива в шарі шихти при просмоктуванні через нього повітря [3, 18].

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 (ретур) – 6 – 8 мм, коксику і вапняку – 3 мм.

Технологія агломерації складається з таких послідовних операцій: підготовка компонентів шихти, їх дозування і змішування, власне агломерація, обробка готового агломерату.

Перший етап *підготовки компонентів шихти* – дроблення коксику 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 дозуються в заданому складі, старанно перемішуються і подаються 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 надмірному нагріву колосників, просипу дрібних частинок під машину, забивання колосників вологою шихтою і приплавлення пирога агломерату до колосників. На агломераційну постіль рівномірним шаром

укладається шихта і запалюється тверде паливо, що міститься в шихті, і таким чином, починається процес агломерації.

Принцип агломерації (рис. 10.44) 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, упроваджується в неспечену шихту і залишає за собою шар готового агломерату. При спіканні шихта зазнає ряд складних різноманітних фізичних і хіміко-мінералогічних перетворень, які визначаються складом шихти і газової фази.

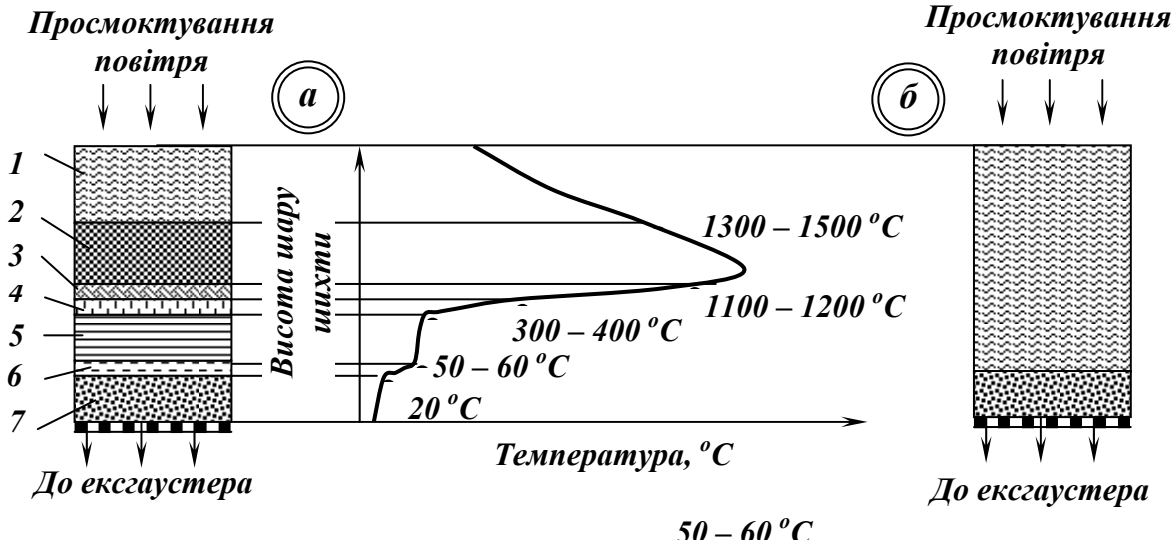


Рис. 10.44 – Структура агломераційного шару.

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 перезволожування; 6 – зона конденсації; 7 – шар вихідної шихти.

При агломерації залізорудних матеріалів хід процесів і остаточний склад агломерату залежать від двох факторів: ступеня окиснення матеріалу (Fe^{+3} ; Fe^{+2}) і відновної здатності шихти ($CaO: SiO_2$). Агломераційний процес є окиснювально-відновним. У 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 вигоряння палива) – окисненню.

Хіміко-мінералогічні процеси в твердих фазах набувають значного розвитку при температурах 600 – 800°С. При агломерації залізорудних матеріалів в результаті взаємодії основних сполук шихти Fe_2O_3, Fe_3O_4, CaO, SiO_2 в твердих фазах будуть утворюватись такі мінерали: ферит $2CaO{\cdot}Fe_2O_3$ (500 °С), двокальцевий силікат $CaFeSiO_4$ (550°С) і фаяліт

$FeO{\cdot}SiO_2$ (900°С). Кількість нових мінералів, що утворюються в твердих фазах, мала, тому що тривалість і температури взаємодії невеликі. Однак ці мінерали суттєво впливають 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°С). Таким чином, залізорудний агломерат є продуктом кристалізації залізистого силікатного розплаву різної основності.

Формування фізичної структури агломерату – це процес 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 – 1100°С) і малої тривалості 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. Основними силами в системі сипучий матеріал – розплав є капілярні. 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°С. Розрізняють три основних типи мікроструктур агломератів:

– найміцнішу дрібнопористу губчату 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 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 отримують при середніх витратах палива. До утворення такої мікроструктури приводять знижена середня густина шихти, вузький температурний інтервал плавлення і низька в'язкість розплаву. Така структура характерна для офлюсованого агломерату з основністю 1,2 – 1,5, при якій вони мають мінімальну міцність;

– монолітну структуру, що характеризується наявністю в об'ємі спіку окремих монолітних ділянок застиглого 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 знижену відновлюємість. Така структура утворюється при підвищеній витраті палива.

Готовий агломерат вивантажується з агломераційної машини і надходить на дроблення, охолодження до температури до 80 – 100°С і відсів ретуру (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, що міститься в ньому: 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.

11. КОМПЛЕКСНЕ ВИКОРИСТАННЯ КОРИСНИХ КОПАЛИН

Комплексне використання корисних копалин складається з комплексного освоєння надр, комплексної і комбінованої переробки мінеральної сировини.

11.1. Комплексне освоєння надр

Комплексне освоєння надр – найбільш повне і економічно доцільне освоєння усіх видів ресурсів земних надр на основі поєднання ефективних гірничих технологій. Первинні і вторинні ресурси земних надр за речовинним складом, місцем локалізації і за можливостями використання дуже різноманітні (табл. 11.1).

Таблиця 11.1 – Первинні і вторинні ресурси земних надр

Група	Види ресурсів земних надр
I	Родовища твердих, рідких і газоподібних корисних копалин
II	Відвали видобутих забалансових корисних копалин, гірничих порід розкриття і проходки підземних виробок, які містять корисні компоненти
III	Відходи переробки збагачувального і металургійного виробництва (відвали відходів збагачувальних фабрик, металургійних шлаків, промивних пристроїв на розсипних родовищах), стічні води збагачувального і металургійного виробництва, які містять корисні компоненти, золи виносу ТЕС
IV	Внутрішнє (глибинне) тепло надр Землі

Перші три групи разом складають мінеральні ресурси надр: перша група – природні ресурси, друга і третя – відходи їхнього видобутку і переробки [4, 14]. Відвали що мають промисловий інтерес і іноді називають техногенними родовищами.

Велике число об’єктів можливого освоєння обумовлює різноманіття способів і засобів, поєднання яких забезпечує ефективність комплексного освоєння окремих видів ресурсів надр. З великого числа комплексних гірничих технологій найбільш перспективні:

– комплексна відкрито-підземна розробка родовищ корисних копалин;

– доробка малопотужних і забалансових запасів, залишених ціликів;

– доробка руди, втраченої в закладці і в обрушеній масі гірської породи;

– комплексна розробка вугільних пластів з використанням звичайної технології і підземної газифікації або скраплення вугілля на пластах малої потужності і низької якості;

– розробка «геотехнологічними» методами (зокрема шляхом хімічного і хіміко-бактеріологічного вилуговування) в поєднанні із звичайною гірничою технологією на родовищах і відвалах;

– комплексна доробка шахтним способом значних запасів нафти, втрачених при свердловинному видобутку;

– поєднання технологій, основаних на застосуванні різних гідро- механізованих комплексів і драг при розробці розсипних родовищ;

– спеціальні комплексні технології для вилучення корисних копалин з дна морів і океанів на великих глибинах.

Критерієм ефективності комплексного освоєння надр є досягнення оптимальних для економіки країни показників повноти використання ресурсів, що включає повноту вилучення з надр і повноту переробки та використання в різних галузях економіки. В першу чергу це стосується високоцінних і дефіцитних корисних копалин.

На сьогодні слід констатувати незадовільний рівень вилучення в процесах видобутку і переробки багатьох видів корисних копалин, а також зростанням частки видобутку комплексних корисних копалин, бідних руд. Сумарні втрати корисних копалин складаються з втрат в процесі видобутку – 10 – 30 %, первинної переробки (збагачення) – 20 – 40 %, хіміко-металургійного переділу – 10 – 15 %. Особливо великі втрати при первинній переробці багатокомпонентних корисних копалин (руд).

Проблема комплексного використання мінеральної сировини уперше привернула до себе увагу і оформилася як складова частина загальної проблеми комплексного освоєння родовищ корисних копалин. Вона є також важливою складовою Концепції сталого розвитку ООН, мета якої – задовольняти потреби сучасного суспільства, не ставлячи під загрозу здатність майбутніх поколінь задовольняти свої потреби.

11.2. Комплексна переробка мінеральної сировини

Комплексна переробка мінеральної сировини – розділення корисної копалини на кінцеві продукти із вилученням з неї усіх цінних компонентів, виробництво яких технічно можливе і економічно доцільне. Комплексна переробка основана на генетичних особливостях родовищ, які завжди містять декілька, а іноді й десятки цінних компонентів [4, 14].

Виділяють чотири рівня комплексної переробки твердої мінеральної сировини:

– вилучення з сировини методами збагачення одного концентрату, який містить один або декілька цінних компонентів (напр., вугільного

концентрату з вугільних родовищ; монометалічного концентрату з родовищ кольорових і чорних металів);

– додаткове вилучення методами збагачення окремих концентратів, які не є основними для даної підгалузі (напр., мідного і бісмутового концентратів з вольфрам-молібденових руд; баритового, флюоритового, польовошпатового концентратів з руд кольорових металів);

– вилучення супутніх цінних компонентів, що не створюють окремих мінералів (рідкісних і розсіяних елементів) з концентратів збагачення хіміко-металургійними методами або комбінованою переробкою корисних копалин (таким чином, напр., отримують селен і телур з сульфідів; телур і галій з глинозему; германій з вугілля; платиноїди з мідно-нікелевих руд; частку золота і срібла з піритних концентратів);

– використання відходів збагачення і металургії для отримання будівельних матеріалів, добрив та іншої побіжної продукції (напр., щебеню, піску, гравію з відходів збагачувальних фабрик; шлаковати, фосфорних добрив з доменних шлаків; сірчаної кислоти з газів кольорової металургії).

Доцільність вилучення відповідних компонентів визначається техніко-економічними умовами: наявністю виробничих потужностей, потрібністю в даному виді продукції, можливістю транспортування, наявністю засобів для будівництва пристроїв і технічних вузлів, собівартістю виробництва та ін.

Комплексна переробка – важливий принцип усіх мінерально-сировинних галузей промисловості. В кольоровій металургії комплексна переробка дозволяє одержувати супутну продукцію, загальна вартість якої складає близько 30 % товарного випуску галузі, вилучати близько 70 елементів у вигляді 700 рідкісних видів продукції. Із них на збагачувальних фабриках випускається 30 видів концентратів, які є побіжною продукцією.

11.3. Комбінована переробка мінеральної сировини

Комбінована переробка мінеральної сировини – поєднання методів і процесів збагачення і металургії для найбільш ефективного розділення компонентів. В основі технології розділення компонентів за їхніми фізичними і фізико-хімічними властивостями лежить створення градієнту концентрації частинок мінералів, іонів або молекул в рідкій або газової фазі, а також на границях розділу фаз, за допомогою різних силових полів – магнітних, електричних, гравітаційних, адсорбційних та інших впливів (використовуючи різницю в густині, магнітній сприятливості, електричній провідності, адсорбційній здатності, змочуваності і т.п.). Комбінована переробка досягається комбінацією фізичних полів в одному апараті (комбінований процес) або в ряді послідовно розташованих апаратів (комбінована технологічна схема). Комбіновані збагачувальні схеми звичайно включа-

ють як первинний процес гравітаційну (збагачення у важких середовищах, відсадку, гвинтову сепарацію, збагачення на шлюзах та ін.), а потім магнітну сепарацію і флотацію. Такі схеми застосовують при збагаченні залізних (гравітація – магнітна сепарація), марганцевих (гравітація – флотація) і рідкіснометалічних руд (гравітація – магнітна або електрична сепарація – флотація) [4, 14].

Поширені флотогравітаційні комбіновані збагачувальні процеси: флотогравітація на концентраційних столах (алмазні руди), флотовідсадка (рідкіснометалічні руди). Застосовують також класифікацію в магнітному полі (магнетитові, титаномагнетитові руди), флотацію в магнітному полі, в полі струмів високої частоти, в полі вібрацій і ультразвуку.

Якщо фізичними та фізико-хімічними збагачувальними методами або їх комбінацією отримати кондиційні концентрати не вдається, застосовують комбіновану переробку з гідро- або пірометалургійною доводкою. Гідрометалургійна доводка здійснюється шляхом вилуговування шкідливих компонентів з концентратів (напр., фосфору або кремнезему з залізних, марганцевих, вольфрамових концентратів). Видалення шкідливих компонентів також можливе пірометалургійним процесом (напр., випалом карбонатитових руд можна суттєво підвищити концентрацію корисних компонентів за рахунок випалювання CO_2). Випал дозволяє змінити магнітні властивості мінералів (магнетизуючий випал окиснених залізних руд) для наступної магнітної сепарації, а також флотованість деяких мінералів (напр., фосфоритів). Пірометалургійна обробка використовується в схемах збагачення мідно-нікелевих руд і нікель-піротинових концентратів.

11.4. Руди чорних металів

Залізні руди

Відомо більше 300 мінералів, які містять залізо: оксиди, сульфіди, силікати, фосфати, карбонати та ін., важливіші з них такі: гематит Fe_2O_3 (70 % *Fe*), магнетит Fe_3O_4 (72,4 % *Fe*), гетит $FeOOH$ (62,9 % *Fe*), лепідокрокіт $FeO(OH)$ (62,9 % *Fe*), лімоніт – суміш оксидів *Fe* з SiO_2 та іншими речовинами (40 – 62 % *Fe*), сидерит $FeCO_3$ (48,2 % *Fe*), ільменіт $FeTiO_3$ (36,8 % *Fe*), шамозит $(Fe^{2+}\ Fe^{3+})\cdot[AlSiO_{10}]\cdot(OH)_2\cdot(Fe,\ Mg)_3\cdot(O,\ OH)_6$ (34 – 42 % *FeO*), вівіаніт $Fe_3(PO_4)_2\cdot 8H_2O$ (43 % *FeO*), скородит $Fe(AsO_4)\cdot 2H_2O$ (34,6 % *FeO*), ярозит $KFe_3(SO_4)_2\cdot(OH)_6$ (47,9 % $Fe_2\ O_3$) та ін.

Корисні домішки в залізних рудах: *Ni, Co, Mn, W, Mo, Cr, V*; шкідливі: *S, P, Zn, Pb, As, Cu*.

Промислові типи залізних руд класифікуються за переважним рудним мінералом [5, 8, 18, 19].

Магнетитові руди складені магнетитом (іноді магнезіальним – манганомагнетитом, нерідко мартитизовані – перетворені в процесі окиснення

в гематит). Вони найбільше характерні для карбонатитових, скарнових і гідротермальних родовищ. З карбонатитових родовищ попутно вилучають апатит і баделеїт, з скарнових – сульфіди кольорових металів і кобальтовмісний пірит. Окремий різновид магнетитових руд – комплексні (*Fe – Ti – V*) титаномагнетитові руди магматичних родовищ.

Гематитові руди складені головним чином гематитом і в меншому ступені магнетитом, розповсюджені в корі вивітрювання залізистих кварцитів (мартитові руди), скарнових, гідротермальних і вулканогенно-осадових породах. Багаті гематитові руди містять 55–65% *Fe* і 15–18% *Mn*.

Сидеритові руди поділяються на кристалічні сидеритові руди і глинисті шпатові залізняки. Зустрічаються в гідротермальних, осадових і вулканогенно-осадових родовищах. Середній вміст в них заліза 30 – 35 %. Після випалу сидеритових руд, в результаті видалення CO_2, отримують тонкопористі залізооксидні концентрати, які містять 1 – 2 %, а іноді й до 10 % *Mn*. В зоні окиснення сидеритові руди перетворюються в бурі залізняки.

Силікатні руди складені залізистими хлоритами (тюрингіт, лептохлорит, шамозит та ін.), які супроводжуються гідрооксидами заліза, іноді сидеритом. Середній вміст в них заліза 25 – 40 %, домішки сірки – незначні, фосфору – до 1 %. Часто мають оолітову текстуру, в корі вивітрювання перетворюються в бурі, а іноді в червоні (гідрогематитові) залізняки.

Бурі залізняки складені гідрооксидами заліза, найчастіше гідрогетитом. Утворюють осадові поклади (морські та континентальні) і родовища кори вивітрювання. Осадові руди часто мають оолітову текстуру. Середній вміст заліза в рудах 30 – 35 %. В бурих залізняках деяких родовищ міститься 1 – 2 % *Mn* і більше. В природно-легованих бурих залізняках, які утворилися в корах вивітрювання ультраосновних порід, міститься 32 – 48 % *Fe*, до 1 % *Ni*, до 2 % *Cr*, соті частки відсотка *Co, V*. З таких руд без добавок виплавляються хромо-нікелеві чавуни і низьколегована сталь.

Залізисті кварцити (джеспіліти, роговики) – бідні і середні за вмістом заліза (12 – 36 %). Залізні руди складені тонкими прошарками кварцу, магнетиту, гематиту, магнетит-гематиту і сидериту, іноді з домішками силікатів і карбонатів. Відрізняються низьким вмістом шкідливих домішок (*S* і *P* – соті частки відсотка). Родовища цього типу є звичайно унікальними або крупними (більше 1 млрд. т) запасами руди. В корі вивітрювання кремнезем виноситься і виникають крупні поклади багатих гематито-мартитових руд.

Розрізняють багаті (більше 50 % *Fe*) і бідні (менше 25 % *Fe*) руди, які потрібують збагачення.

Багаті залізні руди йдуть на виплавку сталі в мартенівському, бесемерівському або конвертерному виробництві, оминаючи доменний процес. Найбільш багаті руди з вмістом заліза понад 68 %, з малим вмістом

кремнезему (менше 0,01 %) і всіх інших домішок (менше 3,3 %) використовують для виготовлення металізованих котунів, які перероблюють на сталь електроплавкою.

До *бідних залізних руд*, які потребують збагачення, відносяться титаномагнетитові, магнетитові, а також магнетитові кварцити з вмістом магнетитового *Fe* більше 10 – 20 %; мартитові, гематитові і гематитові кварцити з вмістом *Fe* більше 30 %; сидеритові, гідрогетитові і гідрогетит-лептохлоритові руди з вмістом *Fe* більше 25 %.

Руди, які потребують збагачення, в залежності від мінерального складу і текстурно-структурних особливостей поділяються не легкозбагачувані і важкозбагачувані. До легкозбагачуваних руд відносяться магнетитові руди і магнетитові кварцити, до важкозбагачуваних – залізні руди, в яких залізо зв'язане з приховано-кристалічними і колоїдальними утвореннями, тому при їх подрібненні не вдається розкрити рудні мінерали через їхні малі розміри і тонке пророщення з нерудними мінералами. Вибір методів збагачення визначається мінеральним складом руд і їхніми текстурно-структурними особливостями, а також характером нерудних мінералів і фізико-механічними властивостями руд.

Магнетитові руди збагачуються за схемами з використанням сухої і мокрої магнітної сепарації, які забезпечують отримання кондиційних концентратів навіть при порівняно низькому вмісті заліза у вихідній руді. При наявності в магнетитових рудах промислового вмісту гематиту збагачення здійснюється за магнітно-флотаційними (для тонковкраплених руд) або за магнітно-гравітаційними схемами. Якщо в магнетитових рудах в промисловій кількості містяться апатит, сульфіди кобальту, міді, цинку, мінерали бору та ін., то для їх вилучення з відходів магнітної сепарації застосовується флотація.

При переробці комплексних магнетитових руд Ковдорського родовища з відходів магнітної сепарації отримують апатитовий концентрат, який використовується для виробництва добрив.

Технологічна схема магнітозбагачувальної фабрики Ковдорського ГЗК (рис. 11.1) включає чотири стадії дроблення в конусних дробарках, двостадійне подрібнення в стержневому і кульовому млинах до крупності 55 % класу – 0,074 мм, три стадії мокрої магнітної сепарації, фільтрування залізорудного концентрату і сушку його в зимовий період.

Відходи мокрої магнітної сепарації є вихідною сировиною апатитової збагачувальної фабрики комбінату. Технологічна схема апатитової збагачувальної фабрики включає комплекс підготовчих операцій (класифікацію, зневоднення і згущення відходів магнітозбагачувальної фабрики). Крупні класи відходів збагачуються в конусних сепараторах, грубий концентрат сепараторів розділяється гідрокласифікацією на класи крупно-

сті, які доводяться концентрацією на столах і мокрою магнітною сепарацією, після чого надходять на фільтрування, сушку і подальшу обробку та випал магнітною схемою з отриманням концентрату. Мокрі відходи гравітаційного відділення після подрібнення до крупності 50 % класу – 0,074 мм разом з дрібними фракціями відходів магнітозбагачувальної фабрики після згущення надходять на флотацію, яка включає основну операцію, дві контрольних і чотири перечисних. Апатитовий концентрат згущується, фільтрується і сушиться.

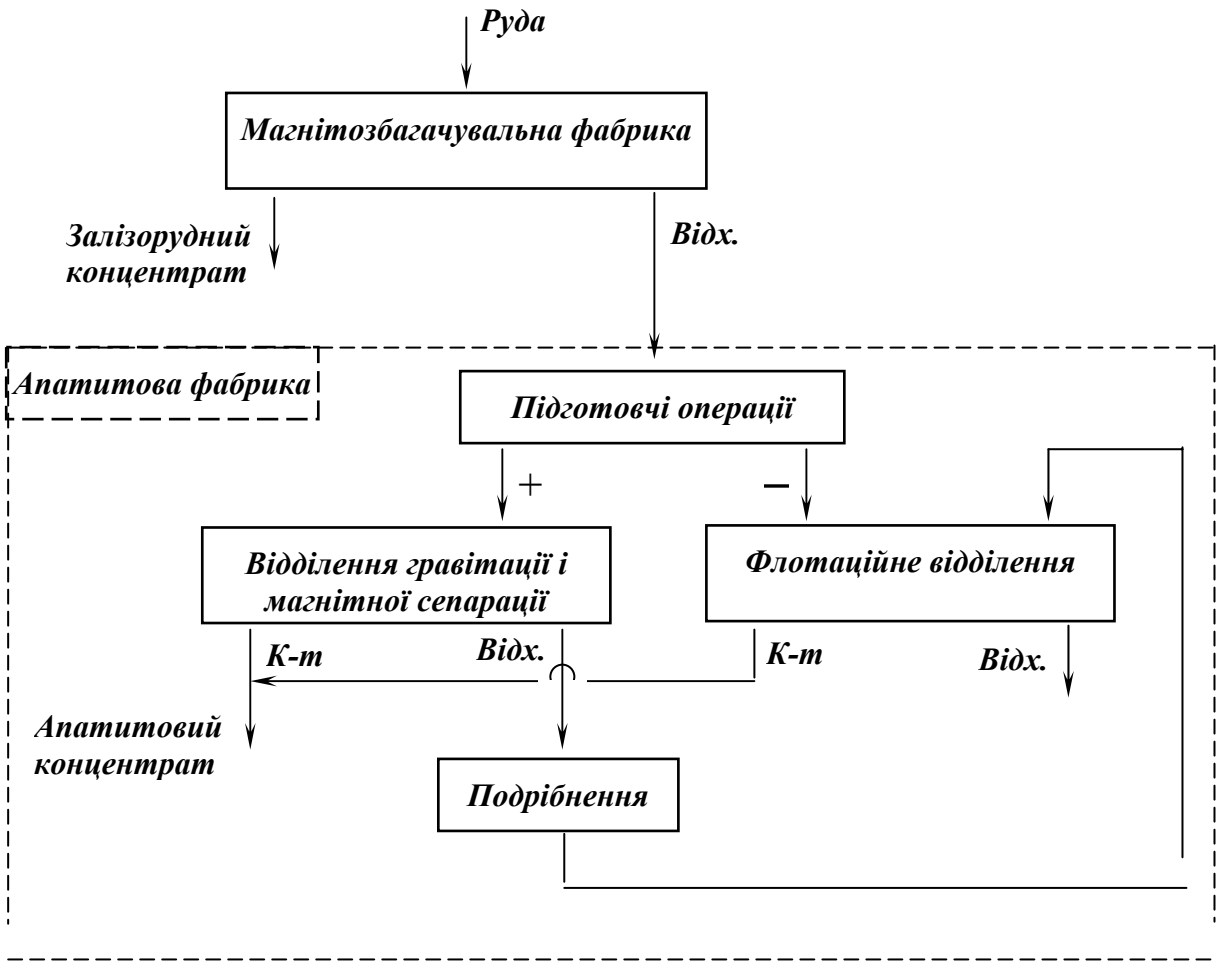


Рис. 11.1 – Принципова технологічна схема переробки залізо-апатитової руди.

Схеми збагачення комплексних титаномагнетитових та ільменіт-титаномагнетитових руд включають багатостадійну мокру магнітну сепарацію. Відходи магнітної сепарації з метою виділення з них в титановий концентрат ільменіту збагачуються флотацією або гравітаційним способом з наступною магнітною сепарацією в полі високої інтенсивності. Схеми збагачення магнетитових кварцитів включають дроблення, подрібнення і магнітну сепарацію в слабкому полі.

Збагачення окиснених залізистих кварцитів може здійснюватись за магнітною (в сильному полі), випал-магнітною, і флотаційною схемами.

Для збагачення гідрогетит-лептохлоритових оолітових бурих залізняків використовуються схеми гравітаційна, гравітаційно-магнітна (в сильному полі), а також випал-магнітна.

Глинисті гідрогетитові і мартитові (валунні) руди збагачуються промивкою.

Збагачення сидеритових руд досягається звичайно випал-магнітним методом.

При переробці залізистих кварцитів і скарново-магнетитових руд отримують концентрати з вмістом заліза 62 – 66 %; в кондиційних концентратах мокрої магнітної сепарації із апатит-магнетитових і магномагнетитових руд вміст заліза не менше 62 – 64 %; для електрометалургійного переділу випускають концентрати з вмістом заліза не менше 69,5 % і кремнезему не більше 2,5 %; концентрати гравітаційного і гравітаційно-магнітного збагачення оолітових бурих залізняків вважають кондиційними при вмісті заліза 48 – 49 %.

Основну масу заліза виплавляють у вигляді сталей (до 2 % вуглецю) або чавунів (більше 2 % вуглецю). Залізовуглецеві сплави – основа конструкційних матеріалів, які застосовуються в усіх галузях промисловості. Технічне залізо – матеріал для сердечників електромагнітів і якорів електромашин, пластин акумуляторів. Залізний порошок у великих кількостях застосовується при зварюванні. Оксиди заліза – мінеральні фарби; феромагнітні Fe_3O_4, і γ-Fe використовуються для виробництва магнітних матеріалів. Сульфат $FeSO_4 \cdot 7H_2O$ застосовується в текстильній промисловості, у виробництві берлінської лазурі, чорнил. Залізо використовується також в медицині; штучні радіоактивні ізотопи заліза – індикатори при дослідженнях хіміко-технологічних і біологічних процесів.

Основним районом залізорудної промисловості України є Криворізький залізорудний басейн, який дає понад 90 % видобутку залізної руди. Важливими гірничопромисловими районами є також Кременчуцький, Білозерський та Керченський залізорудні басейни. В межах Кривбасу створені найбільші в Україні гірничо-збагачувальні комбінати – Центральний, Південний, Північний, Інгулецький, Новокриворізький.

Марганцеві руди

Марганець в рудах присутній у вигляді різних оксидних сполук, карбонатів, силікатів. Найбільшу промислову цінність мають оксидні і окиснені руди (псиломелан-піролюзитові і манганітові), які містять 23,4 –52,0 % *Mn*; 0,9 – 2,3 % Fe_2O_3; 0,20 – 0,63 % *FeO*; 0,321 – 0,686 % P_2O_5, а також карбонатні руди (переважно родохрозитові і мангано-кальцитові), які містять 11,4 – 25,2 % *Mn*; 0,3 – 1,0 % Fe_2O_3; 0,5 – 1,2 % *FeO*; 0,314 – 0,466 % P_2O_5. Середній вміст марганцю в рудах: в оксидній 22 – 27 %, в карбонатній – 16 – 19 % при відношенні $P : Mn = 0{,}005 – 0{,}010$. Для того щоб мар-

ганцеві руди відповідали вимогам металургійної промисловості, вони піддаються збагаченню. Комбіновані схеми збагачення дозволяють комплексно і ефективно використовувати марганцеві руди в металургійній промисловості.

Для оксидних марганцевих руд застосовують гравітаційне, гравітаційно-магнітне збагачення митої руди і флотацію шламів промивки. Відповідно з прийнятою технологією здійснюються такі операції: дроблення вихідної руди до 16 – 50 мм, грохочення, промивка, дроблення митої руди до 16 – 25 мм, грохочення дробленої руди на вузькі класи з наступним збагаченням класів крупніше 3 мм відсадкою або за магнітно-гравітаційною схемою [5, 8, 18, 19].

Збагачення карбонатних марганцевих руд відбувається за такою схемою: крупний клас (15 – 3 мм) митої руди піддається збагаченню у важкосередовищних гідроциклонах. Промпродукти подрібнюються, класифікуються по розміру зерен (до 0,16 мм) і направляються на електромагнітну сепарацію, магнітна фракція якої перечищається відсадкою. Шлами (клас 0 – 0,16 мм) збагачуються за схемами селективної флотації.

Залежно від вмісту марганцю отримані концентрати розрізняються за сортами. Вміст марганцю в концентратах вищих сортів складає 45-49%.

Фосфор є найбільш шкідливою домішкою в марганцевих рудах, він має тісний фізико-хімічний зв'язок з мінералами марганцю і практично повністю переходить у товарні концентрати, які призначені для феросплавного виробництва. Сталь, отримана при добавці феросплавів з підвищеним вмістом фосфору, стає дуже крихкою при низьких температурах. При підвищеному вмісті фосфору марганцеві руди усереднюються, при цьому не допускають змішування різновидів, що містять фосфор у вигляді вільних фосфатів з сировиною, в якій фосфор асоційований з рудними мінералами (карбонатами і залізними мінералами).

Головне родовище марганцевих руд в Україні – Нікопольське. Збагачення марганцевих руд здійснюється на Чкаловській, Богданівській і Грушевській збагачувальних фабриках.

Хромові руди

В природі відомо багато різних сполук хрому: він входить до складу свинцевих і мідно-свинцевих оксидів, силікатів та ін., але промислові скупчення утворюють тільки хромшпінеліди: магнохроміт $(Mg, Fe)Cr_2O_4$, алюмохроміт $(Mg, Fe)(Cr, Al)_2O_4$, хромпікотит $(Mg, Fe)(Al, Cr)_2O_4$. Вміст Cr_2O_3 в мінералах від 2 до 67 %. Промислову значимість хромові руди мають при вмісті в них не менше 25 – 30 % Cr_2O_3. В хромшпінелідах часто присутні домішки до 24 % Mn; до 2,3 % Zn; до 27,6 % V_2O_3; до 0,25 % ZrO_2 та ін. [5, 8, 18, 19].

Багаті хромові руди з вмістом Cr_2O_3 більше 45 % і пустої породи – менше 5 % тільки дроблять і сортують на три класи 50 – 300; 10 – 50 і 0 – 10 мм.

Бідні хромові руди збагачують за типовою схемою: дроблять до 100 мм і грохоченням розділяють на класи 10 – 100; 3 – 10 і 0 – 3 мм, відмивають шлами, крупні класи збагачують у важких суспензіях, дрібні класи – відсадкою. Промпродукти подрібнюють до крупності 0,5 мм і збагачують гвинтовою сепарацією. Шлами збагачують на концентраційних столах.

Хромова товарна продукція випускається грудкуватою з вмістом Cr_2O_3 32 – 38 % або у вигляді концентратів з вмістом Cr_2O_3 47 – 51 %.

Основні споживачі хрому: металургійна промисловість, виробництво ферохрому і вогнетривів, хімічна промисловість (виробництво хромпіків).

11.5. Руди кольорових металів

Мідні, мідно-піритні і піритні руди

Відомо більше 200 мінералів, які містять мідь, але промислові скупчення створюють тільки 20. Головні мінерали міді зосереджені в сульфідних рудах, на частку яких припадає понад 90 % світових запасів і видобутку міді: халькопірит $CuFeS_2$ (34,5 % *Cu*), борніт Cu_5FeS_4 (52 – 65 % *Cu*) і халькозин Cu_2S (78,9 % *Cu*). Головні мінерали міді в окиснених рудах: малахіт $Cu_2CO_3(OH)_2$ (57,4 % *Cu*), азурит $Cu_3(CO_3)_2(OH)_2$ (55,3 % *Cu*), хризокола $CuSiO_3 \cdot nH_2O$ (36,1 % *Cu*), брошантит $Cu_4(SO_4)(OH)_6$ (34,8 % *Cu*), куприт Cu_2O (88,8 % *Cu*).

Середній вміст міді в різних типах руд коливається в межах 0,3 – 5 %. Вміст в них супутніх компонентів сильно варіюється: для *Pt, Au, Re* – 10^{-4} %; для *Ag, Se, Te, In, Tl, Ga, Ge* – 10^{-4} – 10^{-3} %; для *Mo, Bi, Cd, Co* 10^{-3} – 10^{-2} %; для *Zn, Pb, Ni, P, Tl, Ti, V* – 10^{-1} – n %; для *S* і *Fe* (магнетитового) n – n·10 % (n% – одиниці відсотків). Як шкідливі домішки в мідних рудах часто зустрічаються арсен і стибій (10^{-3} – 10^{-2} %), іноді ртуть (10^{-4} %).

В мідних, мідно-піритних і піритних рудах часто міститься золото. В подрібнених рудах золото знаходиться як у вільному стані, так і в тісному зв'язку з сульфідами міді і заліза. Кількість вільного золота в рудах звичайно невелика, однак вилучення його завжди виправдовує застосування гравітаційного збагачення. Особливо ефективним є уловлення вільного золота в циклі подрібнення і класифікації встановленням відсаджувальних машин, відцентрово-гідравлічних пасток, струминних концентраторів (встановлюються на пісках класифікатора замість піскового жолоба з нахилом 12 – 14°), флотаційних камер з пасткою для золота і короткоконусних гідроциклонів з кутом конусності 90 – 140° (встановлюються на зливі класифікатора або пісках класифікаційного гідроциклона). Недоліком гід-

равлічних пасток є порівняно низька здатність до уловлення дрібного золота, великі витрати води і легка засмічуваність залізним скрапом. Дрібне золото вилучають на шлюзах з ворсистою поверхнею [1, 5, 18].

При збагаченні флотацією мідних і мідно-піритних руд, які містять золото, звичайно виділяють золото-мідний концентрат або безпосередньо з руди (депресуючи пірит та інші сульфіди заліза), або за схемою з попереднім отриманням колективного золото-мідно-піритного концентрату і подальшим розділенням його на золото-мідний і піритний продукти. При цьому для вилучення золота не застосовують інших реагентів, крім тих, що необхідні для флотації міді. Депресію піриту при флотації золото-мідних руд або при розділенні золото-мідно-піритних концентратів здійснюють в содово-ціаністому або вапняково-ціаністому середовищі при *pH* = 9,4 – 10,5.

Як приклад на рис. 11.2 наведена технологічна схема збагачення *золото-мідної руди* на Артемівській збагачувальній фабриці.

В результаті збагачення отримують три золотовмісних гравітаційних і два золото-мідних флотаційних концентрати, з яких перший є кондиційним по міді з вмістом її більше 9 %, а другий – з вмістом міді 2,5 – 3 %.

Підвищення ефективності вилучення вільних частинок благородних металів і цінних мінералів-супутників можливе не тільки за рахунок широкого застосування гравітаційних апаратів і флотаційних камер-пасток в різних операціях циклів подрібнення і флотації, але й за рахунок використання спеціальних реагентів-збирачів, напр., подача карбаміду (5 – 7 г/т) дозволяє підвищити вилучення срібла.

Суцільні мідно-піритні руди часто містять золото і інші благородні метали, значна частина яких звичайно зв’язана з піритом і значно рідше з піротином. Тому з руд виділяють золотовмісний піритний концентрат, з якого золото вилучають ціануванням. Відділити пірит від піротину при цьому важно не тільки тому, що з піротином зв’язано менше золота, але й тому, що його присутність приводить до великих витрат ціаніду при вилученні золота.

При обробці *телуристих золото-піритних руд* використовують селективну флотацію вільного золота і телуридів перед флотацією піриту, що створює передумови для одержання з таких руд телуру як товарного продукту. При наявності в рудах самородного селену він також добре флотує з вуглеводневими маслами або ксантогенатами і вилучення його в концентрат складає до 85 %.

Іноді піритні концентрати містять помітні кількості кобальту, мінерали якого звичайно тісно зв’язані з сульфідами заліза. Якщо вони вільні, їх можна флотувати з піритного або колективного мідно-піритного концентрату, депресуючи сульфіди міді і заліза сірчаним натрієм (витрати 3 – 5 кг/т).

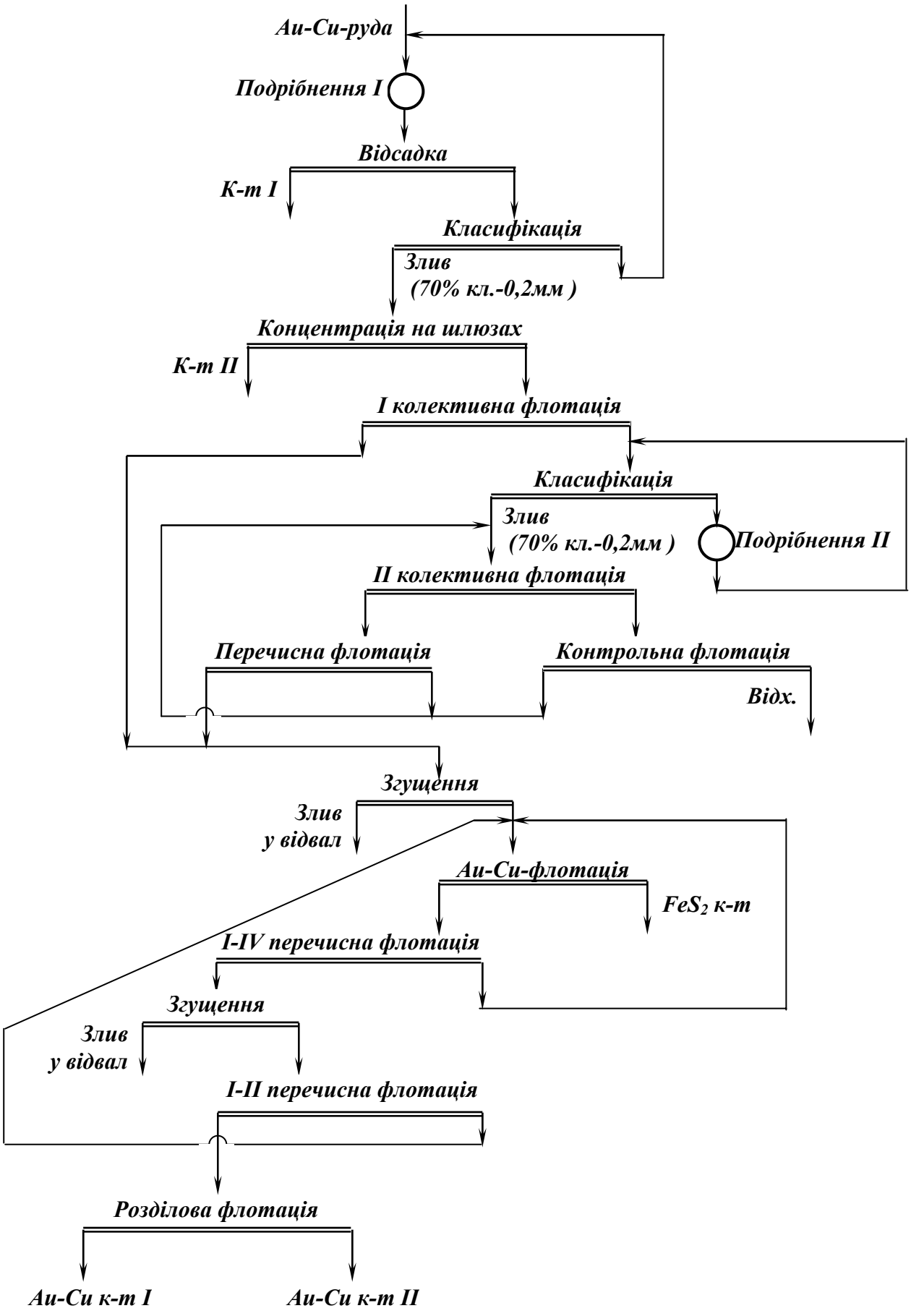


Рис. 11.2 – Технологічна схема збагачення золото-мідної руди.

При переробці *олов'яно-мідних руд* (рис. 11.3) отримують мідний і олов'яний шламовий концентрати, а також піритно-арсенові відходи і відходи гравітації, які можуть бути піддані подальшій флотаційній обробці. Крім того, в мідний концентрат вилучаються також значна кількість бісмуту, індію і благородних металів.

З метою підвищення використання *мідно-магнетитових руд* їх збагачують за двома технологічними схемами. Руди з невеликим вмістом магнетиту (30 – 40 % заліза) і високим вмістом міді (0,6 – 0,7 %) піддають флотації з одержанням мідного концентрату, а відходи направляють на магнітну сепарацію для одержання залізних концентратів. Руди з високим вмістом заліза (40 – 45 % заліза) і низьким вмістом міді (0,2 – 0,3 %) спочатку піддають магнітній сепарації, а потім після перечищень отримують мідний концентрат (рис. 11.4).

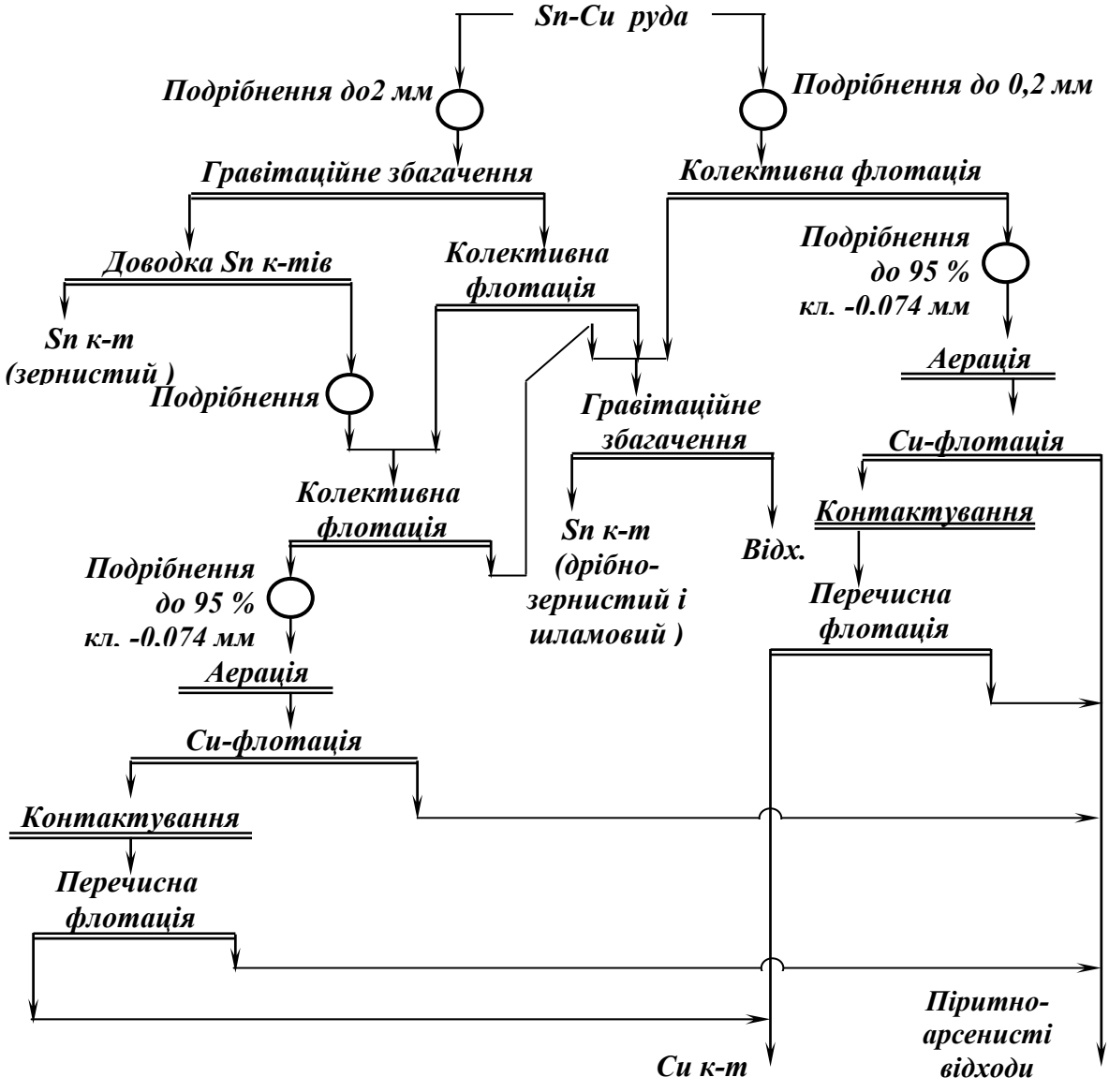


Рис. 11.3 – Технологічна схема розділення сульфідних продуктів олов'яно-мідної руди.

Магнітну фракцію піддають флотації з метою виділення із магнетитового концентрату сульфідів міді, а також піриту і піротину. Камерний продукт сульфідної флотації являє собою готовий магнетитовий концентрат, який містить 70 % заліза і 0,3 % міді, і надходить на виробництво котунів. Немагнітну фракцію згущують і направляють на основну мідну флотацію при *pH* = 9,5. Мідний концентрат містить 20 % міді при вилученні її до 96 %.

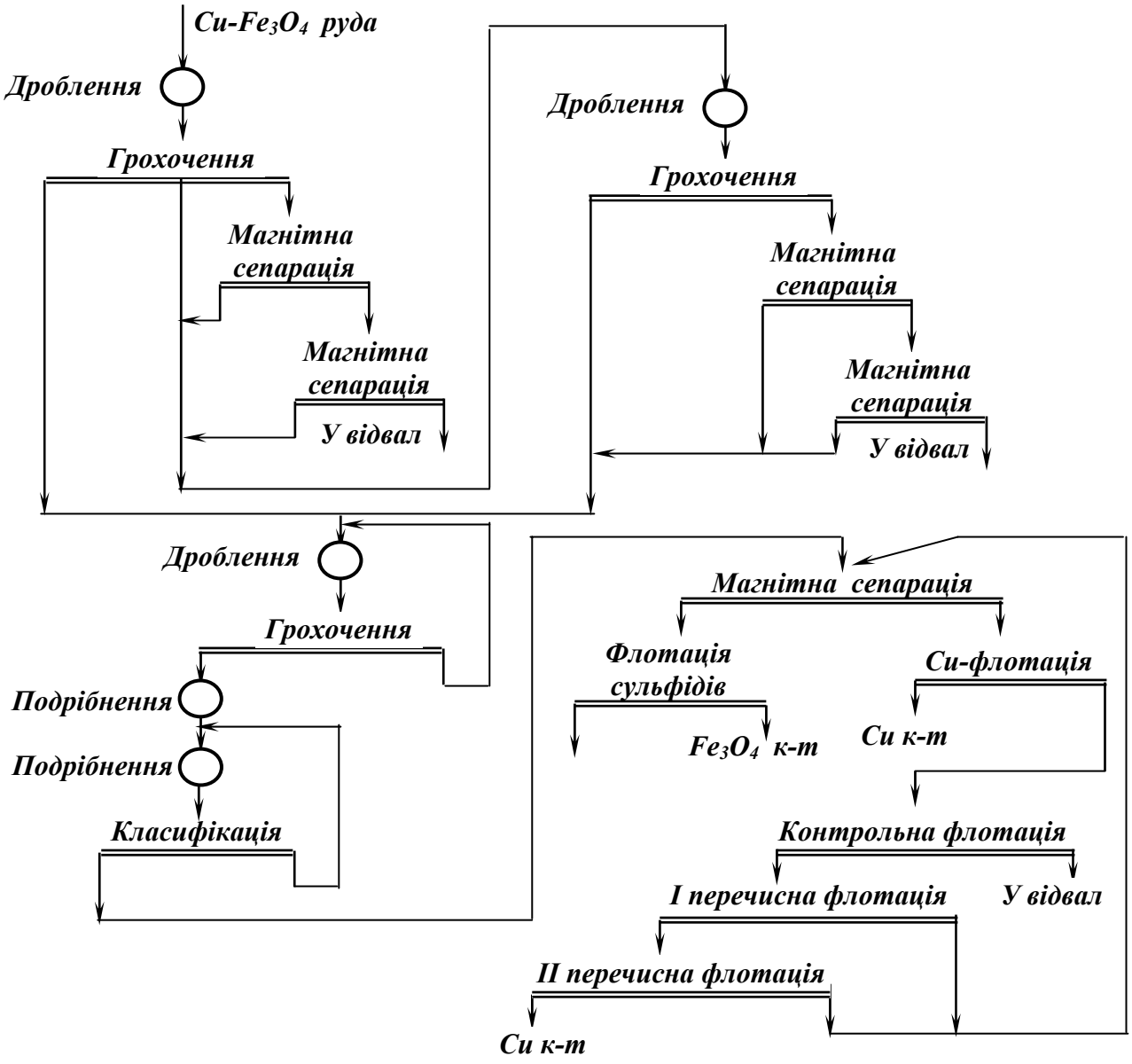


Рис. 11.4 – Технологічна схема збагачення мідно-магнетитової руди.

Мідно-молібденові і молібденові руди

Мідно-молібденові і молібденові руди є комплексною сировиною, крім основних мінералів вони можуть містити залізо, сірку, вольфрам,

олово, бісмут, свинець, цинк, золото, срібло, реній та інші цінні компоненти [1, 5, 18].

Принципова технологічна схема безвідходної переробки мідно-молібденових руд наведена на рис. 11.5.

За такою схемою з руди, яка містить: 0,083 % молібдену; 0,06 % міді; 0,015 % бісмуту; 0,079 % триокису вольфраму; 1,5 % піриту; 0,1 % магнетиту; 36 % кварцу; 32, 5 % польового шпату; 17,5 % біотиту; 9,5 % мусковіт-сериците; 0,6 % флюориту були отримані: молібденовий концентрат першого сорту при вилученні 84 – 85 % сульфідів молібдену; мідний концентрат, який містить 12 % міді при вилученні 50 %; бісмутовий концентрат, який містить 70 % бісмуту при вилученні 57 %; вольфрамовий продукт, який містить 19,7 % триокису вольфраму при вилученні 46 %; піритний концентрат, який містить 40 – 41 % сірки з виходом 1 %; магнетитовий концентрат, який містить 64,7 % заліза з виходом 0,06 %; слюдяний концентрат з виходом 10 %; польовошпатовий концентрат для скляної промисловості і кварцовий продукт для будівельної промисловості.

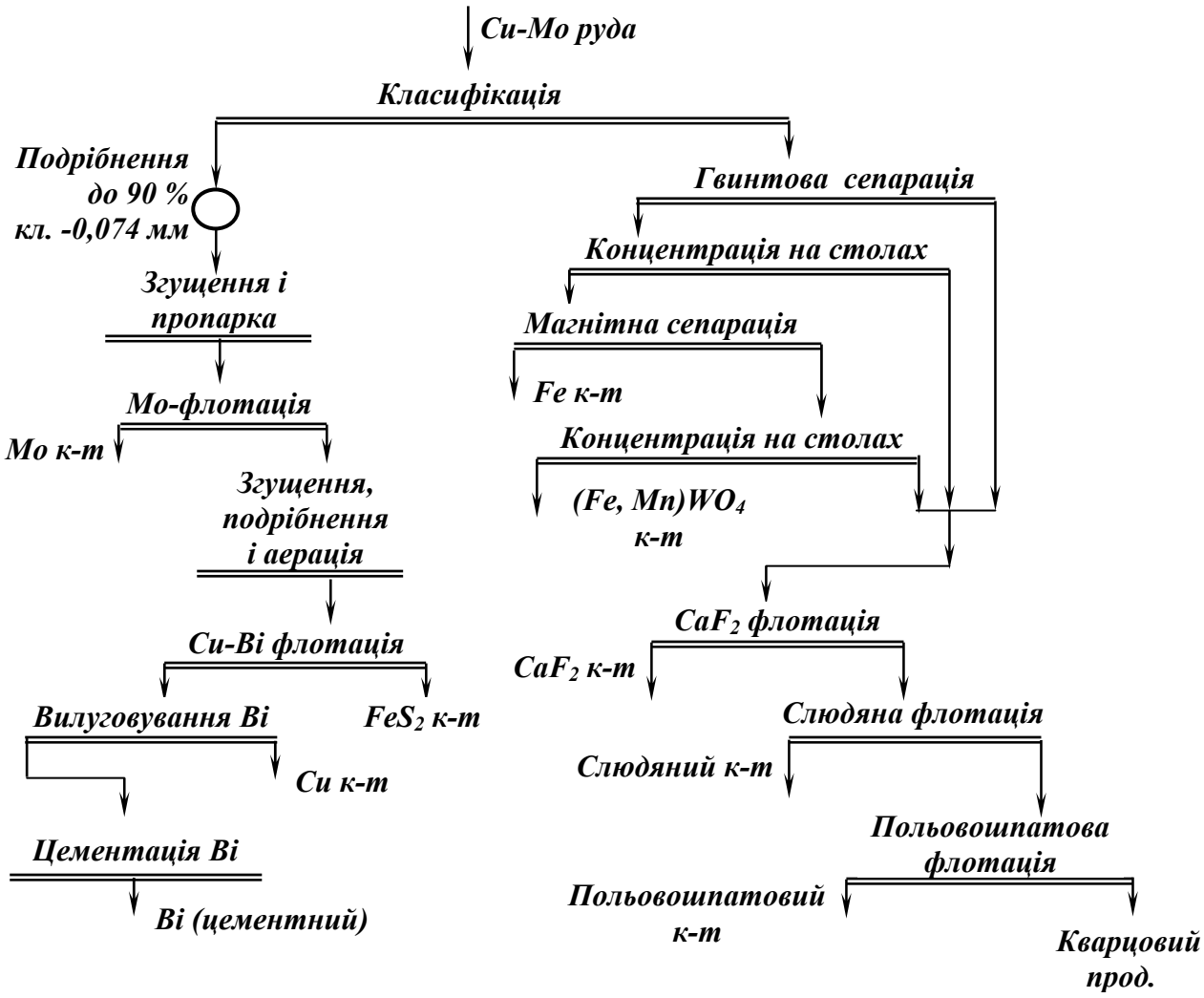


Рис. 11.5 – Технологічна схема безвідходної переробки мідно-молібденових руд.

Піритні концентрати при флотації мідно-молібденових руд звичайно отримують з відходів перечистки колективного мідно-молібденового концентрату. Якщо отримані піритні концентрати містять значні кількості вільних мінералів кобальту, їх можна флотувати після депресії сульфідів заліза сірчистим натрієм.

Для уловлення «вільного» золота в різних точках технологічної схеми використовують гравітаційні процеси, що дозволяє знизити його втрати, обумовлені, з одного боку, переподрібненням золота в циклах тонкого подрібнення руди і продуктів збагачення, а з іншого боку, несприятливими для золота умовами флотації при високій концентрації вапна і сірчистого натрію при доводці колективних мідно-молібденових концентратів і їхньому розділенні. Гравітаційна схема виділення золота з використанням поєднання короткоконусного гідроциклона з відцентровим сепаратором забезпечує високий ступінь концентрації і вилучення «вільного» золота з тонкоподрібнених продуктів. На мідно-молібденових фабриках з тонкоподрібнених матеріалів отримують багаті золотовмісні концентрати з вмістом золота до1000 – 1500 г/т.

Мідно-цинкові руди

Техніко-економічні показники збагачення мідно-цинкових руд суттєво залежать від повноти вилучення не тільки основних металів, але й рідкісних і розсіяних елементів, благородних металів і мінералів-супутників.

Усі рідкісні елементи, як правило, зв’язані з сульфідними мінералами і тому проблема комплексності використання сировини в циклі збагачення полягає в збільшенні вилучення цих мінералів у відповідні концентрати і зменшення їхніх втрат у відходах флотації. Вилучення ж рідкісних і розсіяних елементів в окремі концентрати можливе тільки на подальшій стадії переробки концентратів. Золото, срібло, а також розсіяні елементи і рідкісні метали тісно взаємозв’язані з піритом і тому їхній розподіл пропорціональний вилученню сірки в концентрати [1, 5, 18].

Побіжне вилучення вільного крупного і вкрапленого в сульфіди золота в суттєво залежить від ефективності застосованих гравітаційних і флотаційних методів його уловлення. Практика показує, що гравітаційні методи збагачення вільного золота можуть бути інтенсифіковані застосуванням короткоконусних гідроциклонів, щілинних шлюзів, які дозволяють вилучати дрібні золотинки (до 40 μ), які не уловлюються гідропастками і відсаджувальними машинами. Крім того, схеми з використанням короткоконусних гідроциклонів і концентраційних столів дозволяють виділити в окремий продукт золотоносний продукт.

Вилучення германію в окремий продукт досягається застосуванням магнітної сепарації мідного концентрату (рис. 11.6).

При наявності в мідно-цинковій руді олова його вилучають з відходів контрольної цинкової флотації з отриманням двох гравітаційних крупно- і дрібнозернистих олов'яних концентратів.

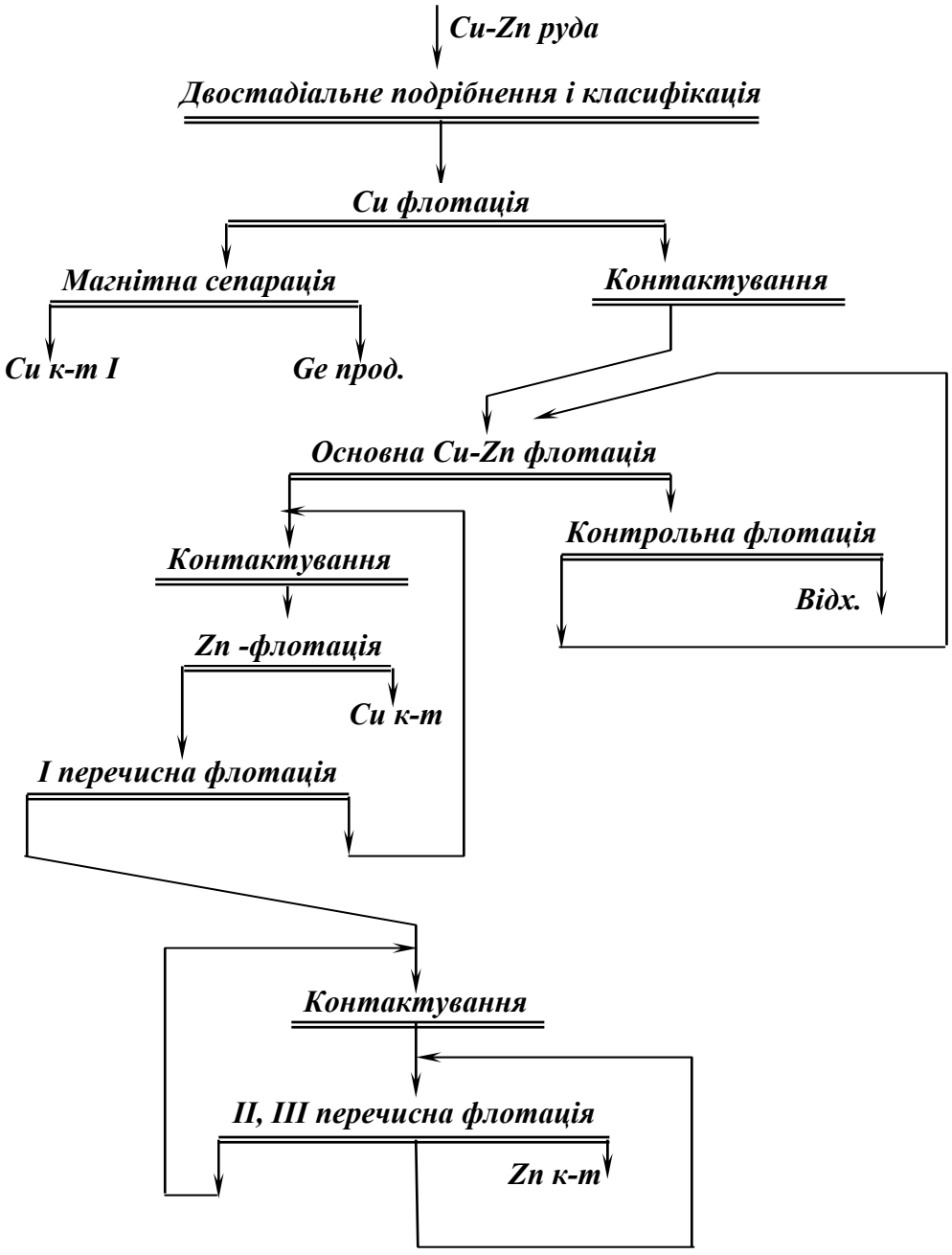


Рис. 11.6 – Технологічна схема збагачення мідно-цинкових руд.

Мідно-нікелеві руди

При переробці мідно-нікелевих руд спостерігається знижене вилучення нікелю у порівнянні з вилученням міді, що пояснюється наявністю його частини в нефлотованих силікатах і сульфідах, емульсійне вкраплених в пусту породу. Суттєвий приріст вилучення нікелю і інших кольорових, рідкісних і благородних металів досягається вилученням піротину

флотаційним методом з відходів контрольної флотації або комбінованим магнітно-флотаційним методом з використанням магнітних сепараторів з високою напруженістю магнітного поля [1, 5, 18].

Підвищення комплексності використання мідно-нікелевих руд можливе за рахунок додаткового одержання магнетитового, а іноді й талькового концентрату.

Вилучення металів платинової групи, золота, срібла і кобальту здійснюється побіжно головним чином в циклі колективної флотації. Мінерали, що містять платину, достатньо повно вилучаються в колективний концентрат. Гірше флотують фероплатина і купроплатина, на поверхні яких утворюються гідрофільні сполуки заліза або міді, а також сперилiт, стибіопаладиніт і деякі інші мінерали, які містять платину. Для більш повного їх вилучення в контрольній мідно-нікелевій флотації створюють особливі умови (реагентний режим, підогрів пульпи і т.п.) або вилучають їх з відходів флотації гравітаційними процесами (використання шлюзів, відсаджувальних машин та ін.). В ряді випадків ефективним є вилучення благородних металів в голові процесу із застосуванням гравітаційних процесів (відсадки, гвинтової сепарації, збагачення на шлюзах) в циклах подрібнення і переробки рудного дріб'язку.

Свинцеві поліметалічні руди

Підвищення комплексності використання свинцевих поліметалічних руд досягається побіжним вилученням при їхній переробці піриту, бариту, олова, золота, срібла і деяких інших металів і елементів як у вигляді окремих продуктів, так і у складі основних концентратів [1, 5, 18].

Вільне тонковкраплене золото в поліметалічних рудах зустрічається досить часто, причому значна частина його знаходиться звичайно в тонкодисперсному стані в піриті, арсенопіриті, халькопіриті, галеніті і значно менше – у сфалериті. При флотації поліметалічних руд режими установлюються таким чином, щоб максимальна кількість золота флотувалась в мідні і свинцеві концентрати, з яких воно легко вилучається при металургійному переділі. В циклі подрібнення вільне золото вилучається із застосуванням відсадки.

Процес вилучення шліхового золота (рис. 11.7) складається з циклів виділення чорнового гравітаційного концентрату із застосуванням відсадки на розвантаженні млинів рудного самоподрібнення, класифікації і подрібнення чорнового концентрату відсадки до крупності 50 % класу – 0,074 мм, збагачення чорнового гравітаційного концентрату на концентраційних столах, амальгамації концентратів (золотої головки) і відпарювання амальгами. В концентрат відсадки переходить вільне золото, а також частина золота в зростках з сульфідами і пустою породою, в результаті чого підвищується його вилучення.

Золотовмісний пірит або виділяють в самостійний продукт (який може підмішуватись в шихту при плавці інших концентратів або після випалу піддаватися ціануванню), або його переводять в мідні і свинцеві концентрати (з яких золото вилучається в процесі металургійного переділу). Для більш повного вилучення золота із золотовмісних поліметалічних руд в схему збагачення включають операції ціанування, при цьому ціануванню можуть піддаватись відходи флотації або їхня піскова фракція, золотовмісні піритні і цинкові концентрати, промпродукти флотації.

З відвальних відходів золото вилучають флотацією після попередньої класифікації і подрібнення.

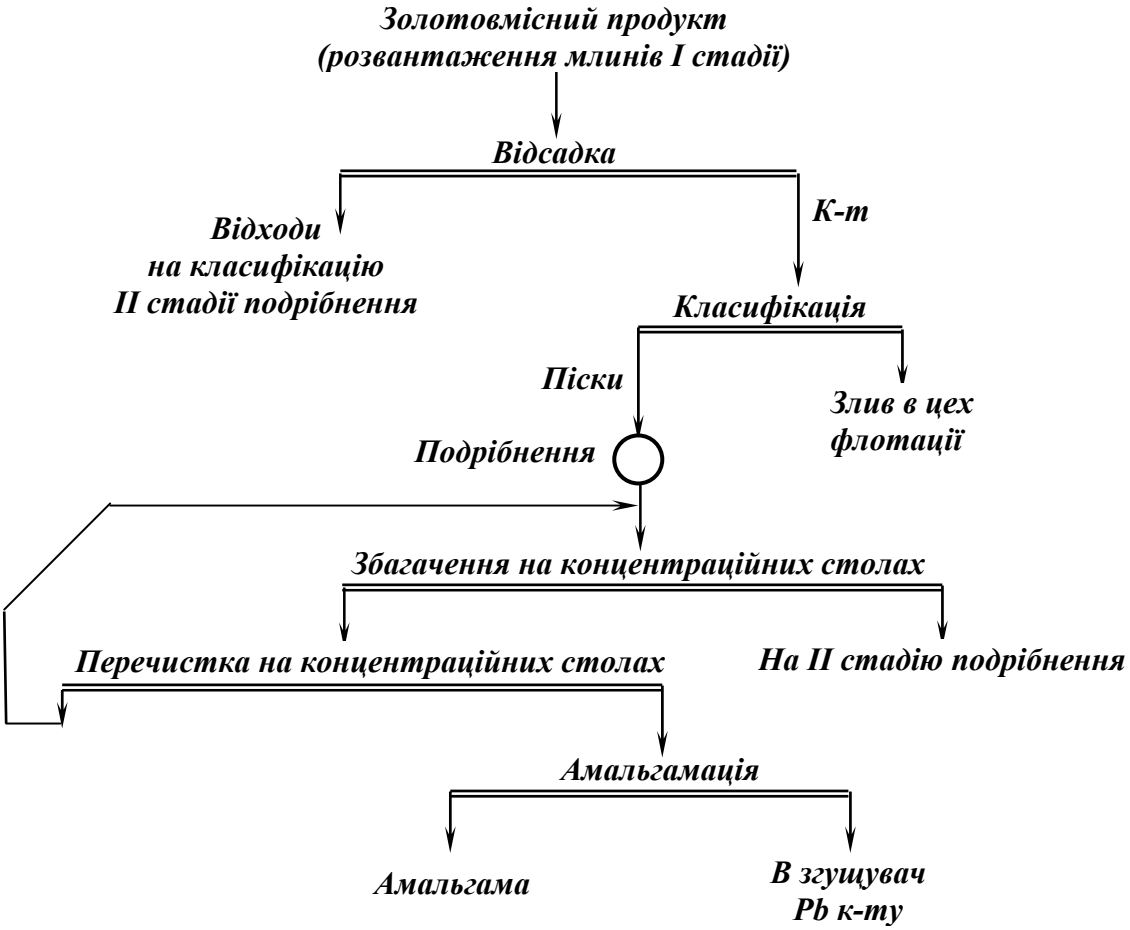


Рис. 11.7 – Технологічна схема збагачення шліхового золота.

Олово (у вигляді каситериту) вилучають гравітаційними методами з відходів піритної флотації на шлюзах «Бартлез-Мозлі» і концентраційних столах. Доводку чорнового концентрату – видалення залишку сульфідів – здійснюють флотацією. Основною несульфідною домішкою в олов'яному концентраті є сидерит, який видаляється вилуговуванням гарячим розчином сірчаної кислоти.

Барит з поліметалічних руд отримують з відходів сульфідної флотації (рис. 11.8). Крупність вкраплення бариту близька до крупності вкрап-

лення сульфідів, тому перед його флотацією додаткове подрібнення непотрібне.

На вилучення бариту негативно впливає наявність шламів, тому живлення баритової флотації обов'язково піддають знешламленню в гідроциклонах.

Баритові концентрати використовують в багатьох галузях промисловості: хімічній, нафтогазовій, для виробництва фарби, паперу, гуми та ін.

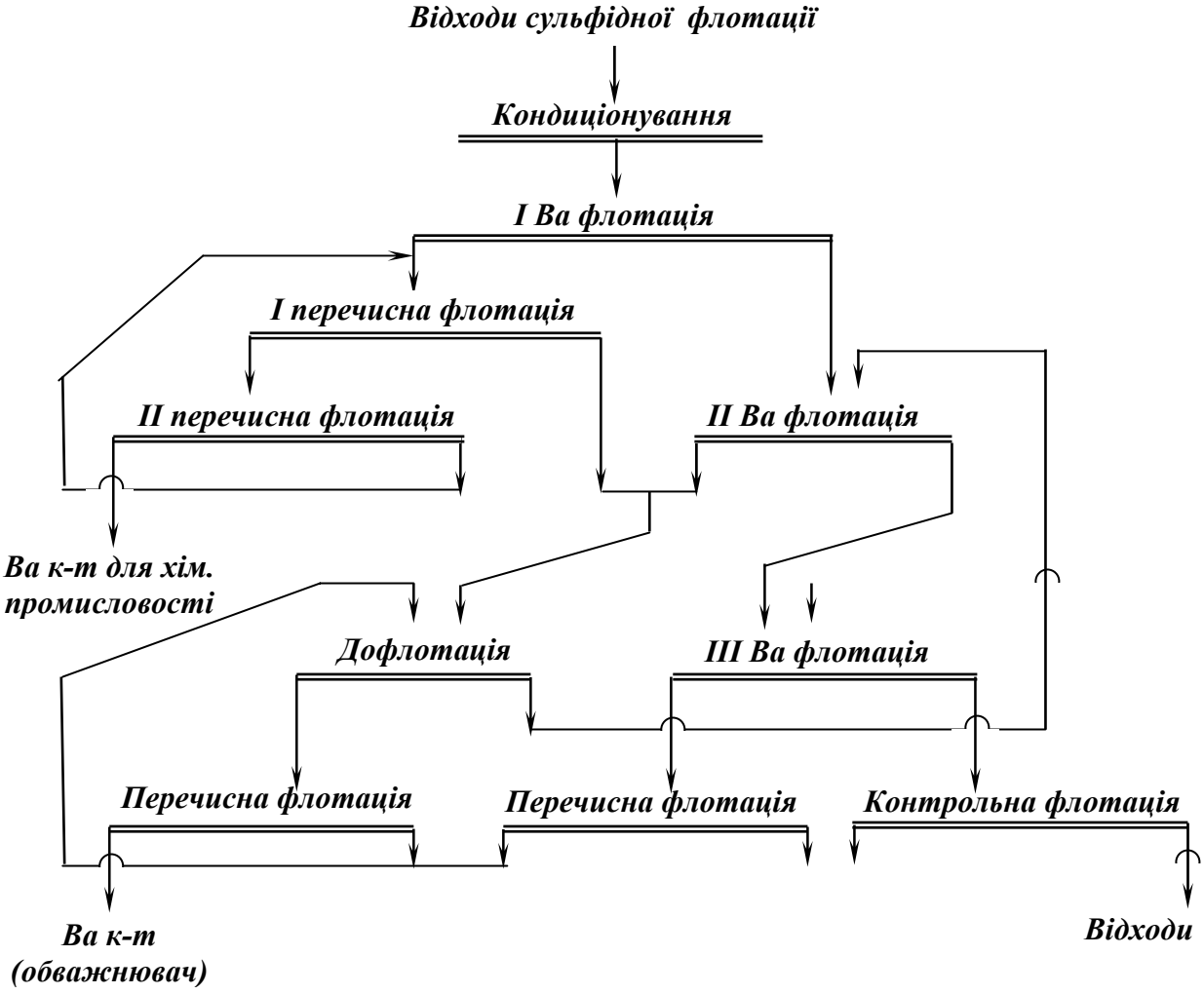


Рис. 11.8 – Технологічна схема баритової флотації.

Флотаційні баритові концентрати, що застосовуються як обважнювачі бурового розчину, піддають спеціальній обробці, яка полягає в знешламленні концентратів і подальшій їх обробці з метою гідрофілізації поверхневоактивними речовинами або випалом.

Вольфрамові руди

Відомо більше 20 мінералів вольфраму, з них найбільше промислове значення мають тільки мінерали групи вольфраміту і шеєліту. Вміст WO_3 в рудах складає 0,5 – 1,5 %, рідко 3 – 5 %.

Вольфрамові руди часто містять молібден, олово, берилій, мідь, бісмут з вмістом 0,01 – 0,1 %, іноді присутні стибій, ртуть, золото, срібло, арсен, сірка, тантал, ніобій, скандій. Більшість супутніх компонентів при збагаченні вилучаються в колективні або селективні концентрати [1, 5, 18].

Вольфраміт $(Mn, Fe)WO_4$ містить 74 – 76 % WO_3, іноді присутні домішки *Ca, Nb, Ta, Mg* (в основному у вигляді мікровключень шеєліту, колумбіту та ін. мінералів). Вольфраміт являє собою серію твердих розчинів змінного складу з кінцевими членами гюбнеритом $MnWO_4$ і ферберитом $FeWO_4$.

Вольфраміт збагачується гравітаційним і магнітним методами. Збагачення малосульфідних вольфрамових руд (гюбнеритових і ферберитових) здійснюється гравітаційним методом на відсаджувальних машинах і концентраційних столах з доводкою отриманого концентрату за допомогою магнітної сепарації. З шламів вольфраміт вилучається в основному флотацією. Основні реагенти:

– збирачі: олеїнова кислота (pH = 7 – 10), алкілсульфати (pH = 4 – 9,5), нафтові масла, ненасичені жирні кислоти;

– регулятори середовища: луги, сода, сірчана або соляна кислота;

– активатори: солі двовалентного марганцю;

– депресори: рідке скло, залізний купорос.

Для виділення крупнозернистого матеріалу використовується флотогравітація. При доводці концентратів застосовуються електромагнітна і електростатична сепарація, випал.

При гідрометалургійній переробці вольфрамітових концентратів отримують кеки, з яких можливе вилучення танталу.

Шеєліт $CaWO_4$ містить 80 % WO_3 і поряд з вольфрамітом є головним мінералом вольфрамових руд. В шеєлітових рудах звичайно присутні ізоморфні домішки *Mo, Mn, Sr, Nb, Ta, Cr,* рідкісноземельних елементів, іноді *Cu*.

Основним методом збагачення шеєлітових руд є флотація, при якій вилучення шеєліту в концентрат досягає 90 %.

Мінерали групи шеєліту добре флотуються жирно-кислотними збирачами (олеїновою кислотою, олеатом натрію, емульсіями і сумішами жирних кислот, жирно-кислотною фракцією талового масла і ін.) у лужному середовищі, яке створюється содою (pH = 9 – 10). При наявності сульфідів шеєлітова флотація здійснюється із відходів сульфідної флотації. Для депресії силікатів перед збирачем подається рідке скло. Регуляторами при флотації шеєліту служать сода, іноді їдкий натр і рідке скло, як диспергатор і депресор гранату, кварцу, кальциту і інших породних мінералів.

Комплексні руди, які містять вольфраміт і шеєліт збагачуються за більш складними гравітаційно-флотаційними схемами. Нерідко перед ос-

новним збагаченням здійснюється попереднє сортування руди для виділення пустої породи (вибіркове дроблення, сепарація у важких середовищах, люмінесцентна і фотометрична сепарація). В результаті гідрометалургійної переробки отримують у вигляді порошку один з наступних продуктів: вольфрамовий ангідрид (WO_3), вольфрамову кислоту (H_2WO_4), вольфрамат натрію ($Na_2WO_4 \cdot 2H_2O$), вольфрамат кальцію ($CaWO_4$).

З колективного концентрату в ряді випадків вилучають золото і срібло. На металургійній стадії переробки концентратів можуть вилучатися тантал, ніобій, скандій та інші елементи-домішки.

Значна кількість вольфраму використовується для виробництва швидкорізальних спеціальних сталей, які зберігають високу твердість і зносостійкість при температурах до 650°С. Найбільш високоякісні інструментальні тверді сплави створюються з карбіду вольфраму методами порошкової металургії, вони зберігають високу твердість при нагріванні до 1100°С, 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-промінів, а також для виготовлення контейнерів для зберігання радіоактивних ізотопів.

Чистий вольфрам (дріт, стрічки і ін.) застосовується у виробництві електроламп, радіоелектроніці, рентгенотехніці. Вольфрамовий дріт і прутки служать електронагрівачами у високотемпературних печах.

Ряд хімічних сполук вольфраму застосовують в текстильній промисловості для обважнення тканин, виготовлення вогнетривких і водостійких тканин.

Олов'яні руди

Відомо більше 90 мінералів олова, але промислове значення мають тільки руди представлені каситеритом SnO_2 (біля 85 % Sn) і станіном Cu_2FeSnS_4 (22 – 28 % Sn). Підвищений вміст олова у вигляді домішки присутній також в силікатних оловоносних скарнах: гранатах, піроксенах, боратах та ін.

Корінні родовища розроблюються підземним і відкритим способами; морські розсипи – дражним способом, на континенті – гідравлічним і бульдозерним. Технологічні способи переробки руд і розсипів олова в залежності від мінерального складу і агрегатного стану включають гравітаційні процеси і флотацію [1, 5, 18].

Збагачення олов'яних руд включає окремі цикли: збагачення промпродуктів, вузли збагачення шламів і доводки чорнових концентратів. Збагачення промпродуктів здійснюється на відсаджувальних машинах і концентраційних столах, шламів – гравітаційним методом і флотацією каситериту; доводка концентратів – концентрацією на столах, тонким грохоченням, флотогравітацією, флотацією, магнітною і електричною сепарацією. Вилучення поліметалів з відходів збагачення олова здійснюється за гравітаційно-флотаційними схемами. Вольфрам вилучається магнітною сепарацією олов'яних концентратів.

Збагачення олов'яних розсипів виконується на комплексах, які включають операції дезінтеграції і класифікації на барабанних грохотах, збагачення на діафрагмових відсаджувальних машинах і концентраційних столах.

Крім концентратів основного циклу переробці піддають олововмісні промпродукти суміжних підгалузей кольорової металургії, шлаки, олов'яно-свинцево-цинкові кеки і вторинну олововмісну сировину.

11.6. Неметалічні корисні копалини

Апатитові, нефелін-апатитові і нефелінові руди

Апатит – мінерал класу фосфатів $Ca[PO_4]_3(F, Cl, OH)_2$, в деяких апатитах є домішки *Mn* (до 7,6 % *MnO*), *Sr* (до 23,7 % *SrO*), *Mg* (до 0,5 % *MgO*), *Fe* (до 4,6 % $FeO + Fe_2O_3$), *Al* (до 1,5 % Al_2O_3), *TR* (до 12 % TR_2O_3), *Th* (до 0,6 % ThO_2). Теоретичний вміст P_2O_5 в апатиті складає 42,3 %.

Залежно від домішок аніонної частини мінеральних сполук (*F, Cl, OH,* CO_2) розрізняють флуорапатит, хлорапатит, гідроксилапатит, карбонатапатит, флуоркарбонатапатит та ін. [1, 5, 18].

Апатитові руди за вмістом P_2O_5 поділяють на багаті (більше 18 %), бідні (5 – 8 %) і убогі (3 – 5 %); в комплексних рудах апатит може бути присутнім як головний компонент, один з головних, другорядний або як супутня домішка. Основні мінерали, що входять до складу апатитових руд, такі: апатит, нефелін, піроксен, польовий шпат, сфен, егірин та деякі ін. В Україні апатитові руди є в Запорізькій, Харківській, Чернігівській та Івано-Франківській областях.

Основний метод збагачення апатитових руд – флотація. При флотації застосовують такі реагенти:

– збирачі – жирні кислоти (pH = 9 – 9,5), мила смоляних кислот і сульфатне, масло талове сире і дистильоване, окиснені петролатум і гас, аміни та ін.;

– спінювачі – соснове масло, спирти, флотанол;

– регулятори середовища – сода, їдкий натр, рідке скло;

– депресори – гексаметафосфат, каустифікований крохмаль.

Процес згущення апатитового концентрату інтенсифікується доданням коагулянтів. В технологічній схемі застосовуються також магнітна і електрична сепарація, гравітаційні і радіометричні методи збагачення, випал, а також допоміжні операції – дезінтеграція, класифікація та ін.

Найбільш легко збагачуваними є апатит-силікатні руди (апатит-нефелінові, апатит-егіринові та ін.), важкозбагачувані – карбонатні, для збагачення яких необхідне використання більш складних технологічних схем. З апатитових руд усіх типів можуть бути одержані концентрати з вмістом 30 % і більше при вилученні 65 – 98 %.

Оскільки апатитові руди містять крім апатиту ряд цінних мінералів, які практично можуть бути використані у різних галузях промисловості, їх комплексне використання є важливою задачею. Її вирішення не тільки відкриває нові джерела сировини, але також підвищує рентабельність виробництва і різко зменшує забруднення навколишнього середовища. Наприклад, апатитова руда хібінських родовищ є комплексною сировиною для отримання апатитового, нефелінового, сфенового, егіринового і титаномагнетитового концентратів.

Збагачення руди здійснюється за такою схемою: тристадійне дроблення з попереднім грохоченням; подрібнення в кульових млинах, які працюють в замкненому циклі з класифікатором і гідроциклонами; збагачення в пневматичних і механічних флотомашинах з наступним зневодненням в гідроциклонах, радіальних згущувачах і вакуум-фільтрах; сушка – в прямоточних сушарках з тристадійним очищенням відпрацьованих газів.

Нефеліновий концентрат, який містить близько 29% алюмінію, 20% оксидів калію і натрію і 43 % кремнезему, є цінною сировиною для виробництва алюмінію, скла, цементу, добрив, кальцинованої соди. Майже усі ці продукти отримають в процесі виробництва головного компонента нефеліну – алюмінію. Для здійснення цієї мети застосовується метод спікання з попутним виробництвом цементу і содопродуктів. Розроблено також спосіб комплексної переробки нефелінового концентрату з одночасним одержанням глинозему, кальцинованої соди, поташу і кремнеземистого залишку, який може знайти застосування у виробництві цементу, будівельних матеріалів та ін. При переробці бідних апатитових руд виникає ще більша необхідність повної утилізації нефеліну.

Сфеновий концентрат є сировиною для отримання діоксиду титану, собівартість якого у даному випадку може бути мінімальною. Крім того, цей концентрат використовують для виробництва ситалу і хімічно стійкого скла.

Егіриновий концентрат може бути корисним як домішка при виробництві керамічних виробів, глазурі, скловолокна, будівельних матеріалів.

Титаномагнетитовий концентрат, який містить 15 % TiO_2 може бути перероблений попереднім відновленням і наступною електроплавкою з одержанням чавуну і титанового шлаку придатного для отримання пігментного діоксиду титану.

Технологія отримання нефелінового концентрату основана на його флотаційних властивостях. Можливі дві схеми флотаційного виділення нефеліну з відходів апатитової флотації: зворотна флотація (нефеліновий концентрат – камерний продукт) і пряма флотація (нефеліновий концентрат – пінний продукт).

Комплексні нефелін-апатитові руди є джерелом отримання нефелінових концентратів з відходів їхнього збагачення. Відходи апатитової флотації після класифікації і часткового знешламленням флотуються у сильно лужному середовищі (pH = 11), яке створюється їдким натром. Як збирач використовують мило сирого талового масла (МСТМ); іноді до нього додають сульфатне мило. У відходах зворотної флотації концентрується нефелін розубожений продуктами його руйнування і польовими шпатами. Крім вмісту польових шпатів вилучення нефеліну зворотною флотацією погіршується при підвищенні крупності відходів апатитової флотації. Чим бідніше відходи апатитової флотації по нефеліну, тим тонше вони повинні бути подрібнені. Якщо процес стабільний, крупнозерниста фракція відходів апатитової флотації додатково подрібнена і час флотації збільшено, можна отримати концентрати із вмістом 28,5–29% Al_2O_3, але при цьому вилучення нефеліну дуже низьке 20–30%. Збагачення відходів апатитової флотації за схемою зворотної флотації може бути покращене застосуванням магнітної сепарації (рис. 11.9). Важливою умовою покращення флотації немагнітної фракції є відмивка надлишку реагентів свіжою водою процесі магнітної сепарації.

Одним з найбільш ефективних способів видалення нефеліну є його пряма флотація збирачем катіонного типу при додаванні кремнефлуористого натрію і невеликої тривалості його контакту з водою.

Запропонована технологічна схема з використанням флотації і магнітної сепарації, яка дозволяє отримувати сфеновий, титаномагнетитовий і егіриновий концентрати (рис. 11.10).

Розділити сфен і егірин флотацією дуже важко. Задовільні результати можуть бути отримані при оптимальному показнику pH середовища і певному поєднанні реагентів-регуляторів. Селективна флотація сфену досягається при застосуванні як реагентів-регуляторів (pH = 9) оцтовокислого свинцю, кремнефлуористого магнію і сульфітцелюлозного лугу.

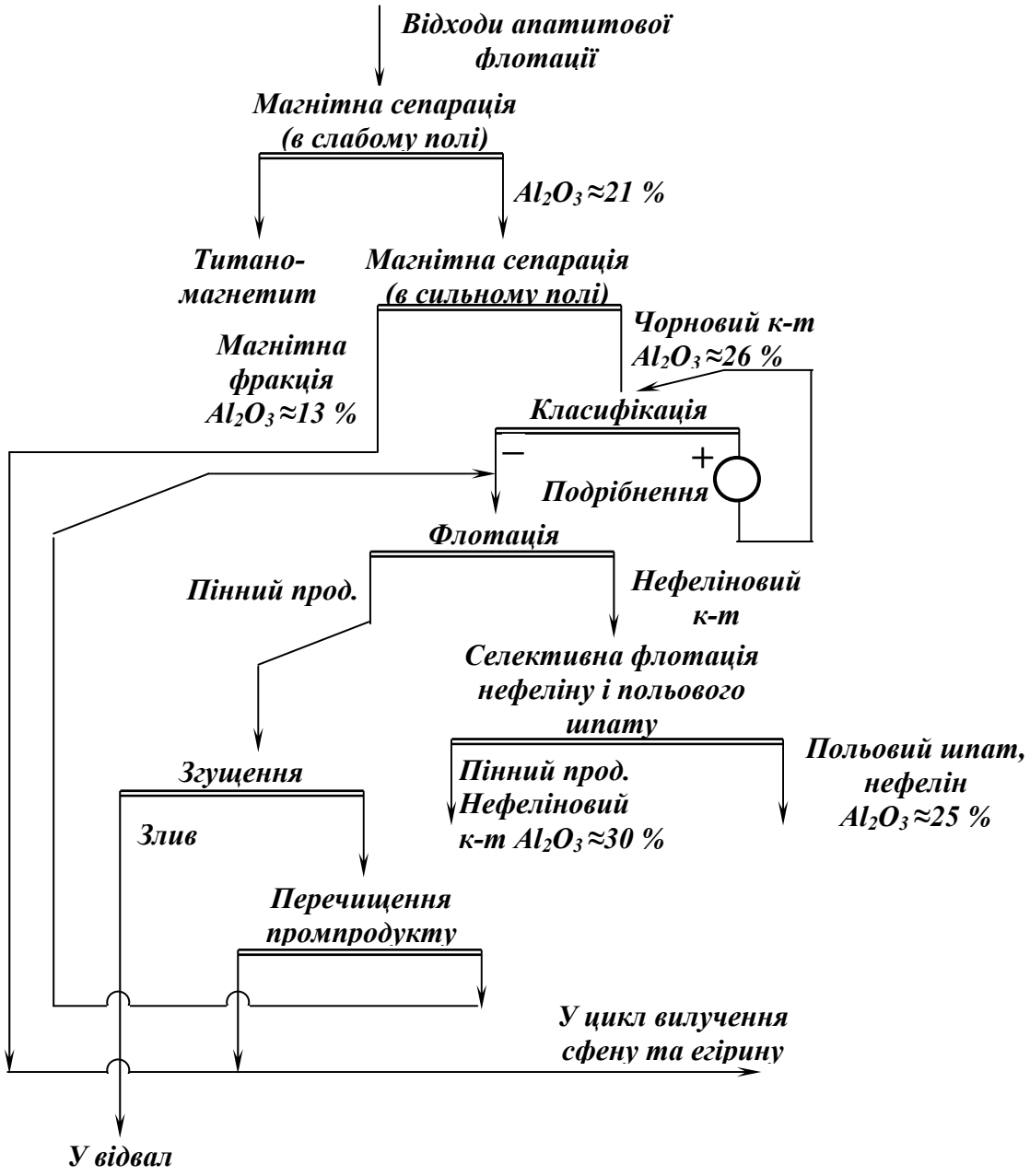


Рис. 11.9 – Збагачення відходів апатитової флотації за схемою зворотної флотації із застосуванням магнітної сепарації.

При флотації у кислому середовищі (pH = 2 – 2,5) селективно діють алкілсульфат натрію і хлористий натрій. Сфен і егірин задовільно розділяються при використанні збирача ІМ-50 у присутності кремнефлуористого натрію або магнію. При цьому отримують сфеновий концентрат з вмістом TiO_2 25 – 28 % при вилученні 85 %.

Нефелінові руди за якістю поділяються на три сорти. Перший сорт – високоякісні руди, які містять 60 – 90 % нефеліну і 10 – 15 % піроксену (егірину) і не містять польових шпатів. Ці руди характеризуються вмістом Al_2O_3 більше 26 %, лугів (R_2O) більше 10 %, SiO_2 менше 45 % і Fe_2O_3 менше 5 %.

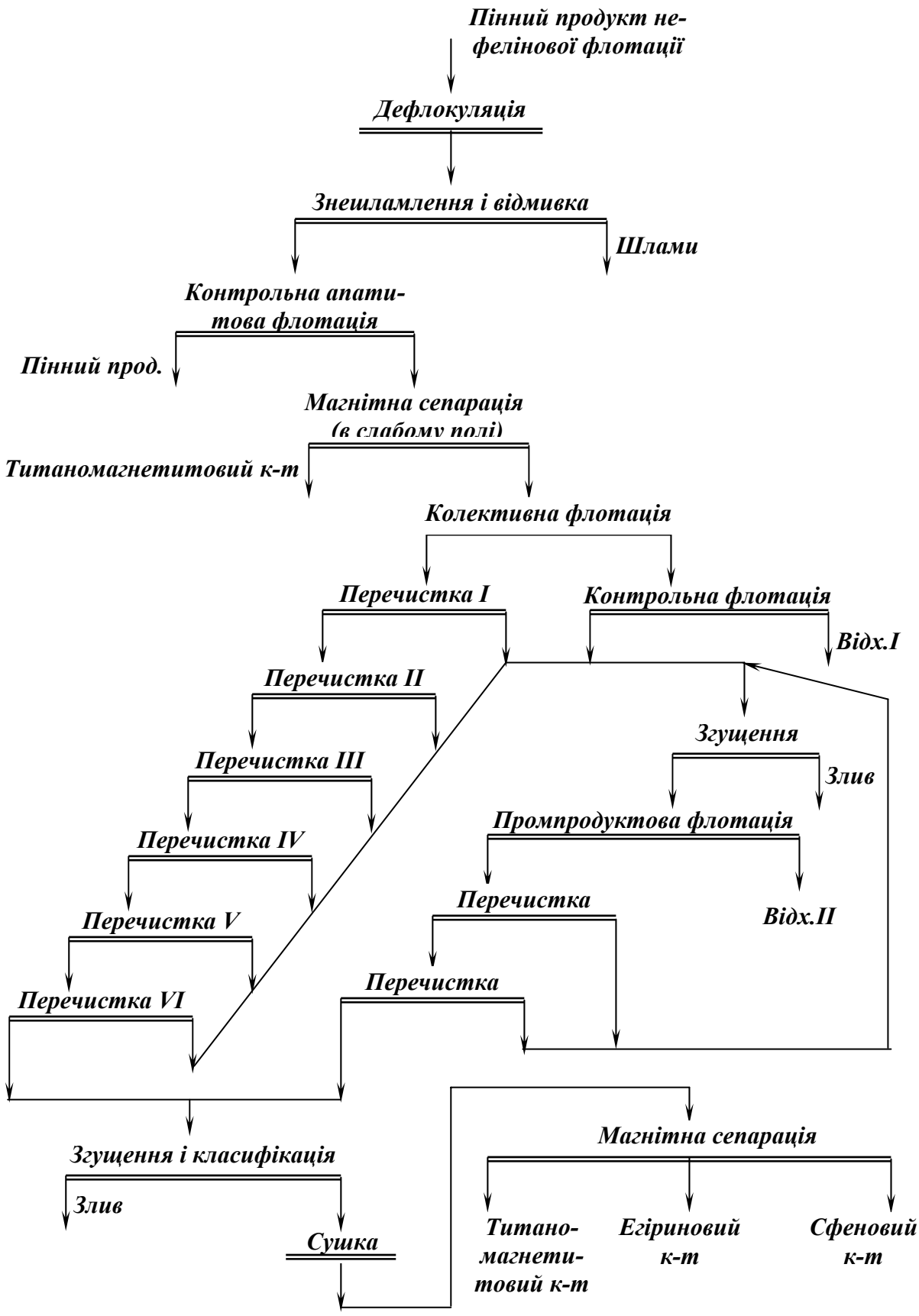


Рис.11.10 – Схема комплексного збагачення пінного продукту нефелінової флотації.

Руди першого сорту можуть перероблюватись на глинозем без попереднього збагачення. Другий сорт – нефелін-плагіоклазові руди, які міс-

тять 10 – 50 % нефеліну (22 – 25 % Al_2O_3, 8 – 12 % R_2O, і 7 – 10 % і Fe_2O_3). Руди другого сорту потребують попереднього механічного збагачення з метою видалення темнокольорових мінералів, які містять залізо. Третій сорт – висококремнисті нефелін-польовошпатні руди (нефелінові сієніти), які складаються на 10 – 30 % з нефеліну, лужних польових шпатів і темнокольорових компонентів (18 – 24 % Al_2O_3, 10 – 14 % R_2O, і 2 – 7 % Fe_2O_3). Руди третього сорту потребують попереднього хімічного збагачення з метою зменшення вмісту SiO_2.

Нефелінові руди і концентрати перероблюються на глинозем методом спікання з вапняком в обертових печах при температурі 1250 – 1350°С. Спік після дроблення вилуговується. У розчин переходять алюмінати натрію і калію, алюмінатний розчин карбонізується для розкладення алюмінатів натрію і калію, при цьому гідроксид алюмінію переходить у осад, а сода і поташ залишаються у розчині. Відфільтрований і прогартований гідроксид алюмінію є товарним продуктом (глиноземом).

Баритові руди

Барит – мінерал класу сульфатів, $BaSO_4$ є головним мінералом барію. Вміст BaO в бариті складає 65,7 %.

Родовища баритових руд поділяються на власне баритові, де барит є єдиним або головним корисним компонентом, і комплексні, переважно сульфідно-баритові [5, 18].

Власне баритові руди за мінеральним складом поділяються на баритові, кварц-баритові, кальцит-баритові та ін. В цих рудах як домішки присутні оксиди заліза, сульфіди свинцю, цинку, міді, золото, концентрації домішок можуть складати інтерес для комплексної переробки. У баритових рудах може міститися вітерит ($BaCO_3$), вміст якого досягає декількох десятків відсотків.

Комплексні баритові руди поділяються на барито-флюоритові, барито-колчеданні, барито-поліметалічні та ін., барит з них вилучається як супутній продукт.

Вміст бариту в рудах змінюється від 20 – 50 до 90 %, але звичайно він не задовольняє вимогам промисловості. Для підвищення вмісту бариту і зниження вмісту шкідливих домішок руди піддаються збагаченню – флотаційному, гравітаційному або рудорозбіркою і промивкою, в результаті чого отримують баритовий концентрат. Головним споживачем баритового концентрату є нафто- і газовидобувна промисловість, яка використовує його як обважнювач глинистих розчинів при бурінні свердловин. Основні вимоги до продукту, що використовується для цих цілей, – висока густина (4000 – 4200 кг/м^3), яка залежить в основному від вмісту бариту (його густина 4300 – 4500 кг/м^3). Як обважнювач використовується концентрат

класу Б усіх марок з вмістом $BaSO_4$ не менше 80 % і водорозчинних солей не більше 0,25 – 0,45 %. В хімічній промисловості при виробництві солей барію і літопону, а також електровакуумного скла застосовується баритовий концентрат класу А марок КБ-1 і КБ-2 з вмістом $BaSO_4$ 90 – 95 % і більше, SiO_2 не більше 1,5 – 2,5 %, оксиду заліза не більше 0,5 – 1,5 %, суми оксидів кальцію і магнію не більше 0,5 – 1,5 %. В цементній промисловості і промисловості будівельних матеріалів застосовується баритовий концентрат більш низьких марок КБ-4, КБ-5, КБ-6.

В Україні скупчення баритових руд розвідане на Біганському родовищі у Закарпатській області. Верхня товща містить власне баритові руди, а нижня – комплексні руди.

Галітові відходи

Галіт – мінерал класу хлоридів (*NaCl*), який використовується для одержання кухонної солі, соди, хлору, соляної кислоти, металічного натрію, легованих натрієм антифрикційних сплавів, а також використовується у фармацевтичній і лісохімічній промисловості, при виробництві пластмас та як антисептик [9].

Галіт містить 39,34% Na, 60,66% Cl; як домішки можуть бути присутні: *Br, NH_3, Mn, Cu, Ga, I, Ag, Ba, Ti, Pb, K, Ca, SO_3.*

Кухонна сіль – важлива хімічна сировина, а також харчовий продукт. Технічна сіль повинна містити не менше 93 % *NaCl*. Домішки не повинні перевищувати: *KCl* – 3 %, $MgCl_2$ – 2,6 %, K_2SO_4 – 2,6 %, нерозчинний залишок – 2 %. Харчова сіль, крім того, нормується за кольором, запахом та крупністю.

Видобуток галіту здійснюється підземним і відкритим способами, а також підземним водним вилуговуванням. Сіль дробиться, очищується від домішок і подається у млини, де подрібнюється відповідно стандартів. Вилучений з надр у вигляді розчину галіт по трубах подається на поверхню, випарюється в спеціальних апаратах. Розчин галіту використовують для виробництва кухонної солі і кальцинованої соди.

Технологія виробництва технічної кухонної солі порівняно проста. З галітових відходів видалення хлористого калію може здійснюватись їхньою обробкою при різній температурі зворотними розчинами насиченими NaCl і ненасиченими KCl. Повністю видалити глинисті домішки з відвалів неможливо, так як частина таких домішок тонковкраплена у галіт. Але вміст домішок у готовому продукті можна різко знизити, використовуючи їхній перерозподіл по класах крупності – концентрацією переважно у тонких класах, які можна видалити знешламленням.

Для виробництва харчової і кормової кухонної солі з галітових відходів сильвінітових флотаційних фабрик необхідно додатково очистити галіт від жирних амінів. Таке очищення може бути здійснене декількома

способами: прогрівом технічної солі до 450°С; плавленням солі при 900°С з виділенням середньої проясненої зони розплаву, вільної від нерозчинного залишку і жирних амінів; протитечійною промивкою знешламленого відвалу насиченим розчином при перемішуванні. Кращим способом є поєднання промивки з наступним розплавленням і розжарюванням.

Сировиною для виробництва кальцинованої соди є галітові відходи. Отримання соди з хлористого натрію здійснюється за реакцією:

$$NaCl + NH_3 + H_2O + CO_2 \rightarrow NaHCO_3 + NH_4Cl.$$

Розсоли, з яких виробляється сода, повинні бути достатньо концентровані по *NaCl*, містити невисоку кількість солей кальцію і магнію та нерозчинного залишку. За технічними умовами розсіл повинен містити: не менше 305 г/л *NaCl*, не більше 5 г/л *KCl*, 2 г/л *Ca*, *Mg* і нерозчинного залишку. Тому у даному випадку виконують таку ж обробку, що й при виготовленні кухонної солі.

Відходи вуглезбагачення

Втрати мінеральних компонентів з відходами вуглезбагачення, а також в золі спалюваного енергетичного вугілля складають сотні мільйонів тонн на рік. Маса гірських порід, що попутно вилучаються при видобутку вугілля, постійно зростає і вже зараз перевищує масу видобутого вугілля [4, 14, 23].

Мінеральні домішки кам'яного вугілля мають різне походження. Вони містять: мінеральну частину рослинної речовини, з якої утворилося вугілля; мінеральні осади, що потрапили у вугілля при накопиченні рослинної речовини на початкових стадіях вуглефікації (вторинна мінералізація); мінерали інфільтрації, які потрапили у вугільні пласти з вод; уламки підошви і покрівлі пластів, що потрапили у вугілля під час його видобутку. Мінерали, що входять до складу мінеральних утворень вугілля, наведені в табл. 11.2.

Основна кількість мінеральних речовин, що супроводжують викопне вугілля, створюють три класи: *силікати*, в основному алюмосилікати, тобто глини і сланці; *сульфіди*, у яких переважає сульфід заліза, і *карбонати* кальцію, магнію і частково заліза. Ці три класи мінералів складають 90 – 98 % усієї мінеральній частини вугілля.

З метою усунення шкідливого впливу відходів вуглезбагачення на природу виконуються роботи, направлені на створення технологій збагачення вугілля, які забезпечують максимально можливе зниження випуску відходів, і утилізацію відходів вуглезбагачення.

Таблиця 11.2 – Мінерали, що входять до складу мінеральних утворень вугілля

Елемент	Мінерали і хімічні сполуки
Кремній	Силікати разом з алюмінієм, магнієм, калієм та іншими елементами входять до складу мінералів – каоліну, мусковіту, ортоклазу та ін.
Алюміній	Кремнезем – кварцовий пісок. Глинисті мінерали і силікати.
Залізо	Сульфіди – пірит, марказит; карбонати – сидерит; сульфати і оксиди заліза – гематит, магнетит, лімоніт.
Кальцій	Карбонати – кальцит, анкерит; сульфати – ангідрит, гіпс, силікати і оксид кальцію.
Магній	Карбонати і силікати.
Натрій і калій	Силікати (див. кремній і алюміній); карбонати і хлориди.
Важкі метали	Свинець – галеніт; мідь – халькопірит, а також сполуки нікелю, марганцю та ін.
Рідкісні метали	Сполуки берилію, германію, ванадію, молібдену, паладію, радію, платини, золота та ін.
Металоїди	Сполуки сірки – сульфіди і сульфати; сполуки фосфору – фосфати.

Питання зниження випуску відходів і створення екологічно чистих збагачувальних фабрик стають актуальними при проектуванні і удосконаленні технології збагачення діючих вуглезбагачувальних фабрик. Створення маловідходної технології передбачає перш за все застосування найбільш ефективних процесів, обладнання і технологічних режимів, розроблених з урахуванням характеристик збагачуваного вугілля, які забезпечують максимальне вилучення у концентрати сухої беззольної маси і зниження її втрат з відходами.

Розроблена *безвідхідна технологія обробки шламів* на фабриках, що збагачують енергетичне вугілля (рис. 11.11).

Схемою передбачається класифікація шламу по крупності 0,1 – 0,2 мм в гідроциклонах. Крупний шлам зневоднюється на стрічкових вакуум-фільтрах і присаджується до концентрату. Злив гідроциклонів сумісно з фільтратом стрічкових вакуум-фільтрів направляється на глибоке прояснення із застосуванням флокулянтів у циліндроконічних згущувачах, які забезпечують також висококонцентроване згущення шламу. Це дозволяє застосовувати фільтр-преси для зневоднення тонких шламів. Осад фільтр-пресів також присаджується до концентрату. Чистий злив циліндроконічних згущувачів і фільтрат фільтр-пресів повертаються у оборотний цикл фабрики.

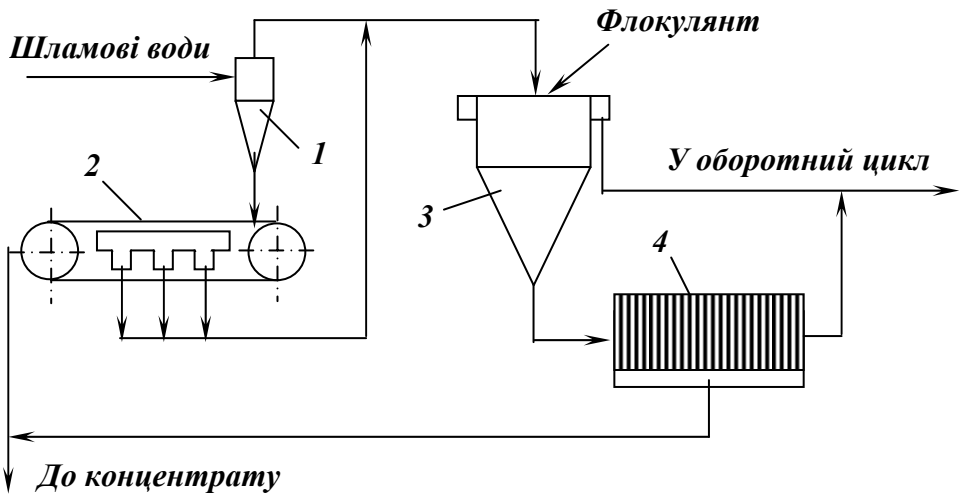


Рис. 11.11 – Схема безвідхідної технології обробки шламів енергетичного вугілля.
1 – гідроциклон; 2 – стрічковий вакуум-фільтр; 3 – циліндроконічний згущувач;
4 – фільтр-прес.

Можливе підвищення зольності концентрату вище допустимих норм компенсується її зниженням при збагаченні дрібного вугілля, але у більшості випадків у цьому немає необхідності. Така схема забезпечує ліквідацію скидів рідких відходів збагачення, які найбільш важко піддаються обробці.

Крім макроскопічних домішок вугілля містить велику кількість мікроскопічних сполук і елементів (табл. 11.3): кольорові і благородні метали, рідкісні, рідкісноземельні, радіоактивні, легуючі метали (свинець, цинк, олово, ртуть, мідь срібло, золото, германій, галій, берилій, реній, уран, ітрій, скандій, лантан, бор, титан, циркон, ванадій, ніобій, молібден, вольфрам, кобальт, нікель, хром, марганець).

Дослідження мінерального складу вугілля і супутніх порід показують можливість комплексного і раціонального їх використання.

Навіть при вмісті сотих і тисячних частин відсотка рідкісних і розсіяних елементів від маси вугілля їхнє вилучення може бути корисним, тому що середній вміст ряду цінних металів у золі вугілля вище, ніж в осадових породах. Суттєве значення для вилучення рідкісних і розсіяних елементів мають їхній розподіл у вугільному пласті, а також зв’язок з органічною і мінеральною частинами вугілля. В більшості випадків рідкісні і розсіяні елементи зустрічаються у вугіллі групами, що концентруються у підошві і частково у покрівлі вугільного пласта. На раціональне використання рідкісних і розсіяних елементів, що містяться у вугіллі, суттєво впливає також режим наступної переробки вугілля (газифікація, коксування), в результаті якої відбувається перерозподіл рідкісних і розсіяних елементів у зольній і газовій фазах.

Таблиця 11.3 – Рідкісні елементи в золі вугілля і в земній корі

Елемент	Максимальний вміст в золі, %	Середній вміст, %	
		в золі	в земній корі
Be	0,1	0,03	0,001 – 0,002
B	0,3	0,06	0,003
Se	0,04	0,006	0,0003 – 0,0006
Ni	0,8	0,07	0,01
Co	0,15	0,03	0,004
Zn	1,0	–	0,02
Ga	0,04	0,01	0,001 – 0,0015
Ge	1,1	0,05	0,0004 – 0,0007
As	0,8	0,05	0,0005
Zr	0,5	–	0,02
Mo	0,05	0,02	0,0015
Sb	0,1	0,02	–
Sn	0,05	0,02	0,005
Pb	0,1	–	0,0016
Bi	0,003	–	–
Ag	0,005 – 0,001	0,0002	0,00001
Au	0,00001 – 0,00005	–	0,0000005

Вилучення германію. Германій в основному зв'язаний з органічною частиною вугілля (вітрен, ксилен, ксиловітрен, геліфікована маса), але при певних умовах спалювання вміст германію у золі збільшується у 10 – 100 разів у порівнянні з вихідним. Для вилучення германію із золи використовується його властивість легкого перегону при температурі коксування. Після конденсації рідких продуктів коксування сполуки германію конденсуються у пірогенетичній воді і смолі. Крім того, висока концентрація германію спостерігається у генераторному пилу при газифікації вугілля. Сьогодні вугілля є одним з основних сировинних джерел для отримання германію.

Утилізація відходів вуглезбагачення здійснюється у наступних напрямках:

– вилучення і використання горючої частини відходів;

– вилучення цінних продуктів для інших галузей промисловості;

– використання для виробництва будівельних матеріалів, в тому числі будівельної кераміки, цементу, заповнювачів бетонів;

– використання у будівництві доріг і гідротехнічних споруд;

– використання у сільському господарстві.

Спалювання відходів гравітаційного збагачення.

Максимум ефективної теплоємності відходів вуглезбагачення, який складає 2,4 – 3,1 кДж/(кг·^{o}С) досягається при температурі 600^{o}С. При цьо-

му витрати тепла у залежності від якості відходів складає 200 – 210 кДж/кг.

Головним фактором, що впливає на теплоту згоряння відходів, є вміст в них мінеральної частини, яка визначається зольністю. Ця залежність має вигляд:

$$Q = 8065 - 88A^d, \quad \text{кДж/кг} \qquad (11.1)$$

Досвід спалювання відходів вуглезбагачення у вигляді пилоподібного палива є на деяких зарубіжних електростанціях (Чехія, Болгарія, Німеччина, Китай та ін.), а також в Україні (Дніпродзержинська ГРЕС). Для підтримки стабільності процесу горіння у топку додатково подається заданий об'єм рідкого або газоподібного палива. Широке використання цього методу спалювання відходів вуглезбагачення стримується трудністю підтримки стабільного режиму горіння і отримання електроенергії внаслідок мінливості якості відходів вуглезбагачення і великих витрат рідкого або газоподібного палива.

Іншим напрямком використання відходів вуглезбагачення як низькосортного палива є їхнє спалювання у топках з киплячим шаром. Перевага цього напрямку спалювання відходів – можливість отримання тепла при більш низьких температурах, ніж у пиловугільних топках. Це означає, що зменшуються об'єм і викид у атмосферу оксидів азоту і сірки. Іншою перевагою топок з киплячим шаром є їхня інерційність завдяки постійній наявності нагрітого шару із згорілого матеріалу. Кількість тепла у нагрітому шарі більше, ніж утворюється за одиницю часу в результаті горіння нового подаваного палива. Тому його температура незначно змінюється при коливаннях якісних характеристик або кількості подаваного низькосортного палива.

Найбільше розповсюдження спалювання відходів вуглезбагачення (A^d=60 – 69 %; W_t^r = 6 – 8 %; V^r = 44 – 54 %; Q_i^r = 5,8 – 8,4 МДж/кг) одержало у Китаї. При цьому застосовуються головним чином низькотемпературні топки з киплячим шаром, у який занурюються теплообмінні елементи. Недопал у шлаки лише 1 % ,а ККД котла – 70 %.

Спалювання відходів флотації.

Відходи флотації менш зольні, ніж відходи гравітаційного збагачення, тому вони мають більш високу теплоту згоряння. Їхнє спалювання більш доцільне, тому що дає більшу економічну ефективність. Однак висока вологість і дисперсність не дозволяють ефективно використовувати відходи флотації як паливо безпосередньо після зневоднення у фільтр-пресах. Їх доцільно попередньо гранулювати.

Схема технологічної установки для грануляції відходів флотації наведена на рис. 11.12. Сировина для одержання гранул – згущені до густи-

ни 600 кг/м^3 відходи флотації, які впорскувалися у гранулятор під тиском через пневматичні форсунки. Стиснене повітря на форсунки подавалося повітродувкою.

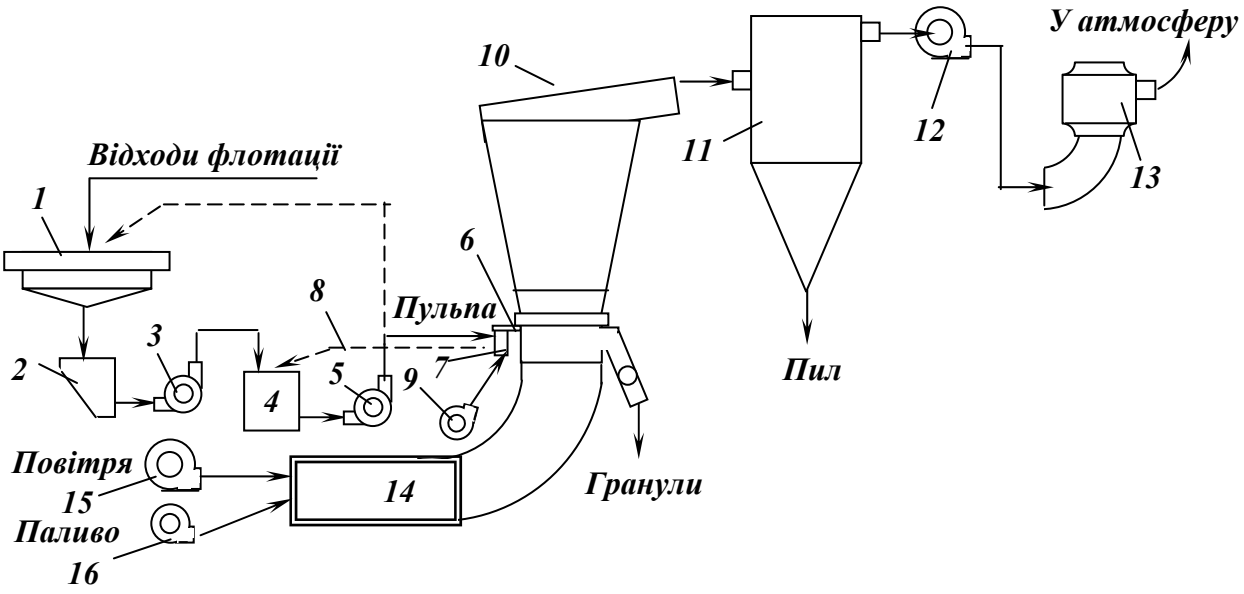


Рис. 11.12 – Схема технологічної установки для грануляції відходів флотації.
1 – згущувач; 2, 4 – збірники; 3, 5 – відцентрові насоси; 6 – колектор; 7 – форсунка; 8 – пульпопровід для залишку гідросуміші; 9 – повітродувка; 10 – гранулятор; 11 – сухий пиловловлювач; 12 – димосос; 13 – мокрий пиловловлювач; 14 – топка; 15 – газодувка; 16 – вентилятор.

По-перше у гранулятор подаються відходи гравітаційного збагачення крупністю 0 – 6 мм для створення постелі товщиною 300 мм. Після включення димососа і вентилятора первинного дуття, утворення киплячого шару з гравітаційних відходів і досягнення у ньому температури 150^{o}С починається подача попередньо згущених відходів флотації через форсунки. В процесі роботи температуру у шарі підтримують у межах 150 – 180^{o}С. Краплі суспензії відходів флотації налипають на зерна гравітаційних відходів, висушуються і створюють гранули розміром 3 – 30 мм. В процесі роботи установки гранули із зерен гравітаційних відходів і відходів флотації видаляються з гранулятора, тому для безперервності процесу у гранулятор додають або гравітаційні відходи, або частину отриманих гранул попередньо подрібнених до 6 мм.

Для отримання гранул з утвореного в процесі роботи пилу, об’єм якого досягав 50 % від вихідних відходів, застосований метод обкатування його у гранули у барабані. Для цього пил змішувався із згущеними до 600 кг/м^3 відходами флотації до загальної вологості суміші 15 – 20 %. При обробці суміші у барабані протягом 3 – 5 хв були отримані гранули.

Подальші розробки надійного способу грануляції відходів флотації привели до створення технології отримання гранул з попередньо зневод-

нених на фільтр-пресах відходів флотації. Ця технологія передбачає отримання сирих гранул в шнековому пресі, який оснащений перфорованою насадкою з різальним пристроєм, сушку отриманих гранул у сушарці з киплячим шаром.

Отримані на установці гранули мають розмір 3 – 10 мм і є задовільним паливом для топок з низькотемпературним киплячим шаром. При цьому можна замінити 50 – 60 тис. т на рік вугілля, що споживається як паливо.

Отриманий після спалювання у топках з низькотемпературним киплячим шаром гранульованих відходів флотації шлак має зольність 93–95%. Він може бути використаний для виготовлення цементу, а також як пористий пісок для виготовлення панелей у будівництві.

Розроблено спосіб спалювання відходів флотації зольністю 60–70% у вигляді водовугільної суспензії над шаром вугілля, який горить у топках котлів. За цією технологією може бути спалена дрібна частина відходів (клас 0 – 3 мм). Зола виносу може бути використана як сировина для виробництва будівельних матеріалів. Інтенсифікація процесу пиловидного спалювання відходів вуглезбагачення може бути здійснена шляхом їхнього сумісного спалювання з шахтним метаном.

Газифікація відходів вуглезбагачення.

Одним з можливих напрямків використання горючої складової відходів вуглезбагачення є газифікація з отриманням генераторного газу з теплотою згоряння 3 – 5 МДж/м^3. Установка для газифікації відходів відносно складна, а енергоємність отриманого газу у 8 – 10 разів менша, ніж у природного. Тому отриманий генераторний газ може бути використаний тільки у промислових котельних установках. Ці обставини стримують розвиток такого методу утилізації відходів.

Відходи вуглезбагачення Донбасу з вмістом 20 % горючих речовин можна газифікувати з отриманням газу з теплотою згоряння 2,9 – 4,2 кДж/м^3.

Дозбагачення відходів.

З ростом зольності палива, тобто із зниженням його теплоти згоряння, різко знижуються економічні показники цього способу утилізації відходів. У ряді випадків доцільно вилучати з відходів вуглезбагачення паливо зольністю 25 – 40 %. Найбільш активно у цьому напрямку ведуться роботи Угорсько-Польським акціонерним товариством «Халдекс», яке розробило метод вилучення вугілля з породних відвалів вуглезбагачувальних фабрик. Метод оснований на збагаченні у важкосередовищних установках з використанням як обважнювача високозольної фракції відходів, що містить 40 – 50 % класу 0 – 1 мм. У обважнювачі рекомендується мати 20 – 30 % зерен крупністю 0 – 0,05 мм і 20 – 40 % зерен крупністю 0,05 – 0,5 мм. Густина такої суспензії складає 1220 – 1450 кг/м^3. Технологічною

схемою передбачається попереднє дроблення породи до крупності 20 мм. Потім порода направляється у збірник, у який подається також попередньо згущена суспензія. Ця суміш перекачується насосом у збагачувальні циклони діаметром 250 або 380 мм. Злив циклонів зневоднюється на дуговому і вібраційному грохотах і одночасно розділяється на класи 10 – 20 і 0,5 – 10 мм, які відвантажуються споживачам як низькосортне паливо. Згущений продукт направляється у спіральний важкосередовищний сепаратор, у якому відбувається додаткове вилучення вугілля. Злив сепаратора оброблюється спільно зі зливом гідроциклонів.

З аналогічною метою розроблені крутопохилі сепаратори типу КНС.

У гравітаційних відходах вуглезбагачувальних фабрик міститься невелика кількість вугільних фракцій, тому методи додаткового вилучення цих фракцій застосовуються в основному при переробці відвалів і поточних відходів шахт і кар'єрів. При цьому зольність відвальних відходів після збагачення збільшується на 10 – 15 % .

На багатьох шахтах поверхневі комплекси шахт обладнуються установками попереднього відділення породи з гірничої маси. Застосування для цих цілей важкосередовищних сепараторів і відсаджувальних машин дозволяє отримати відходи, які практично не містять вуглистих фракцій. Для цих же цілей застосовуються й крутопохилі сепаратори КНС.

Вилучення з відходів глинозему.

Основні напрямки досліджень для отримання з відходів вуглезбагачення сировинних матеріалів для виробництва алюмінію такі:

– процеси, в основі яких використовується спікання відходів вуглезбагачення з лужними речовинами;

– кислотне розкладення відходів вуглезбагачення;

– гідрохімічне розкладення відходів вуглезбагачення;

– термообробка у відновлювальному середовищі з отриманням сплавів алюмінію з кремнієм або концентратів з вмістом алюмінію більше 60%.

Найбільше вивчені процеси першої групи і розроблена технологія, сутність якої полягає у наступному. Вихідна шихта готується змішуванням відходів вуглезбагачення з вапняком, оборотним білим шламом і спіком, що не розсипався. Використання методу доцільне у тому випадку, якщо у відходах вуглезбагачення дотримується співвідношення компонентів шихти $Al_2O_3 / SiO_2 \geq 0{,}6$. У протилежному випадку через великі витрати вапняку метод стає нерентабельним. Раціональне співвідношення між компонентами шихти: $CaO / SiO_2 = 2$, $CaO / Al_2O_3 = 1{,}65$, $CaO / Fe_2O_3 = 1$. Після цього шихта подрібнюється і подається у обертові печі для спікання. Отриманий спік розсипається у барабанних холодильниках печей спікання і вилуговується оборотним содовим розчином у мішалках-репульпаторах.

Після першої стадії вилуговування у класифікаторі відділяється крупна фракція спіку (+ 0,1 мм), яка повертається в процес мокрого подрібнення і спікання. Злив класифікатора вилуговується у мішалках, а потім відфільтровується на фільтрах. Фільтрат, який являє собою алюмінієвий розчин, що містить 70 кг/м^3 Al_2O_3 направляється на знекремнювання, а осад піддається ретельному промиванню на фільтрах. Концентрована промивна вода повертається на вилуговування спіку, слабоконцентрована промивна вода – на репульпацію осаду першої стадії фільтрації. Промитий шлам, який містить: $CaO =$ 60 % ; $SiO_2 = 24$ % ; $Al_2O_3 = 3$ % ; $Na_2O + K_2O = 0{,}8$ % ; $Fe_2O_3 = 0{,}8$ % , є доброю сировиною для виробництва цементу.

Алюмінатний розчин, отриманий в результаті вилуговування спіку піддається двостадіальному знекремнюванню до кремнієвого модуля 900 – 950. Потім він перероблюється карбонізацією на глинозем. Гідроксид алюмінію, що випав у осад, згущується, фільтрується і промивається, після чого кальцинується – цей продукт є кінцевим. Отриманий при цьому маточний розчин разом з промивною водою випарюється до концентрації 200 кг/м^3 $Na_2O + K_2O$ і подається на вилуговування.

Одержання сполук сірки.

Сірка у вугіллі, як відомо, негативно впливає на хід процесів переробки і спалювання, економіку і якість продукції, а також є причиною підвищеної корозії обладнання і забруднення повітряного басейну. Із загальної кількості сірки, що міститься у видобутому вугіллі, використовується тільки 0,4 решта викидається у відвали і атмосферу, тобто втрачається хімічна сировина і одночасно сірка наносить шкоду навколишньому середовищу. Але сірку можна повністю або частково вилучати на стадії підготовки вугілля до спалювання (збагачення, газифікація) або вловлювати з димових газів.

На деяких збагачувальних фабриках отримують кондиційний вугільний колчедан для виробництва сірчаної кислоти. Особливості мінерального складу високо-сірчистих відходів вуглезбагачення дозволяють в технічному відношенні розглядати їх як реальне сировинне джерело для переробки з метою отримання елементарної сірки. При цьому повністю використовується вугілля, яке міститься у відходах. З піриту центрального району Донбасу в процесі виробництва сірчаної кислоти можна також вилучати ртуть.

*Одержання абразивних матеріалів***.**

Дослідження хімічних перетворень компонентів мінеральної частини вугілля при їхній взаємодії з вуглецем при високих температурах дозволило встановити, що в цих умовах відбувається роздільне відновлення діоксиду кремнію (з утворенням карбіду кремнію) і оксиду алюмінію.

Джерелом вуглецю для відновлення мінеральних компонентів є органічна маса, яка рівномірно розподілена у відходах вуглезбагачення. Для отримання матеріалів на основі карбіду кремнію слід застосовувати відходи з можливо більшим вмістом діоксиду кремнію. В результаті взаємодії мінеральних домішок з вуглецем при температурах до 2350^{o}С відбувається розділення утворених карбіду кремнію і оксиду алюмінію. При цьому вилучення абразивного складає 96–98% з вмістом карбіду кремнію до 95%.

Використання відходів для отримання будівельних матеріалів.

Хімічний склад речовин, які використовують для отримання будівельних матеріалів, ідентичний хімічному складу відходів вуглезбагачення. Перевага останніх полягає у тому, що вони містять горючі складові. Це є сприятливим у тих випадках, коли для виробництва будівельних матеріалів потрібне тепло (виробництво стінових керамічних матеріалів, легких заповнювачів бетонів, цементу та ін.).

Попередня підготовка відходів вуглезбагачення.

Поточні відходи гравітаційного збагачення або відходи відвалів подрібнюють до різної крупності залежно від напрямку їхнього використання. Для виробництва стінової кераміки відходи подрібнюють до крупності 2 – 3 мм. Для ефективного подрібнення вологість відходів гравітаційного збагачення не повинна перевищувати 10 – 12 % .

Найбільш повно вимогам крупності вихідної сировини задовольняють відходи флотації, які не потребують додаткового подрібнення. Однак у тому вигляді, у якому вони випускаються фабрикою, їхнє використання неможливе, оскільки вони погано транспортабельні. Підсушка відходів флотації у весняно-літній період до вологості 22 – 24 % може здійснюватись природним шляхом на спеціальних майданчиках перед завантаженням у транспортні посудини. Але при цьому неможливо організувати безперервне протягом року відвантаження. Більш раціональне рішення – поточна обробка відходів флотації з попереднім зневодненням у фільтр-пресах і підсушкою у термічних сушильних установках.

Інший спосіб підготовки відходів флотації полягає у їхній сущі без проміжної операції зневоднення у фільтр-пресах. Технологічна схема установки наведена на рис. 11.13.

Відходи флотації подають у збірник 1, відки насосом 2 перекачують у циліндроконічний згущувач 6, у завантажувальному пристрої якого суспензію змішують з флокулянтом. Приготовлений розчин флокулянту з ємності 3 насосом 4 подають у бак 5, з якого дозують у згущувач 6. Злив згущувача розділяють на дві частини, одну з яких повертають у збірник відходів флотації 1 для їх розведення до концентрації 40 – 50 кг/м^3, а другу частину використовують у оборотному циклі фабрики. Згущені до вмісту твердого 550 – 600 кг/м^3 відходи флотації направляють у збірник *7*, з

якого насосом *8* перекачують у акумулюючий збірник *9* і потім у дозатор *10*.

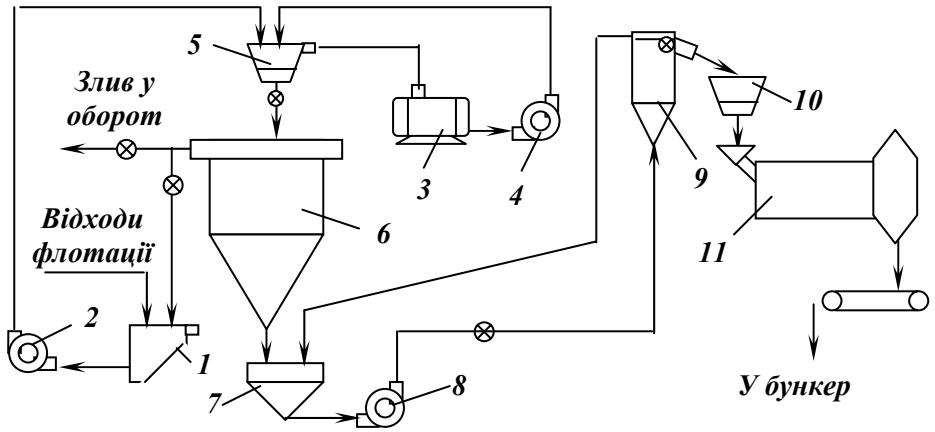


Рис. 11.13 – Схема установки для сушки гідросуміші відходів флотації.
1, 7, 9 – збірники; 2, 4, 8 – насоси; 3 – ємність з флокулянтом; 5 – бак; 6 – згущувач; 10 – дозатор; 11 – сушильний барабан.

Після цього гідросуміш самопливом надходить у сушильні барабани ***11***, обладнані спеціальними ланцюговими насадками для запобігання налипання барабана. Висушений продукт являє собою суміш грудок і котунів крупністю від 1 до 30 мм.

Виробництво цегли.

Цегельне виробництво є найбільш ємним споживачем відходів вуглезбагачення. Відходи можуть використовуватися у двох напрямках: як паливно-мінеральна домішка і як основна сировина. У зв'язку з цим розроблені вимоги до відходів вуглезбагачення, відповідно до яких вони класифікуються на три групи (табл. 11.4).

Таблиця 11.4 – Класифікація відходів вуглезбагачення

Група	Категорія	Призначення відходів	Вміст		
			золи	вуглецю	сірки
I	О	100%-е використання як сировини	≥ 80	≤ 8	≤ 1
II	Д	Участь у шихті більше 40%	≥ 75	≤ 16	≤ 2
III	Т	Участь у шихті менше 40%	≥ 75	Не нормується	≤ 4

Вміст сірки у готовому продукті в основному регламентується санітарно-гігієнічними нормами. При випалі цегли вихід газоподібних сполук сірки досягає 60 – 80 % від її вмісту у вихідній шихті.

Вміст вуглецю визначає продуктивність випалювальних печей: чим його більше, тим більше часу потрібно на випал цегли.

Технологія виготовлення цегли з відходів вуглезбагачення, які використовуються як паливно-мінеральна домішка або як основна сировина, практично не відрізняється від традиційної технології виготовлення цегли з глини. У цьому випадку застосовуються методи пластичного і напівсухого пресування. При використанні відходів вуглезбагачення як основної сировини метод напівсухого пресування доцільний при вмісті вуглецю менше 10 % . При вмісті вуглецю менше 18 % застосовується метод пластичного пресування.

Для прояву пластичних властивостей відходів гравітаційного збагачення потрібне їхнє подрібнення до крупності менше 1 (0,5) мм. Це єдина відмінність технології виготовлення цегли з гравітаційних відходів у порівнянні з традиційною технологією виготовлення цегли з глини. Якщо використовуються як сировина відходи флотації, технологія виготовлення цегли взагалі залишається незмінною.

Спільними для обох технологій формування цегли є підготовка шихти, однією з операцій якої є дроблення і подрібнення відходів вуглезбагачення, якщо у цьому є необхідність. При реалізації методу пластичного пресування для формування цегли передбачається підсушка і випал цегли. Метод напівсухого пресування операції попередньої підсушки не вимагає. Сформовані вироби відразу ж випалюються.

Застосування відходів вуглезбагачення для виготовлення цегли дозволяє зменшити на 70 – 80 % витрати палива і підвищити міцнісні характеристики виробів. Відхідні гази випалювальних печей можуть бути використані для підігріву води у системах теплоспоживання або для підсушки відходів флотації перед їхнім використанням у цегельному виробництві.

Виробництво пористих заповнювачів бетонів.

Виробництво пористих заповнювачів з відходів вуглезбагачення у порівнянні з традиційною сировиною дозволяє зменшити витрати палива на 75 – 80 % і практично повністю виключити застосування глинистої сировини. Термічною обробкою (випал) спеціально підготовлених відходів вуглезбагачення можна отримати пористі заповнювачі бетонів різних видів: аглопорит, керамзит, порпорит та ін. Властивості отриманих продуктів залежать від способів термічної обробки вихідного матеріалу. Досліджені три способи обробки: випал у обертальних печах, випал у печах з киплячим шаром, спікання на агломераційних установках.

Найбільше підготовлений до промислового використання метод отримання пористих заповнювачів при спіканні породних частинок на агломераційній стрічці. Сутність технології полягає у тому, що на рухомій колосниковій решітці через попередньо запалений шар відходів вуглезбагачення продувається газоповітряний потік з температурою 1200 – 1400°С. В результаті окиснювальних процесів, що відбуваються у шарі, у випалюваному матеріалі створюється алюмосилікатний розплав, завдяки якому відбувається злипання частинок відходів в пористий і достатньо міцний конгломерат.

Схема технологічного процесу виробництва аглопориту (рис. 11.14) складається з підготовчих, основних і заключних операцій.

Підготовчі операції включають акумулювання і дозування відходів вуглезбагачення, їхнє дроблення до крупності 2,5 мм, змішування дробленої породи з домішками вугілля, глинистої породи і провалу (провал колосникової решітки агломераційної машини), грануляція отриманої суміші.

Основні операції передбачають власне процес випалу гранул на колосниковій решітці агломераційної машини і очистку запилених горючих газів, які просмоктуються скрізь шар шихти на агломераційній стрічці під дією вакууму, що створюється димососами. Запалювання вихідного матеріалу на початку агломераційної стрічки здійснюється за допомогою горна, в якому використовується рідке або газоподібне паливо.

Заключними операціями є охолодження аглопориту, класифікація частинок за крупністю 20 або 40 мм, дроблення більш крупних грудок і класифікація на сорти. Охолодження аглопориту здійснюється безпосередньо на в кінці агломераційної стрічки зрошенням водою або у спеціальному охолоджуючому пристрої. Отриманий аглопорит класифікують на фракції 20 – 40; 10 – 20; 5 – 10 і 0 – 5 мм.

Густина аглопоритового щебеню складає 400 – 800 кг/м^3, піску 600 – 800 кг/м^3; міцність аглопоритового щебеню 0,6 – 3,6 МПа. При нормальній витраті цементу і використанні аглопоритових матеріалів з відходів вуглезбагачення можна виробляти легкі бетони густиною 1080 – 1470 кг/м^3 марок 100 і 400. Такі бетони придатні для виготовлення усієї номенклатури виробів для сільськогосподарського, житлового і промислового будівництва. Аглопорит може застосовуватись також як теплоізоляційна засипка покрівельних перекриттів будов, теплокомунікацій і т.п.

З відходів флотації доцільно виготовлювати пористий пісок випалюванням їх у топках з киплячим шаром.

Виробництво в'яжучих речовин.

В результаті термообробки відходів газоподібним теплоносієм з температурою 600 – 800°С відбувається дегідратація глинистих складових, внаслідок чого відходи набувають нових якісних характеристик. Термооб-

роблені відходи можуть бути додані до цементів як клінкерна добавка у кількості 10 – 15 %. Це дозволяє знизити витрати палива і збільшити продуктивність цементних печей.

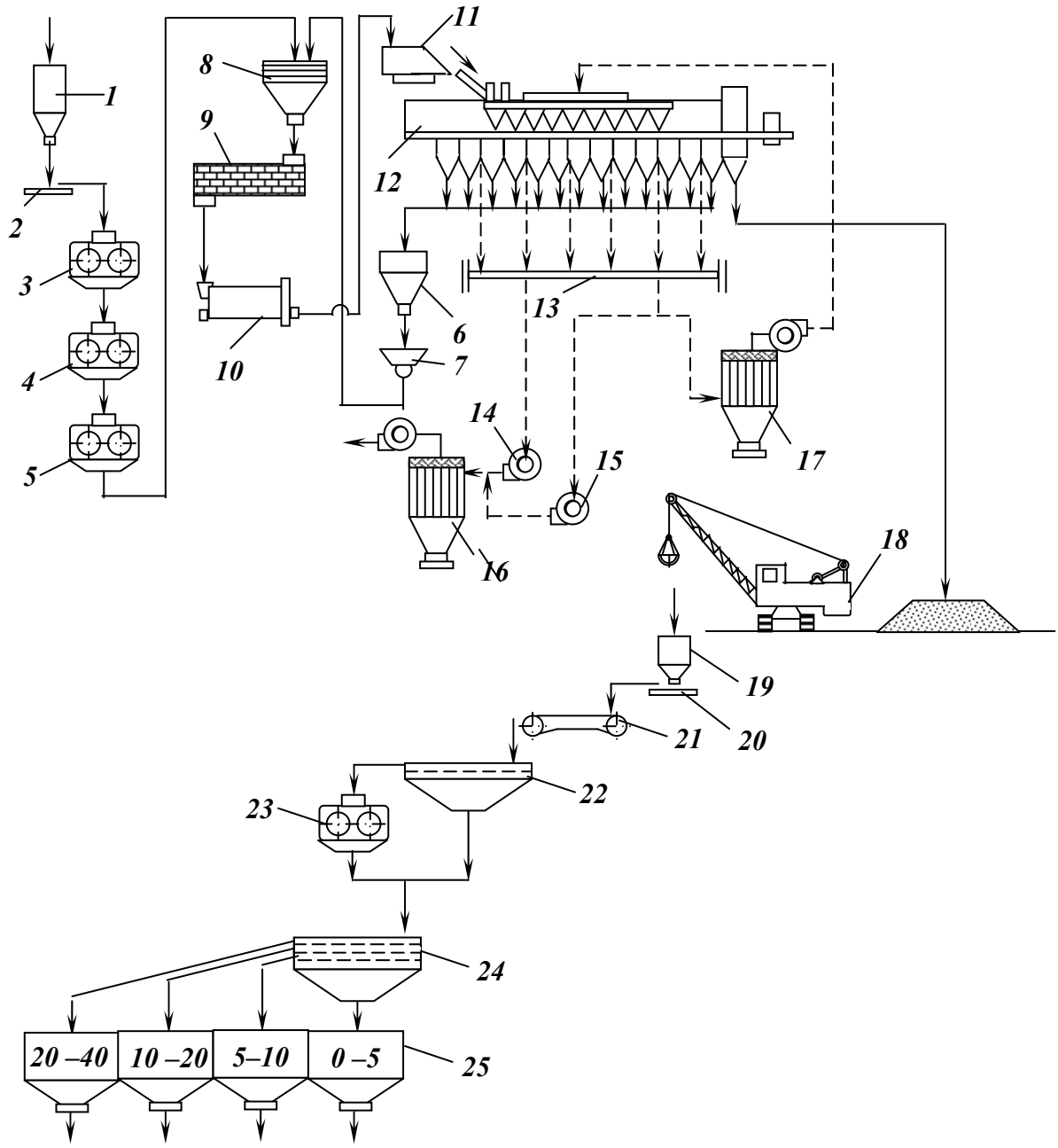


Рис. 11.14 – Схема виробництва аглопориту з відходів вуглезбагачення.
1 ,6, 19 – бункери; 2, 20 – живильники; 3, 4, 5, 23 – дробарки; 7 – дозатор; 8, 9 – змішувачі; 10 – гранулятор барабанний; 11 – укладальник; 12 – агломераційна машина; 13 – колектор газів; 14, 15 – димососи; 16, 17 – пиловловлювачі батарейні; 18 – екскаватор; 21 – конвеєр; 22, 24 – грохоти; 25 – бункери продукції.

Використання відходів для будівництва доріг.

Технологія зведення дорожніх насипів з відходів вуглезбагачення передбачає пошарову їх відсипку з ущільненням кожного шару. При цьо-

му товщина шару не повинна перевищувати 0,3 – 0,5 м у залежності від ступеню вивітрюваності. Максимальний розмір грудок породи не повинен перевищувати 2/3 висоти шару, що відсипається, при загальному вмісті грудок розміром до 300 мм не більше 5 % від загального об'єму засипки. При близькому від основи дороги заляганні водоносних шарів або можливості при визначених умовах їхнього підняття слід передбачати гідроізоляцію дороги.

Захисний шар тіла дороги одержують відсипкою на відкоси породного насипу спочатку глинистого, а потім рослинного ґрунту, які попередньо зняті з основи майбутньої дороги. Верхня частина породного насипу відсипається тільки глинистим ґрунтом. Зняті перед початком будівництва рослинний і глинистий ґрунти складуються поздовж майбутньої дороги. А після завершення відсипки і ущільнення насипу укладаються на неї і ущільнюються.

Витрати відходів вуглезбагачення на будівництво доріг невеликі і складають 5 – 10 % від загальної маси.

Використання відходів у будівництві автомобільних доріг дозволяє більше ніж у 2 рази знизити вартість шару підстилки і вартість будівництва дороги у цілому.

Використання відходів для будівництва гідротехнічних споруд.

Укладку відходів вуглезбагачення у греблі виконують з ущільненням їх до густини сухого матеріалу.

Ущільнення відходів виконується вібраційними або статичними котками. Укладка кожного шару складається з операцій: підготовки поверхні попереднього шару, яка передбачає його розпушення на глибину 0,05 м; відсипки породи самоскидами і при необхідності її зволоження; відстоювання породи не менше 2 год.; розрівнювання бульдозером; укоткування; відбір контрольних проб. При геотехнічному контролі визначаються густина, вологість, гранулометричний склад, вміст золи, сірки, фільтраційні характеристики.

Для захисту верхнього відкосу греблі від руйнування вітровими хвилями рекомендується застосовувати покриття із зернистих матеріалів у вигляді несортованого каменю, металургійного шлаку, гравійно-галькового ґрунту або ґрунтобітуму. Захист низового відкосу від ерозії в результаті атмосферних дій здійснюється полегшеним покриттям товщиною не менше 0,3 мм (посів багаторічних трав на шарі рослинного ґрунту, ущільненим шаром щебеню або гравійно-галькового ґрунту, ґрунтобітуму).

Реалізація відходів вуглезбагачення в гідротехнічному будівництві сприяє рішенню проблеми охорони навколишнього середовища і приводить до значної економії коштів за рахунок відмови від розробки спеціальних кар'єрів будівельних матеріалів, збереження і звільнення земель зайнятих відвалами.

Використання відходів у сільському господарстві.

Відходи вуглезбагачення багаті сполуками кальцію, мікроелементами, органічної речовини, сірки, володіють великою сорбційною здатністю для компонентів, що сприяє підвищенню родючості ґрунту. Ці особливості відходів вуглезбагачення послужили основою для виконання широкомасштабних досліджень по використанню їх як добрив.

Дослідженнями встановлена доцільність використання відходів вуглезбагачення як добрив у сільському господарстві. Додавання 0,3 – 1,0 т/га подрібнених сланцевих порід у суміші з азотнофосфористими і азотними добривами корисне для піщаних і порушених ерозією ґрунтів. Цінність відходів як добрива пов’язана з підвищенням рухомості органічної речовини і сполук азоту та фосфору, що знаходяться в них, під дією мікрофлори ґрунтів. Крім того, відходи містять значні кількості необхідних рослинам елементів: бор, цинк, мідь, марганець, молібден та ін.

Найбільше прийнятні як стимулятори родючості відходи флотації, тому що містять мікроелементи, необхідні для живлення рослин, у доступній формі. Застосування відходів флотації на ґрунтах легкого механічного складу як окремо, так і у суміші з традиційними добривами приводить до стабільного підвищення врожаю сільськогосподарських культур. Використання відходів флотації у суміші з традиційними добривами покращує якість вирощених сільськогосподарських продуктів, у яких підвищений вміст білку, азоту, фосфору, протеїну. При цьому встановлено, що відходи флотації не спричиняють токсичної дії на мікрофлору ґрунту, навпаки збільшення занесення у ґрунт відходів флотації приводить до збільшення у ньому мікроорганізмів і бактерій, що засвоюють органічний азот.

Таким чином, використання відвальних відходів підвищує комплексність переробки корисної копалини, дозволяє одержати нові види продукції і приводить до зменшення земельних площ, які займають відвали і які можуть бути використані для потреб сільського або лісового господарства.

12. ОХОРОНА НАВКОЛИШНЬОГО СЕРЕДОВИЩА

12.1. Діяння людини на природу

У процесі своєї діяльності людина завжди впливала на природу. В сучасних умовах розвиток галузей промисловості, що пов'язані з добуванням і збагаченням корисних копалин, є основою технічного прогресу. При добуванні корисних копалин людина проникає у надра землі і тим змінює навколишнє середовище, втручається у природні процеси, що відбуваються на землі. Сучасна техніка зробила людину такою могутньою, що природа в багатьох випадках поступається людині у здатності до 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 в декілька квадратних кілометрів – все це результат людської діяльності [3, 14, 17].

Внаслідок гірничотехнічної діяльності в світі порушено не менше 15-20 млн. га земель, з них 59% площі використано під різні гірничі виробки, 38% – під відвали пустої породи або відходи збагачення, 3% – місця осідання, провалів і ін. порушень поверхні, пов'язаних з підземними розробками. Обсяг відвалів порід, і виробничих відходів складає понад 2000 км^3. Для отримання мінеральної сировини і палива людство вимушене використовувати дедалі глибші шари земної кори (золоторудні шахти ПАР, наприклад, досягли позначок 3-4 км нижче земної поверхні; різниця висот між дном найглибших кар'єрів і поверхнею найвищих відвалів перевищує 1100 м).

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. Гірничодобувні роботи супроводжуються штучним водозниженням. Скидання технічних вод, що відкачуються при проведенні гірничих робіт, веде до забруднення поверхневих водних об'єктів різними солями, нафтопродуктами і важкими металами. Зсуви гірських порід на територіях, що підробляються, осідання поверхні, відвали негативно впливають на стан земельних ресурсів. У зонах комунікацій і транспортних вузлів накопичується 90 т пилу на 1 км залізничного полотна на рік. При експлуатації нафтопроводів та продуктопроводів найбільшої шкоди навколишньому середовищу завдають аварійні ви-

токи нафти, суспензій тощо. Зона нафтових і газових свердловин часто оточена "ореолом" неорганізованих викидів вуглеводнів.

Одна з найгостріших екологічних проблем, зумовлених посиленням техногенного впливу на природне середовище, пов'язана зі станом ***атмосферного повітря***. Вона включає ряд аспектів. По-перше, охорона озонового шару необхідна у зв'язку із зростанням забруднення атмосфери фреонами, оксидами азоту і ін. До середини XXI ст. це може привести, за оцінками вчених, до зниження вмісту стратосферного озону на 15%. По-друге, зростання концентрації CO_2, що відбувається в основному за рахунок згоряння викопного палива, зменшення площ лісів, виснаження гумусового шару і деградації ґрунтів. До середини XXI ст. очікується подвоєння концентрації газу, що мала місце перед початком НТР. У результаті «парникового ефекту» до 30-х рр. XXI ст. може статися підвищення середньої температури приземного шару повітря на $3 \pm 1{,}5^{o}C$, причому максимальне потепління станеться в приполярних зонах, мінімальне – біля екватора. Очікується збільшення швидкості танення льодовиків і підняття рівня океану з темпом понад 0,5 см/рік. По-третє, кислотні опади стали істотними компонентами атмосфери. Вони випадають у країнах Європи, Північної Америки, а також у районах найбільших агломерацій Азії і Латинської Америки. Головна причина кислотних опадів – надходження сполук сірки і азоту в атмосферу при спаленні викопного палива в стаціонарних установках і двигунах транспорту. Кислотні опади завдають шкоди будівлям, пам'ятникам і металевим конструкціям, викликають дигресію і загибель лісів, знижують урожай багатьох сільськогосподарських культур, погіршують родючість ґрунтів, що мають кислу реакцію, і стан водних екосистем. У процесі сушіння продуктів збагачення, металургійної і хімічної переробки руд і концентратів утворюються димові гази, що містять тверді частинки, оксиди сірки, вуглецю, азоту, тому в атмосферу вони повинні випускатись тільки після очищення.

Проблема виснаження ***водних ресурсів*** викликана зростанням споживання води промисловістю, сільським і комунальним господарствам, з одного боку, і забрудненням водних джерел – з іншого. Щорічно людством використовується в середньому до 6000 км^3 води, з них у сільському господарстві близько 3400, промисловості 2200, на комунально-побутові потреби 400 км^3. Забруднення багатьох водних об'єктів суші (особливо в країнах Західної Європи і Північної Америки) і вод Світового океану досягло небезпечного рівня. Щорічно в океан потрапляє (млн т): 0,2 – 0,5 отрутохімікатів; 0,1 – хлорорганічних пестицидів; 5 – 11 – нафти і інших вуглеводнів; 10 – хімічних добрив; 6 – фосфорних сполук; 0,004 – ртуті; 0,2 – свинцю; 0,0005 – кадмію; 0,38 – міді; 0,44 – марганцю; 0,37 – цинку; 1000 – твердих відходів; 6,5 – 50 – твердого сміття; 6,4 – пластмас. У Північній Атлантиці нафтова плівка займає 2 – 3% площі. Найбільш забруд-

нені нафтою Північне і Карибське моря, Персидська затока, а також прилеглі до Африки і Америки ділянки, де здійснюється її перевезення танкерним флотом.

Значна частка водних запасів нашої держави використовується для технічних потреб. Величезні об’єми водоспоживання висувають проблему збереження якості води у водоймах і раціонального використання водних ресурсів у ряд найбільш актуальних. Збільшення водоспоживання приводить до росту об’єму стічних вод і забруднення водойм. Крім того, на збагачувальних фабриках як реагенти застосовують ксантогенати, 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.

Одна з головних екологічних проблем пов'язана з погіршенням стану ***земельних ресурсів.*** За історичний час внаслідок прискореної ерозії, дефляції і інших негативних процесів людство втратило майже 2 млрд га продуктивних земель. До утворення пустель схильна площа в 4,5 млрд га, на якій проживає близько 850 млн. чол. Пустелі швидко розвиваються (до 5 – 7 млн. га на рік) у тропічних районах Африки, Азії і Америки, а також в субтропіках Мексики. Швидкість зникнення лісів складає 6 – 20 млн. га на рік.

Важлива для людства проблема – охорона ***геологічного середовища*** верхньої частини літосфери, яка розглядається як багатокомпонентна динамічна система, що перебуває під впливом інженерно-господарської діяльності людини і, в свою чергу, певною мірою визначає цю діяльність. Найголовніший компонент геологічного середовища – гірські породи, що містять поряд з твердими мінеральними і органічними компонентами гази, підземні води. Особливо великий негативний вплив на довкілля здійснюють техногенні катастрофи, найбільші з яких у XX ст. – на Чорнобильській атомній електростанції – сталася в Україні, у XXI ст. – в Японії на АЕС "Фокусіма".

Під охороною навколишнього середовища розуміють сукупність державних, адміністративних, правових, економічних, політичних і суспільних заходів, спрямованих на раціональне використання, відтворення і збереження природних ресурсів землі.

Охорона навколишнього середовища здійснюється на рівні підприємств, населених пунктів, регіонів, держав і глобально – в масштабах всієї планети. Велика робота ведеться під егідою ООН, з ініціативи якої в 1972 р. створена постійно діюча Програма ООН по довкіллю (ЮНЕП). У рамках ООН природоохоронні проблеми вирішують також: Всесвітня метеорологічна організація (ВМО), Всесвітня організація охорони здоров'я (ВОЗ), Міжнародна морська організація (ММО), Міжнародне агентство з

атомної енергії (МАГАТЕ), Міжнародна комісія з навколишнього середовища і розвитку (МКНСР), ЮНЕСКО та ін. Велику увагу проблемам охорони довкілля приділяють Організація економічної співпраці і розвитку (ОЕСР), Європейське економічне співтовариство (ЄЕС), Організація американських держав (ОАД), Ліга арабських країн з питань освіти, культури і наук (АЛЕКСО). Генеральна Асамблея ООН прийняла в 1982 р. Всесвітню хартію природи, яка є розвитком Стокгольмської декларації про довкілля (1972), і Всесвітню стратегію охорони природи, розроблену МСОП (1980). В останні десятиліття XX ст. під егідою ООН розроблена Концепція сталого розвитку, яка передбачає глобальні (в просторі і часі) підходи до охорони навколишнього середовища. В Україні питання охорони довкілля перебувають у компетенції Міністерства екології та природних ресурсів.

12.2. Заходи щодо охорони навколишнього середовища

Один з найважливіших 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 такі аспекти цієї проблеми:

– комплексне використання корисних копалин;

– переведення збагачувальних фабрик на безстічну технологію;

– утилізація відходів збагачення.

Комплексне використання корисних копалин – один з найважливіших 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 [3, 14, 17].

Використання оборотного водопостачання збагачувальних фабрик дозволяє скоротити споживання свіжої води. Повний перехід фабрик на оборотне водопостачання в значній мірі запобігає забрудненню навколишнього середовища.

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. Разом з цим 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 раці-

ональне 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.

12.3. Очищення стічних вод

Збагачувальні фабрики споживають на технологічні потреби значні об'єми води – від 3 до 8 $м^3$/т сировини. Збільшення збагачувальною фабрикою об'єму водоспоживання приводить до збільшення обсягу 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 [3, 14, 17].

Хімічний склад стічних вод залежить від характеру корисної копалини, що перероблюється, наявності токсичних флотаційних реагентів (ксантогенатів, роданідів, ціанідів, нафтопродуктів, спінювачів) 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 одночасно.

Стічні воді фабрик з магнітними і гравітаційними процесами забруднені в основному грубодисперсними домішками, що складаються з породних частинок різної крупності.

У стічних водах флотаційних фабрик містяться флотаційні реагенти – збирачі, спінювачі і модифікатори. Крім того, при збагаченні сульфідних руд поверхні мінералів окиснюються, тому в стоках містяться 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;

– *кислоти і луги*, що подають у технологічний процес як реагенти-регулятори. У будь-яких водоймах *pH* середовища повинен бути в межах 6,5 – 8,5;

– *йони кольорових і чорних металів*, концентрація яких визначається в основному мінеральним складом сировини;

– *ксантогенати і дітіофосфати*, які застосовуються при збагаченні

руд кольорових металів і надають їй неприємного специфічного запаху;

– *сірчаний натрій*, що використовується на багатьох збагачувальних фабриках і має неприємний запах. Сульфідів у воді не повинно бути;

– *ціаніди* (високотоксичні реагенти), які застосовуються при збагаченні руд кольорових металів і при вилученні золота;

– *роданіди* (високотоксичні реагенти), що утворюються в стічних водах при взаємодії сульфідів з ціанідами;

– *флуориди*, які присутні в стічних водах при збагаченні барит-флюоритових та інших руд плавиковою кислотою і кремнефлуористим натрієм;

– *феноли і крезоли*, що застосовуються на фабриках як реагенти. Феноли і крезоли не токсичні, але мають дуже неприємний запах, особливо коли воду піддають хлоруванню. Гранично допустима концентрація фенолу – 0,001 мг/л;

– *нафтопродукти* – найбільш поширені реагенти при збагаченні вугілля, мідно-молібденових і молібденово-вольфрамових руд, а також інших корисних копалин. Нафтопродукти надають неприємного запаху і присмаку воді;

– *інші реагенти*, які використовуються на збагачувальних фабриках. Гранично допустимі концентрації (ГДК) деяких реагентів (мг/л) такі: талове і соснове масло – 0,2; терпінеол – 0,05; ОПСМ – 7; ОПСБ – 0,5; АНП – 0,05.

Сольовий склад стоків збагачувальних фабрик можна характеризувати підвищеним вмістом сульфатів, хлоридів і карбонатів. У Правилах охорони поверхневих вод від забруднення стічними водами вказано, що концентрація солей у воді водойм не повинна перевищувати 1000 мг/л по сухому залишку.

Випуск стічних вод у водойми допускається у тих випадках, якщо вміст в них різних хімічних елементів не перевищує ГДК. Стічні води з вмістом домішок більшим ГДК необхідно очищати або, якщо це неможливо, розбавляти чистою водою.

Для очищення стічних вод застосовують такі методи: йонний обмін, електродіаліз, ультрафільтрування, зворотний осмос, флотацію. Пристрої, засновані на мембранних методах, застосовують для очищення стоків, які містять ціаніди і сполуки хрому, для очищення від йонів важких металів. Особливо перспективним є поєднання йонного обміну з вакуумним відгоном і йонного обміну із зворотним осмосом.

До основних заходів очищення стічних вод відносяться: видалення із стічних вод механічних домішок, застосування системи зворотного водопостачання, зниження витрати і зміна складу застосовуваних реагентів, хімічне очищення шляхом осадження шкідливих солей.

Видалення механічних домішок здійснюють їхнім осадженням у від-

критих відстійниках або у спеціальних басейнах-сховищах і водоймах. При наявності тонких шламів і при застосуванні в процесі збагачення соди або рідкого скла пульпа, що містить відходи, повністю не прояснюється. У цих випадках необхідно прискорити процес відстоювання частинок доданням у стічну воду флокулянтів. Задача очищення стоків збагачувальних фабрик може бути значно полегшена застосуванням системи зворотного водопостачання і за рахунок цього скороченням витрати свіжої води. Для поліметалічних збагачувальних фабрик ця задача вирішується застосуванням зворотного водопостачання окремо для кожного циклу флотаційного процесу.

12.3.1. Природне очищення стічних вод

Природне очищення стічних вод збагачувальних фабрик відбувається в басейнах-сховищах, де під дією сили ваги тверда фаза відходів осаджується, а прояснений злив через водозабірні пристрої безперервно відкачується на збагачувальну фабрику і використовується як оборотна вода або частково скидається у природні водойми (якщо вода задовольняє нормам ГДК).

Видалення грубодисперсних частинок, які містяться у стічних водах, здійснюють за одну або дві стадії: за першу – відділяють на решітках і ситах найбільш крупні частинки, за другу (або одну стадію) – відстоюванням у полі сил тяжіння і відцентрових сил видаляють тонкі частинки. Для збільшення швидкості осадження тонких частинок в стічні води додають коагулянти і флокулянти. Також в басейнах-сховищах крім відстоювання води відбувається розкладення шкідливих домішок. Згідно з «Правилами охорони поверхневих вод від забруднення» концентрація шкідливих речовин не повинна перевищувати 0,25 мг/л для водойм господарсько-питного значення і 0,75 мг/л для водойм рибо господарського значення [3, 14, 17].

При відстоюванні у басейні-сховищі під дією температури і кисню повітря, сонячної радіації, біологічних і інших факторів концентрація реагентів в стічних водах зменшується. У басейні-сховищі протікають фізико-хімічні процеси, в результаті яких в стоках знижується вміст міді, цинку, свинцю, ціанідів, ксантогенатів і *pH* середовища. Зниження *pH* середовища обумовлене взаємодією стоків з вуглекислим газом повітря. Так за 5 – 6 діб *pH* середовища зменшується з 10 – 10,5 до 7,5 – 8.

В усіх випадках спостерігається зниження окиснювання і зменшення концентрації реагентів.

Зниження концентрації ціанідів у стічних водах пояснюється їх видуванням у вигляді синильної кислоти, що обумовлене зниженням *pH* середовища, а також їх біологічним окисненням. Феноли руйнуються дуже повільно і тільки влітку.

Швидкість розкладення ксантогенатів залежить від їхнього спиртового радикалу. Ксантогенати з малим радикалом (напр., етилові) розкладаються значно швидше ніж ксантогенати з великим радикалом. Ксантогенати окиснюються киснем повітря розчиненим в рідкій фазі стоків. У басейні-сховищі відбувається розкладення дитіофосфатів, поверхневоактивних речовин та інших реагентів.

Таким чином, басейни-сховища збагачувальних фабрик є не тільки акумулюючими, але й очисними спорудами.

Якщо після відстоювання в басейні-сховищі вміст шкідливих домішок в проясненій воді перевищує гранично допустиму концентрацію (ГДК), вона направляється на додаткове очищення.

12.3.2 Хімічні методи очищення стічних вод

До хімічних методів очищення стоків відносять нейтралізацію кислот і окиснення різних мінеральних сполук.

У 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 (найбільш дешевий із застосованих лугів). Кислі води нейтралізують також лугами і їхніми відходами, крейдою, магнезитом, мармуром і меленим вапняком. Незважаючи на дешевизну вапняку, цей метод має ряд недоліків, головний з яких – невелика швидкість реакції між кислотою і частинками вапнякової суспензії. Нейтралізація води звичайно настає через 15 – 20 хв. після введення вапна у стічні води. Обробка стічних вод вапном приводить також до осадження з них катіонів кольорових металів [3, 14, 17].

Для нейтралізації кислих вод можна застосовувати й метод фільтрування крізь шар матеріалу, що складається з магнезиту або доломіту. Переваги даного методу – простота обслуговування пристрою і відсутність апаратів для дозування реагентів. Фільтри-нейтралізатори виконують горизонтальними і вертикальними. У вертикальних фільтрах застосовують грудки магнетиту або доломіту крупністю 30 – 80 мм, висота фільтруючого шару складає 0,8 – 1,2 м. Швидкість фільтрування не повинна перевищувати $5 м^3/год \cdot м^2$.

Вибір методу очищення стоків від *катіонів міді* залежить від їхньої концентрації. Концентровані стоки очищують у два етапи, а розбавлені – у один. Найбільше розповсюджений метод цементації міді на залізному скрапі або нікелевому піску. Мідь у кислому середовищі виділяється на поверхні заліза або нікелю, а останні переходять у об'єм розчину:

$$2Cu^{2+} + Fe_2 \rightarrow 2Fe^{2+} + Cu_2\downarrow ;$$

$$2Cu^{2+} + Ni_2 \rightarrow 2Ni^{2+} + Cu_2\downarrow .$$

Метод цементації застосовують для попереднього очищення стоків. Після цементації стічні води піддають нейтралізації і доочищенню стоків від катіонів міді, заліза і нікелю.

Другий етап очищення стічних вод – осадження міді у вигляді гідроксиду або лужної вуглекислої солі міді:

$$Cu^{2+} + 2OH^{-} \rightarrow Cu(OH)_2\downarrow ;$$

$$2Cu^{2+} + 2OH^{-} + CO_3^{2+} \rightarrow Cu_2(OH)_2\,CO_3\downarrow .$$

Отримані осади важкорозчинні у воді. Оскільки розчинність карбонату міді у декілька разів менше, ніж гідроксиду, мідь рекомендується осаджувати зі стоків у вигляді гідрокарбонату. Для цього застосовують вапно III сорту.

У кислих стічних водах крім катіонів міді містяться також катіони інших металів, тому вапно витрачається на зв'язування усіх катіонів, які присутні у стічних водах, і на нейтралізацію кислоти.

Оскільки катіони міді, нікелю, цинку, свинцю, кобальту, кадмію і інших металів можуть знаходитись тільки у кислих стічних водах, усі вказані елементи можуть бути виділені зі стічних вод за допомогою вапна. Однак при осадженні деяких катіонів необхідно суворо витримувати інтервали *pH*, особливо для гідроксиду цинку, який при *pH* = 12 – 13 починає розчинюватись і переходити у розчин у вигляді цинкатів $[Zn(OH)_3]^{-}$.

Значення *pH* початку і повного осадження катіонів металів з кислих і нейтральних розчинів наведені у табл. 12.1

Таблиця 12.1 – Значення *pH* початку і повного осадження катіонів металів

Катіон	Cu^{+2}	Ni^{+2}	Zn^{+2}	Pb^{+2}	Co^{+2}	Cd^{+2}	Fe^{+2}	Fe^{+3}
pH середовища:								
початку осадження	5,3	6,7	5,4	6	6,7	7,2	7	2,7
повного осадження	8 – 9	9 – 9,5	8 – 9	8,5	8	8,5 – 9	9 – 14	4 – 14

Для очищення стічних вод від катіонів кольорових металів можуть бути застосовані метод електрохімічного окиснення і йонообмінні смоли.

Ртуть видаляють з стічних вод осадженням її у вигляді важкорозчинного сульфіду або поглинанням при фільтруванні стічних вод скрізь шар сильнолужного катіоніту:

$$2RSO_3H[Na] + Hg^{2+} \rightarrow (RSO_3)_2Hg + 2H^{+}[Na]^{+}.$$

Обробка стічних вод реагентами, що містять хлор, дозволяє розкласти до нешкідливих речовин ксантогенати, дітіофосфати, ціаніди і роданіди.

Ціаніди, що містяться у стічних водах представлені простими і складними сполуками. Відомі такі способи очищення стічних вод від ціанідів: адсорбція активованим вугіллям; видалення залізним купоросом, яке полягає в утворенні ціаністого заліза, що випадає у осад; обробка хлорним вапном, гіпохлоритами, залізним купоросом сумісно з гашеним вапном. Найбільш ефективні методи окиснення ціанідів «активним хлором», озоном, йонообмінне очищення, електрохімічне анодне окиснення з отриманням катодного металу.

Метод очищення хлорним вапном або гіпохлоритом кальцію полягає в окисненні ціанідів вільним хлором, який легко виділяється при їхньому розкладенні. Утворення гідроокису кальцію або лугу запобігає появі токсичного хлор-ціану, яка виникає при окисненні газоподібним хлором. При подачі у стічні води «активного хлору» окиснення простих ціанідів протікає за реакціями:

$$CN^- + OCl^- \rightarrow CNO^- + Cl^- ;$$

$$CN^- + Cl_2 + 2OH^- \rightarrow CNO^- + 2Cl^- + H_2O.$$

При окисненні ціанідів рідким хлором у лужному середовищі (pH = 10 – 11) рекомендується попередньо прохлорувати вапнякове молоко і додати отриманий розчин до стічної води, що очищується. Принципова схема очищення стічних вод даним методом наведена на рис. 12.1.

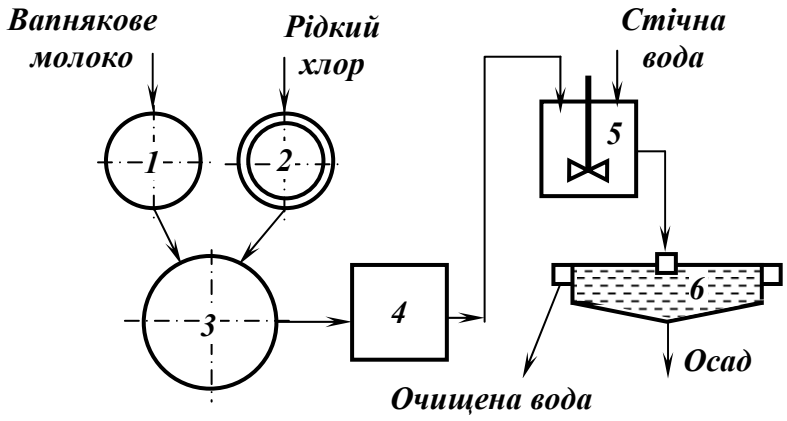


Рис. 12.1 – Схема очищення стічних вод рідким хлором.
1 – бак з вапняковим молоком; 2 – випарна станція; 3 – бак приготування розчину гіпохлориту кальцію; 4 – дозатор; 5 – контактний чан; 6 – згущувач.

В результаті змішування вапнякового молока з рідким хлором утворюється гіпохлорит кальцію:

$$2Ca(OH)_2 + Cl_2 \rightarrow Ca(OCl)_2 + CaCl_2 + 2H_2O .$$

Приготований розчин дозатором подають у стічну воду. Тривалість контактування розчину зі стічними водами складає 3 – 5 хв. По закінченні

реакції окиснення стоки відстоюють з метою видалення створених осадів. Очищену воду подають у оборот.

Процес окиснення ціанід-йонів озоном протікає з постійною швидкістю до їхньої остаточної концентрації 1 – 4 мг/л. процес оснований на сильній окиснювальної дії, яку спричиняє на ціанід атомарний кисень при розпаді озону O_3. Окиснення простих ціанідів протікає за реакцією:

$$CN^- + O_3 \rightarrow CNO^- + O_2.$$

Для одержання озону використовують «тихі» електричні розряди у повітрі, який потім пропускають через воду.

Схема озонаторного пристрою для очищення стічних вод наведена на рис. 12.2. Атмосферне повітря проходить декілька ступенів підготовки у теплообмінниках ***1***, вологовіддільниках ***2***, повстяних фільтрах ***3*** і осушувальних камерах ***4***, після чого надходить у озонатор 5. Отриманий озон послідовно подають у основний ***6*** і попередній *7* реактори. Стічні води надходять на озонування спочатку у попередній, а потім у основний реактори. Очищена вода видаляється з основного реактора, а відпрацьований газ – з попереднього.

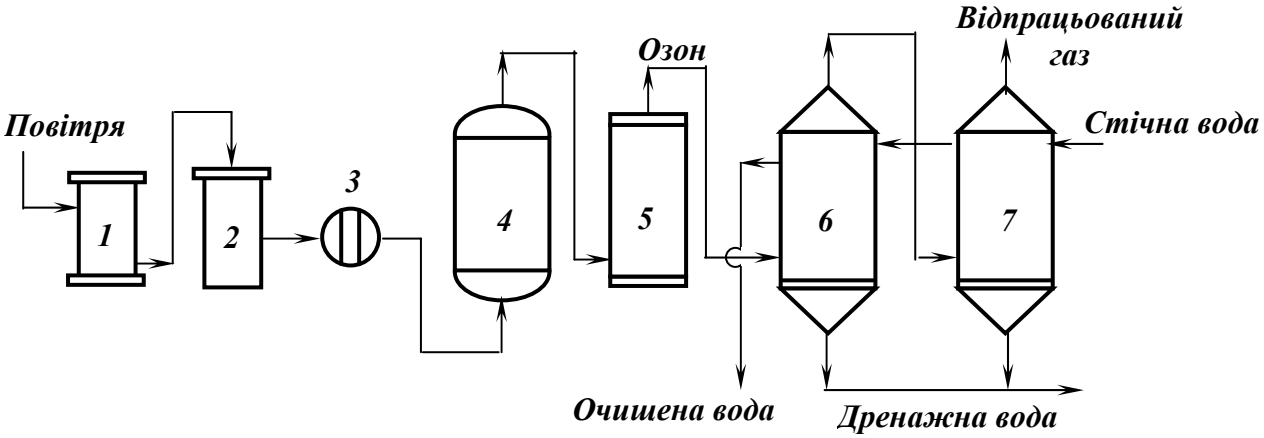


Рис. 12.2 – Схема озонаторного пристрою.
1 – теплообмінник; 2 – вологовіддільник; 3 – повстяний фільтр; 4 – осушувальна камера; 5 – озонатор; 6 – основний реактор; 7 – попередній реактор.

Для зниження втрат озону з відпрацьованим повітрям процес слід вести при pH = 12,5 – 13,5. Вміст Cu^{+2} у кількості 0,5 мг/л приводить до зниження витрат озону на окиснення ціанідів до 75 % від теоретичного. Окиснення ціанідів озонуванням є дуже простим, легко контрольованим процесом, але він у 2 рази дорожче процесу окиснення «активним хлором».

Роданіди утворюються в стічних водах при взаємодії ціанідів і сульфіду натрію. Роданіди, як і ціаніди, окиснюються «активним хлором».

При концентрації *фенолів* і *крезолів* більше 2 г/л стічні води очищають методами екстракції, адсорбції та йонного обміну. В стічних водах збагачувальних фабрик концентрація фенолів невелика, тому для їхнього очищення застосовують методи засновані на окисненні фенолів до нешкідливих сполук. До таких методів належать: окиснення фенолів і крезолів хлорним вапном, гіпохлоритами натрію і кальцію, озоном і електрохімічне окиснення. Вміст фенолів в очищених водах, згідно норм ГДК, не повинно перевищувати 0,001 мг/л.

Ксантогенати – розповсюджені збирачі при флотації сульфідних руд. Ксантогенати ефективно діють у лужних середовищах, а у кислих розкладаються з утворенням сірководню і спирту. Тому одним з методів очищення стічних вод від ксантогенатів є їхнє розкладення у кислому середовищі ($pH < 4$) з послідовним доочищенням від утворених сульфід-йонів і сірчистого ангідриду. Цей метод застосовують, якщо у стічних водах немає ціанистих сполук.

Більш ефективним і розповсюдженим є метод окиснення ксантогенатів «активним хлором». Основну дію при застосуванні хлорного вапна або гіпохлориту кальцію спричиняє гіпохлорит-йон. Окиснення ксантогенатів «активним хлором» протікає за реакцією:

$$2ROCSSK + 16Cl_2 + 20H_2O \rightarrow 2ROH + K_2SO_4 + 3H_2SO_4 + 32HCl + 2CO_2 .$$

Обробка стічних вод реагентами, що містять хлор, дозволяє розкласти до нешкідливих речовин також *дитіофосфати і сульфіди*.

12.3.3. Йонообмінний метод очищення стічних вод

Процес йонного обміну використовують для очищення стічних вод від багатьох органічних і неорганічних сполук, а також від катіонів кольорових металів. При хімічному очищенні стоків від катіонів кольорових металів за допомогою подачі вапна або їдкого натру і осадження у вигляді гідратів оксидів не завжди вдається очистити стоки повністю. Крім того, осадження гідратів оксидів вимагає строгої підтримки визначених значень *pH* стоків. Недоліками хімічного способу очищення стоків є значні витрати вапна і великі об’єми отриманих осадків гідратів оксидів металів. Використання більш досконалих процесів йонного обміну дозволяє практично повністю виділити з стічних вод катіони кольорових металів і отримані метали утилізувати [3, 14, 17].

Найбільше розповсюдження при йонному обміні одержали синтетичні йонообмінні нерозчинні у воді смоли – іоніти (катіоніти і аніоніти). Катіоніти – іоніти, у яких протийони мають кислотний характер, тобто обмінюють йони водню на інші катіони. Аніоніти – іоніти, у яких проти-

йони мають лужний характер, тобто обмінюють гідроксильні йони лугу або аніони солей на інші аніони. При йонообмінному очищенні стічних вод застосовують також сильнокислотні сульфокатіоніти КУ-1 і КУ-2, слабокислотний карбоксильний катіоніт КБ-4 і аніоніти ЕДЕ-10П і АВ-17.

В стічних водах звичайно містяться різні катіони кольорових металів, тому у таких умовах важливе значення має селективність поглинання катіонів іонітами. Так, при йонному обміні на сульфокатіоніті КУ-2 за енергією витиснення йони розташовуються у такий ряд:

$$H^+ < Na^+ < NH_4^+ < Mg^{2+} < Zn^{2+} < Co^{2+} < Cu^{2+} < Cd^{2+} < Ni^{2+} < Ca^{2+} < Sr^{2+} < Pb^{2+} < Ba^{2+}.$$

Стічні води очищують при фільтруванні з швидкістю до 0,16 м/хв крізь нерухомий або псевдорозріджений шар іоніту. Частіше застосовують очищення стоків у завислому шарі, тому що у цьому випадку частинки іонітів переміщаються в усьому об'ємі колони і постійно перемішуються. Швидкість очищення у такому шарі більше, ніж у нерухомому. Застосування завислого шару не вимагає ретельного очищення стічних вод від завислих твердих домішок. По мірі заміщення в смолах протийонів катіонами кольорових металів густина зерен іонітів суттєво збільшується, тому такі зерна переміщуються у нижні шари іоніту, звідки іоніт відводиться на регенерацію. Найчастіше застосовують йонообмінні колони з решітками і конічними перетічними трубами (рис. 12.3).

У йонообмінній колоні ***3*** на різній висоті встановлені безпровальні ***2*** і провальна ***1*** решітки. В безпровальних решітках змонтовані конічні перетічні лійки ***6***. У верхній частині колони передбачені кільцевий зливний жолоб ***4*** і конічна лійка ***5*** для подачі іоніту. Стічна вода подається у нижню частину колони і переміщується з визначеною швидкістю знизу вгору, при цьому на безпровальних решітках утворюється завислий шар іоніту. Очищена вода відводиться з колони через кільцевий жолоб. При насиченні іоніту збільшується його густина, тому він переміщується з верхнього шару у нижній через перетічні лійки. Насичений іоніт відводиться з конічного днища колони і за допомогою аероліфта ***7*** подається зверху у регенераційну колону ***8***, регенераційний розчин надходить у колону знизу. З колони регенерований іоніт подається у промивну колону ***9***. Відмитий іоніт знову повертається у йонообмінну колону.

Особливістю йонообмінного методу очищення стічних вод є можливість очищення до будь-якого ступеня та утилізація цінних компонентів, що виділяються зі стічних вод.

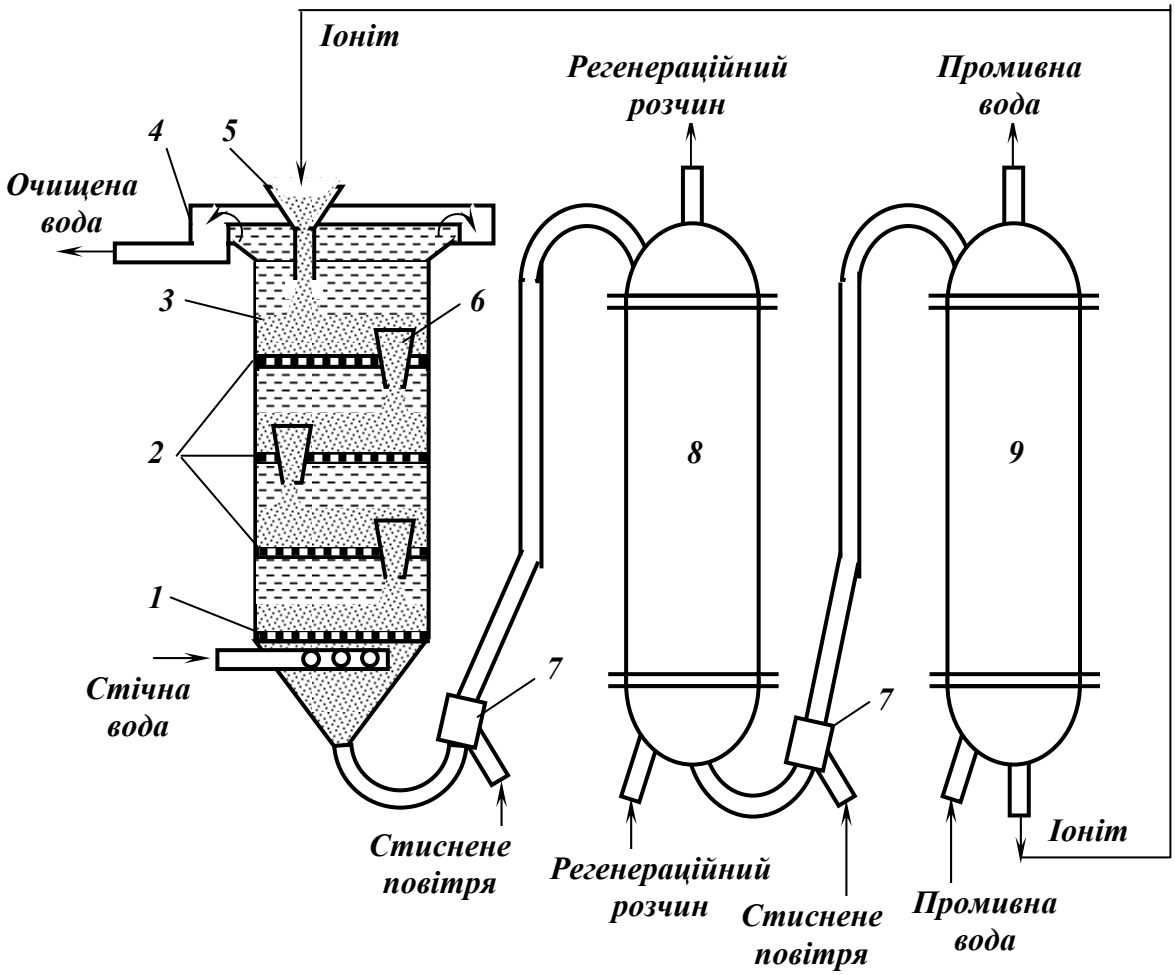


Рис. 12.3 – Схема йонообмінного пристрою.
1 – провальна решітка; 2 – безпровальні решітки; 3 – йонообмінна колона; 4 – зливний жолоб; 5 – конічна лійка для подачі іоніту; 6 – перетічні лійки; 7 – аероліфт; 8 – регенераційна колона; 9 – промивна колона.

Йонообмінне очищення ціанистих стоків дозволяє утилізувати кольорові та благородні метали у вигляді товарної продукції. Для вилучення благородних металів і очищення стоків їх спершу пропускають через фільтри з активованим вугіллям. Фільтрат вугільних фільтрів після вилучення золота і срібла подається в іонітові фільтри для вилучення міді та цинку. Сорбентом в іонітових фільтрах слугує аніонообмінна смола марки АВ-17.

12.3.4. Електрохімічний метод очищення стічних вод

При електричному методі очищення стічних вод відбувається або руйнування шкідливих речовин окисненням їх на аноді, або вилучення металів з стічних вод відкладенням їх на електродах [3, 14, 17].

Електрохімічне анодне окиснення стоків дозволяє поряд зі зневодненням здійснити регенерацію цінних компонентів. При електрохімічному окисненні ціанідів відбувається створення ціанат-йонів, подальше їхнє

електрохімічне окиснення на аноді, а також розкладення гідроксильних йонів і хлориду натрію, який вводиться у воду перед її обробкою. Електрохімічний метод окиснення часто застосовується у комбінації з електролітичною флотацією гідрату оксиду міді і інших металів.

Сполуки шестивалентного хрому володіють дуже високою токсичністю і їхнє знешкодження проводиться у дві стадії. Спочатку Cr^{+6} відновлюють до Cr^{+3}, а потім проводять осадження тривалентного хрому у вигляді гідроксиду. Як відновники йонів Cr^{+6} до Cr^{+3} використовують сірчистий газ, сульфіт і бісульфіт натрію, сірчанокисле залізо. Але найбільш розповсюджений реагентний метод знешкодження стічних вод, що містять хром, починає поступатися місцем більш досконалим методам очищення. Одним з таких методів є електрокоагуляція.

Метод електрокоагуляційного очищення стічних вод від хрому полягає у відновленні шестивалентного хрому до тривалентного в процесі електролізу оброблюваної води з використанням сталевих електродів. Процес очищення протікає таким чином: вода через завантажувальний карман надходить в міжелектродний простір ванни-коагулятора, яка футерована вініпластом. Блок електродів являє собою набір сталевих пластин, які зібрані у вигляді пакетів. Електроди чергуючись підключаються до позитивної і негативної шин джерела постійного струму (напругою 6 – 12 В); тривалість обробки складає 15 – 20 хв.

За допомогою цього методу можна вилучати катіони міді, нікелю, цинку, свинцю і інших металів. Вилучення міді здійснюється способом електролізу, при цьому мідь виділяється на мідному катоді, а анод виготовлюється з графіту. На катоді осаджується 60 – 70 % міді, а інша частина випадає у ванні в осад у вигляді $Cu(OH)_2CO_3$ або у вигляді $CuCN$.

Електрохімічний метод слід застосовувати при концентрації ціанідів у стічних водах не менше 200 мг/л.

Електрохімічний метод вимагає великих витрат електроенергії, що обмежує його застосування.

12.3.5. Екстракційне очищення стічних вод

Екстракція застосовується при концентрації органічних речовин у стічних водах понад 2 г/л. При подачі екстрагенту в стічні води він розчиняє органічні сполуки, що містяться там. Після розчинення органічних сполук їх концентрація в екстрагенті значно перевищує концентрацію в стічних водах. Надалі екстрагент виділяють із стічних вод, регенерують, вилучають з нього органічні сполуки і знову використовують для очищення стічних вод.

До екстрагенту, що застосовують для очищення стічних вод, висувають такі вимоги: він має добре розчиняти органічну речовину, що вилучається, і не розчинятися у воді; густина екстрагенту повинна бути більше густини води для їхнього відносно простого розділення. Крім того, бажано, щоб регенерація розчинника здійснювалася легкодоступними методами без втрат екстрагенту [3, 14, 17].

При очищенні стічних вод як екстрагенти застосовують хлороформ, чотирихлористий вуглець, диізопропіловий і дибутиловий ефіри, бутилацетат, бензол, толуол та ін.

Технологія очищення стічних вод складається з таких послідовних стадій: змішування стічної води з екстрагентом, максимально можливого відділення екстрагенту після розчинення органічних сполук, видалення екстрагенту і його регенерації.

Для змішування екстрагенту з водою у промислових умовах використовують метод протитечійної екстракції, при якому екстрагент і вода рухаються назустріч один одному. При цьому стічні води, як більш легка фаза, рухаються знизу угору, а екстрагент – зверзу униз. Екстрагент розподіляється по усьому об’єму екстракційної колони (рис. 12.4) за допомогою насадок, тарілок або механічним перемішуванням.

Для рівномірного розподілення екстрагенту по усьому об’єму екстракційної колони її внутрішній простір заповнений насадками. Екстрагент подають у колону у її верхній частині у декількох точках через інжектори, які розпилюють його на дрібні краплі. Швидкість руху стічних вод у колоні повинна бути на 15 – 20 % менше критичної, при якій екстрагент виноситься стічними водами з колони.

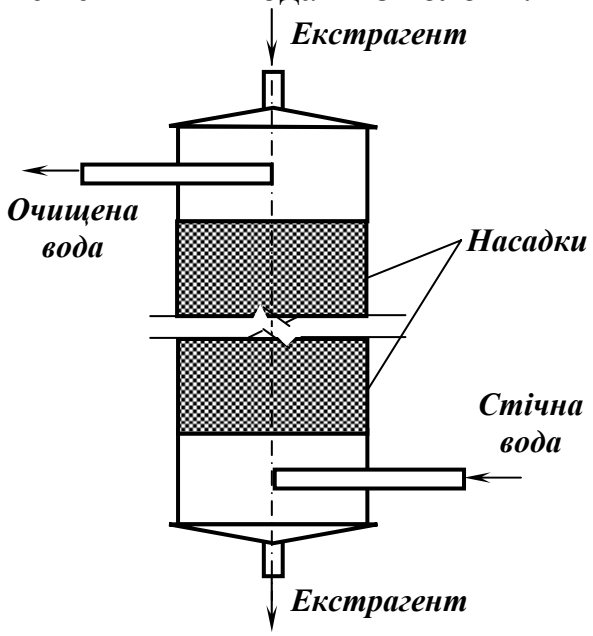


Рис. 12.4 – Екстракційна колона.

Для екстракції можуть застосовуватись колони з перфорованими сітчастими насадками, колони з рухомими сітчастими насадками, відцентрові екстрактори і екстрактори змішувально-відстійного типу.

Найчастіше екстракцію застосовують для очищення стічних вод від фенолів (екстрагент – бензол).

12.3.6. Адсорбційне очищення стічних вод

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 – використо-

вують у вигляді зерен неправильної форми розміром від 1,5 до 5 мм.

До активованого вугілля, що використовується для очищення промислових стічних вод, висувають такі вимоги: легка змочуваність водою; відносно крупна пористість; невелика утримуюча здатність при регенерації; мінімальна каталітична активність по відношенню до реакцій окиснення, конденсації і ін. [3, 14, 17].

Ефективність адсорбції органічних речовин із стічних вод залежить від хімічного складу адсорбенту і властивостей його поверхні.

При очищенні стічних вод їх пропускають через нерухомий і псевдорозріджений шар адсорбенту. Застосування адсорбенту в нерухомому шарі – один з найбільш простих методів очищення стоків. В промислових умовах для його реалізації стічні води фільтрують через колону (рис. 12.5), заповнену адсорбентом. В колоні ***4*** закріплена безпровальна решітка ***1*** з діаметром отворів 5 – 10 мм. На решітку укладають підтримуючий шар ***2*** висотою 400 – 500 мм з дрібного щебеню або гравію. На цей шар засипають активоване вугілля ***3***. Зверху на вугілля знов укладають шар щебеню, який притискають решіткою. Шар щебеню у нижній частині колони запобігає випадінню зерен адсорбенту у підрешітний простір і забезпечує рівномірний розподіл потоку стічної води по усьому об'єму колони. Верхній шар щебеню запобігає виносу вугілля з колони при фільтруванні стічних вод.

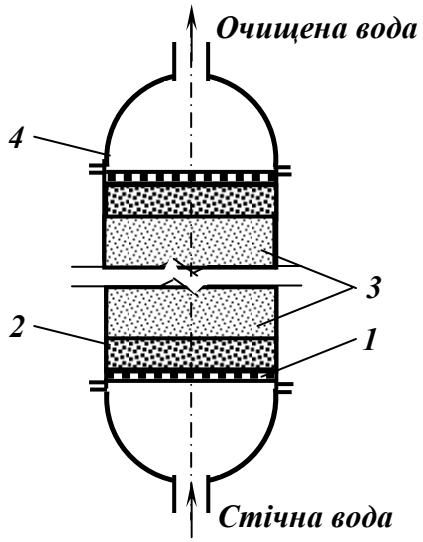


Рис. 12.5 – Адсорбер колонний з нерухомим шаром.
1 – безпровальна решітка;
2 – підтримуючий шар;
3 – активоване вугілля;
4 – колона.

Стічна вода переміщується в колоні знизу угору, при цьому вона рівномірно заповнює перетин колони і витісняє бульбашки газів і повітря. Швидкість фільтрування стоків залежить від концентрації речовин, що містяться в стічних водах, і складає від 2 до 6 $м^3/год \cdot м^2$. Очищення стоків у нерухомому шарі застосовують у тому випадку, якщо у стічних водах практично відсутні завислі частинки. Такі частинки закупорюють проміжки між частинками адсорбенту, в результаті чого зростає опір шару адсорбенту потоку рідини і знижується швидкість фільтрування.

Після насичення адсорбенту поглиненою речовиною подачу стоків у колону припиняють і вугілля піддають регенерації.

Очищення стічних вод активованим вугіллям у псевдорозрідженому завислому шарі здійснюється в циліндричних адсорберах. Циліндричний одноярусний адсорбер (рис. 12.6) являє собою колону ***3*** висотою 4 м. Діаметр верхньої частини колони збільшений. На розширеній частині колони ***7*** закріплений кільцевий зливний жолоб ***6*** для відводу очищеної води. У нижній частині колони передбачене конічне днище ***1*** з патрубками для подачі стічних вод на очищення. Над конічним днищем розташована розподільна решітка ***2*** з діаметром отворів 5 – 10 мм. На решітку завантажують активоване вугілля (висота його шару 2,5 – 2,7 м). В центрі колони передбачена труба ***4*** з напрямною лійкою ***5*** для подачі в колону активованого вугілля, який дозується живильником.

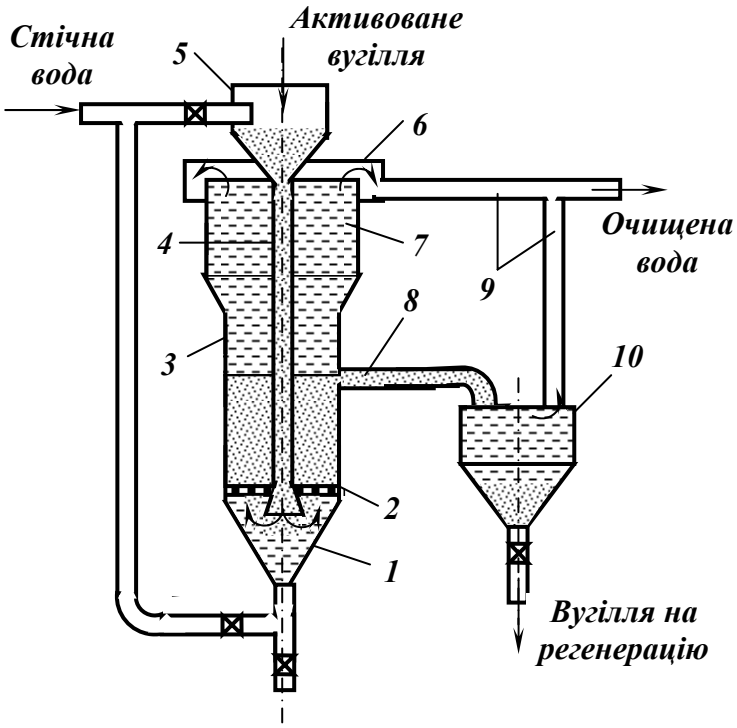


Рис. 12.6 – Адсорбер циліндричний з псевдорозрідженим шаром.
1 – конічне днище;
2 – розподільна решітка;
3 – колона; 4 – центральна труба;
5 – напрямна лійка;
6 – зливний жолоб;
7 – розширена частина колони;
8 – розвантажувальний патрубок;
9 – труби відводу очищеної води;
10 – ущільнювач вугілля.

Швидкість подачі стічних вод вибирається такою, щоб вугілля на решітці знаходилося у завислому стані. Верхня межа шару адсорбенту визначається положенням розвантажувального патрубка ***8***, через який вода, що очищується, разом з вугіллям надходить в ущільнювач ***10***.

Очищена вода зливається у кільцевий жолоб і разом із водою ущільнювача вугілля відводиться трубами 9. Активоване вугілля з ущільнювача періодично або безперервно відводиться через кран і спрямовується на регенерацію, після якої знов повертається в адсорбер. Великі грудки вугілля накопичуються в підрешітному просторі адсорбера, звідки вони періодично видаляються через кран днища адсорбера.

Поглинені речовини вилучають при регенерації адсорбенту екстракцією органічними розчинниками, відгоном водяною парою і випарюванням у струмені інертного газоподібного теплоносія.

12.3.7. Флотаційне очищення стічних вод

Йонна флотація і її різновиди дозволяють забезпечити високу ефективність очищення стічних вод і запобігти забруднення навколишнього середовища, підвищити вилучення корисних компонентів і комплексність використання сировини, що переробляється [3, 14, 17].

Пінне фракціонування використовується для очищення стічних і природних вод від органічних речовин, і в першу чергу від миючих речовин (напр., алкілбензосульфонатів) які не піддаються біологічному руйнуванню. Вилучення поверхнево активних речовин з стічних вод складає 90-95 %.

Власне йонна флотація застосовується для вилучення з розчинів аніонів ортофосфорної кислоти четвертинними амонієвими лугами, аніонів $Cr_2O_7^{2-}$ бромистим цетилетилдиметиламонієм, катіонів радіоактивних металів алкілбензосульфонатами, амінополікарбоксильними кислотами і іншими аніонними збирачами. Чотири-п'ять з'єднаних послідовно протитечійних колон для йонної флотації забезпечують ступінь очищення порядка $10^8 – 10^{10}$.

Для очищення стічних вод від *молібдену* застосовують метод йонної флотації первинними амінами. Цей метод використовується також для очищення від йонів, осадів і ультратонких частинок.

Флотація гідрофобних осадів застосовується для вилучення ксантогенатом *ртуті* з промивних вод при *pH* = 4,5 у концентрат, який містить 21 – 22 % ртуті при вилученні 90 %. Процес рекомендований для вилучення нікелю і кобальту зі стоків гідрометалургійних заводів та з розчинів вилуговування піритних огарків; міді з шахтних вод і інших металів з різних розчинів. Цей процес може бути використаний для вилучення заліза, міді, цинку, свинцю, нікелю, кобальту, паладію, ванадію, марганцю, церію, селену з розведених ($10^{-5} – 10^{-4}$ моль/л) водних розчинів при використанні таких селективних реагентів як діамінобензидин, гідроксихінолін, α-нітрозо-β-нафтол, купферон, оксими. Вилучення осадів досягає 90–95%.

Флотація гідрофобізованих осадів може бути застосована для вилучення *важких металів* зі стічних вод промислових підприємств осадженням їх фероціанідом калію і послідовною флотацією осаду з желатином; для вилучення цинку зі стоків віскозного виробництва після осадження його у вигляді сульфіду і послідовною флотацією осаду з лауриламіном; для селективного вилучення важких металів з розчинів при ступеневому підвищені *pH*, що приводить до послідовного випадіння металів у вигляді гідрооксиду, і стадіальної флотації осадів, які випали. Наприклад, при низьких значеннях *pH* можна вилучити гідрооксид заліза, а при послідовному ступеневому підвищені *pH* виділити гідрооксид міді, цинку, нікелю і кобальту. Флотація гідрофобізованих осадів має ряд технологічних переваг: мала витрата збирача, висока швидкість процесу, низька чутливість до присутніх електролітів.

Флотоекстракція є комбінацією флотації та рідинної екстракції і при однаковій ефективності з рідинною екстракцією вимагає значно менших витрат екстрагенту (збирача) і розчинника.

Очищення стічних вод від нафтопродуктів. Найскладніше завдання – очищення стоків від *нафтопродуктів*, концентрація яких у стічних водах збагачувальних фабрик близько 10 мг/л, а за нормами ГДК допускається 0,1 – 0,3 мг/л. Очищення стічних вод від нафтопродуктів здійснюється за складною схемою, яка передбачає вловлювання їх у нафтопастках, коагуляцію стоків сульфатом заліза і вапном, флотаційне очищення, фільтрування стічних вод крізь кварцові і сульфовугільні фільтри.

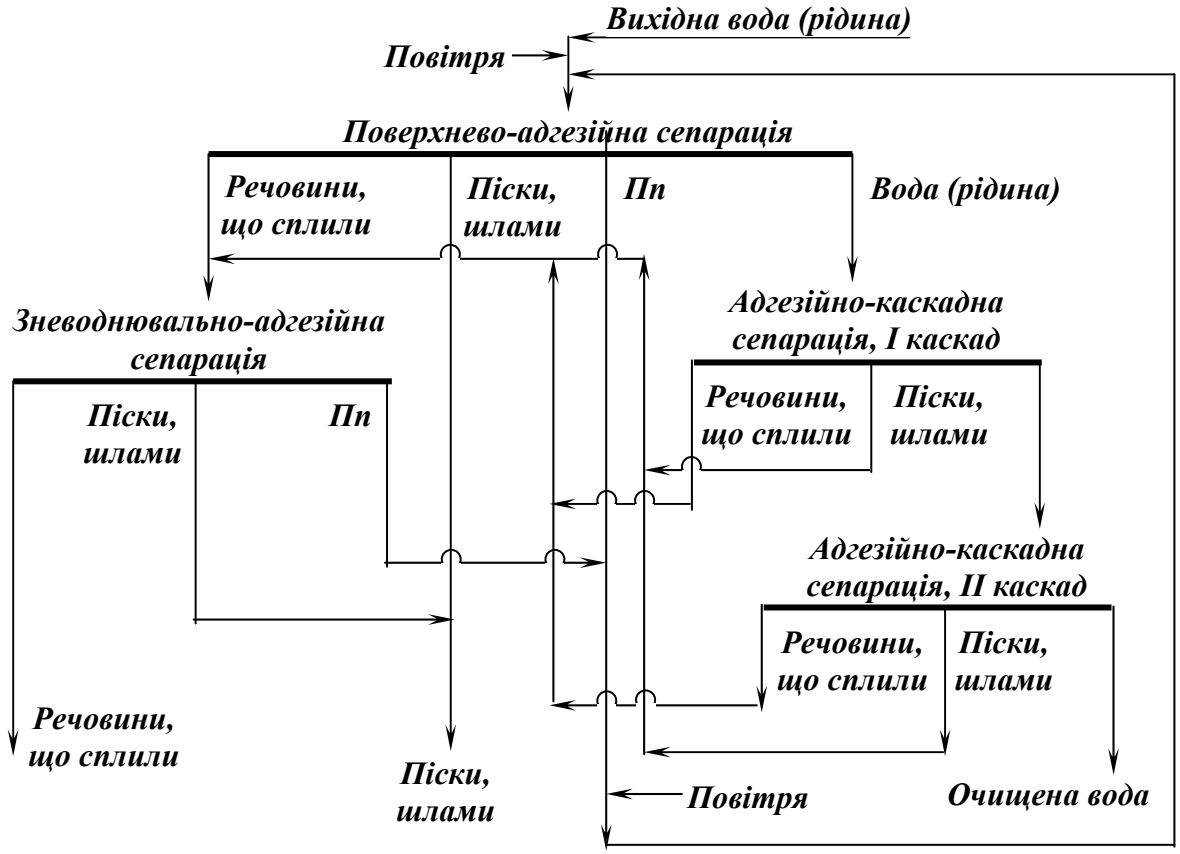


Рис. 12.7 – Схема поверхневої, каскадної і зневоднювальної адгезійної сепарації.

Для очищення вод, які містять масло і нафту, широко розповсюджені адгезійна і напірна флотації. Схеми адгезійної сепарації наведені на рис. 12.7 і 12.8. В основі адгезійної сепарації лежить принцип створення завдяки силам адгезії комплексу твердої або іншої речовини з повітряною бульбашкою. Повітряні бульбашки, тверді речовини і речовини, що до них прилипли виносяться на межу «повітря – вода» потоками рідини (пульпи).

Переваги адгезійного очищення стічних вод такі: високий ступінь самовирівнювання (процес самоналаштовується); необхідна невелика площа; разом з нафтою і маслами виводяться й тонкі шлами; вміст кисню збільшується до вмісту у звичайній воді; застосування коагулянтів не потрібне.

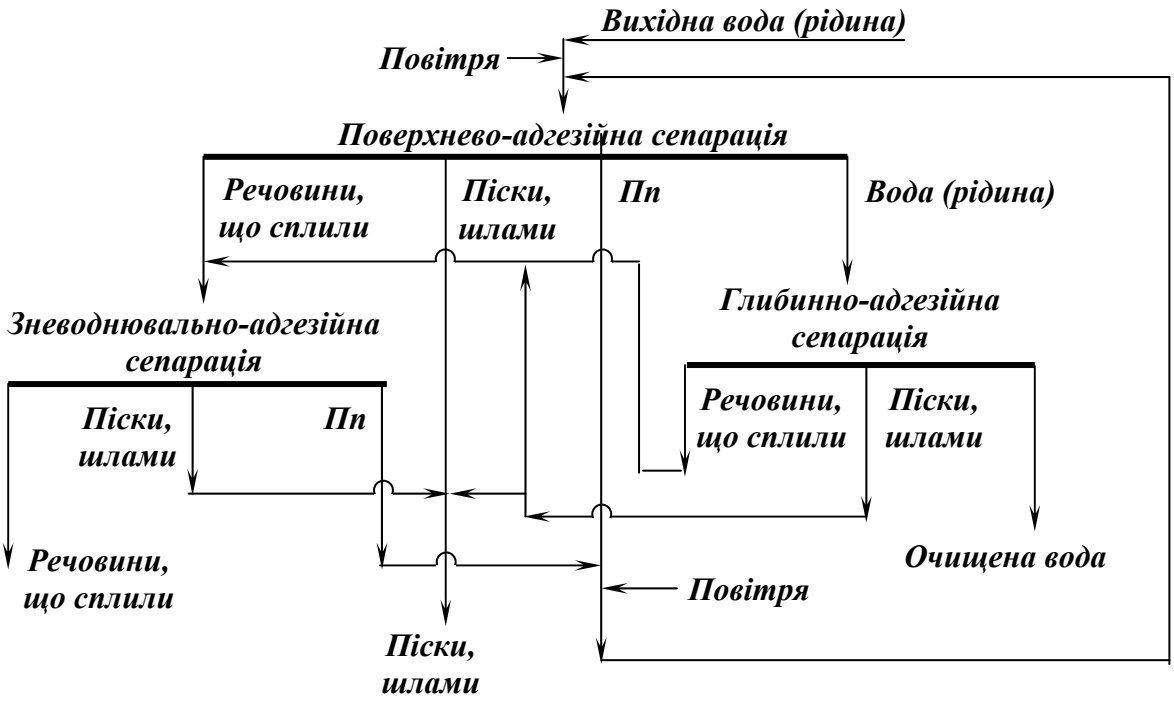


Рис. 12.8 – Схема поверхневої, глибинної і зневоднювальної адгезійної сепарації.

12.3.8. Біохімічне очищення стічних вод

Біологічні методи очищення стічних вод основані на використанні мікроорганізмів, які окиснюють органічні речовини, що присутні у стічних водах у колоїдному і розчиненому стані. Мікроорганізми руйнують молекули різних сполук і використовують їх для свого живлення, розмноження і збільшення біологічної маси – активного мулу і біоплівки. Для нормальної життєдіяльності мікроорганізмам потрібні різні хімічні елементи, які вони засвоюють з стічних вод. Відсутні елементи – азот, фосфор, калій – штучно вводять у воду, яку очищують [3, 14, 17]. Біохімічні методи звичайно застосовують для остаточного очищення стічних вод після використання фізико-хімічних методів обробки, за допомогою яких видаляють речовини, що не піддаються біологічному очищенню, або знижують концентрацію цих речовин. Сьогодні широко застосовують сумісне очищення побутових і промислових стічних вод, тому що у побутових стоках містяться розчинені речовини, які найбільш легко засвоюються мікроорганізмами.

Процес біохімічного очищення стічних вод здійснюється у пристроях різного типу: аеротенках, біофільтрах, полях зрошення, полях фільтрування і біологічних ставках. Біохімічне очищення стічних вод в штучно створених умовах здійснюється в аеротенках і біофільтрах.

Аеротенки – це залізобетонні резервуари різної форми, що складаються з декількох секцій, по яких рухаються стічні води. Аерація стічних вод у аеротенках може бути здійснена механічними і пневматичними ме-

тодами. Чим дрібніше дисперговане повітря, тим більше поверхня контакту повітряних бульбашок з водою, тобто тим повніше насичуються стічні води киснем, який є необхідним для життєдіяльності мікроорганізмів. Іноді застосовують поверхневу аерацію стічних вод, яка полягає у поверхневому розбризкуванні води, що відкачується з нижньої частини аеротенка. При пневматичній аерації часто замість повітря вводять кисень. Застосування кисню, з одного боку, здорожує процес біохімічного очищення стічних вод, а з другого – значно інтенсифікує його, тому що майже у два рази збільшується концентрація активного мулу і зменшується час необхідний для розкладення різних речовин мікроорганізмами.

За схемою повного біологічного очищення (рис. 12.9) стічна вода надходить в усереднювач ***1*** з решіткою для механічного очищення води від крупних частинок і різних сторонніх предметів. З усереднювача вода подається у пісколовку ***2***, яка являє собою циліндроконічний резервуар з тангенціальним вводом води. У пісколовці осаджується зерниста фракція – пісок. Злив пісколовки надходить у первинний відстійник ***3***, у якому осаджується тонкозерниста фракція завислих частинок. Злив первинних відстійників разом із зворотним мулом подається у аеротенки 4, де за допомогою мікроорганізмів розкладаються різні органічні і мінеральні речовини. В аеротенках стічні води аерують стисненим повітрям.

З аеротенка стічну воду разом з активним мулом направляють на відстоювання у вторинний відстійник ***5*** для уловлювання активного мулу. Злив вторинного відстійника надходить у контактний резервуар ***6***, у який подають також рідкий хлор для знезаражування стічних вод. Тривалість контактування стічних вод з рідким хлором 15 – 20 хв. Після контактування з хлором стічні води відстоюють у чані *7*, а потім подають у буферні ставки, де очищена вода повинна перебувати не менше 3 діб. Мул з вторинного відстійника відпомповують насосами станції ***8*** у мулонакопичувач ***9***. Частину мулу – зворот – подають у аеротенк. Ущільнений мул і осад первинного відстійника подають у метантенк ***10*** – герметично закритий резервуар для бродіння осаду без доступу кисню. Осад у метантенку інтенсивно перемішується пропелерною мішалкою. Інтенсивність бродіння осаду підвищується при температурі 50 – 55^{o}С, тому у метантенк з котельної ***12*** подають пару. При бродінні 1 т осаду утворюється 10 м^{3} газу. Газ, що виділяється в результаті бродіння, містить 70 – 75 % метану і 20 – 25 % вуглекислого газу і спалюється у котельній. З метантенку осад подають на муловий майданчик ***11*** з штучною або природною дренуючою основою.

Дренажна вода мулового майданчика перекачується у первинний відстійник. На муловому майданчику осад зневоднюється до вмісту твердого 75 – 80 %. Після цього його можна використовувати як добриво. Іноді осад метантенків зневоднюється у фільтр-пресах і у термічних сушарках.

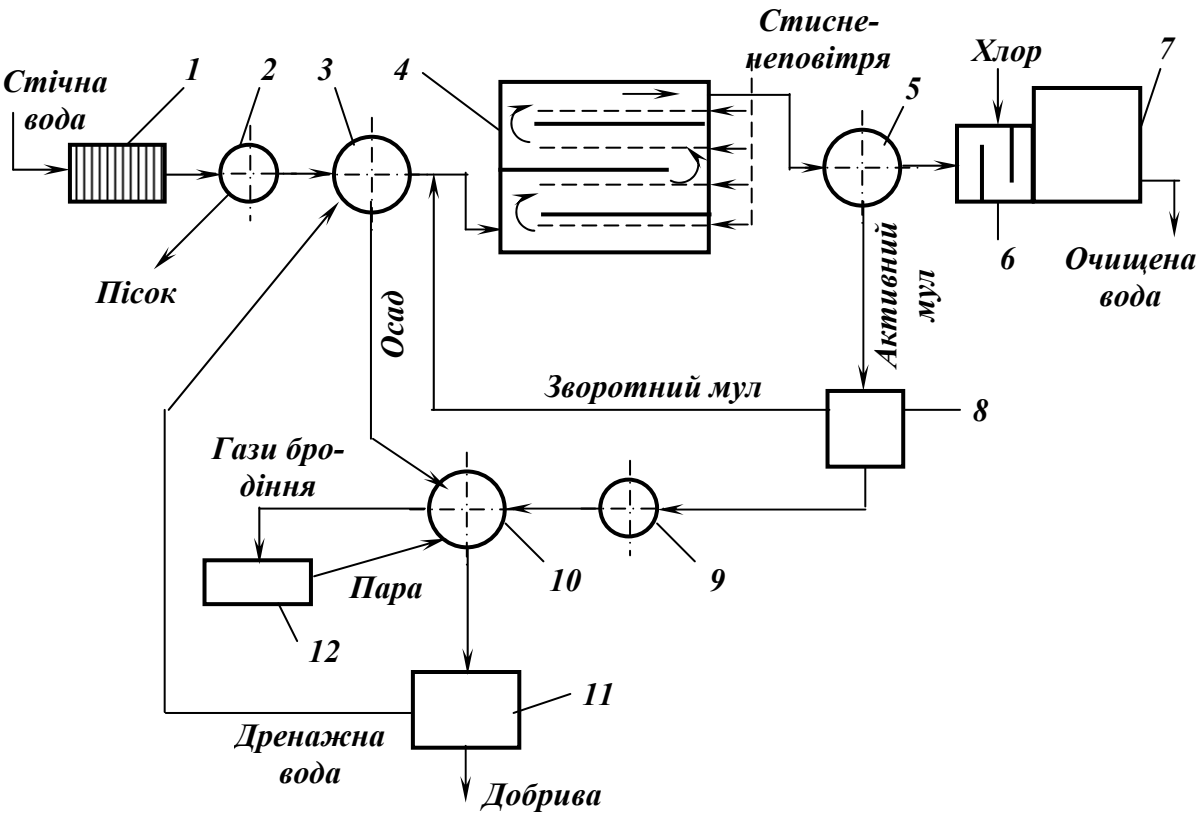


Рис. 12.9 – Схема повного біохімічного очищення стічних вод.
1 – усереднювач; 2 – пісколовка; 3 – первинний відстійник; 4 – аеротенк; 5 – вторинний відстійник; 6 – контактний резервуар; 7 – чан; 8 – насосна станція; 9 – мулоущільнювач; 10 – метантенк; 11 – муловий майданчик; 12 – котельна.

В *біофільтрах* окиснення забрудненої стічної води здійснюється при її фільтруванні через наповнювач фільтра, на поверхні якого ростуть і розвиваються організми біоплівки. Біофільтри являють собою бетонні, залізобетонні або цегляні споруди циліндричної форми. Біофільтр заповнюють фільтруючим матеріалом, який складається з грудок розміром 40 – 60 мм. Матеріал повинен бути шорсткуватим для кращого утримання біоплівки. Стічна вода у біофільтрі створює умови для розвитку мікроорганізмів, які прикріплюються до фільтруючого матеріалу. При фільтруванні стічних вод через наповнювач фільтру різні сполуки розкладаються біоплівкою. Очищені води концентруються на непроникному для води днищі фільтру, звідки відводяться дренажними трубами.

Біофільтри підрозділяють на високонавантажені і слабонавантажені або крапельні. Висота високонавантаженого фільтра складає 2 – 4 м, а крапельного менше 2 м. У високонавантажених фільтрах застосовують штучну вентиляцію стічних вод. Продуктивність високонавантажених і крапельних біофільтрів по очищеній воді складає відповідно 10 – 30 і 0,5 – 3 $м^3/доб \cdot м^2$. Оптимальні умови роботи біофільтрів такі: *pH* стічних вод 7 – 8; температура 18 – 25°С; концентрація у стічних водах калію, азоту, фосфору і завислих речовин не більше 100 мг/л.

Біологічне очищення стічних вод в умовах приближених до природних здійснюється на полях зрошення і фільтруванні і у біологічних ставках.

Поля зрошення – спеціально підготовлені земельні ділянки, які зрошуються стічними водами при одночасному вирощуванні сільськогосподарських культур (овочевих і ягідних). Поля зрошення іноді використовують для фільтрування стічних вод. У цьому випадку вони називаються *полями фільтрації*. Поля зрошення і фільтрування використовують для очищення стічних вод рідко. Звичайно для остаточного очищення і відстоювання води направляють у *біологічні ставки*.

12.4. Рекультивація земель, зайнятих відходами збагачення

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. Найпростішою є схема зі згущенням відходів флотації до вмісту твердого 700 – 800 кг/м^3, після чого вони змішуються з породою гравітаційного відділення в співвідношенні 1:4 (по масі). 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 рекультивації [3, 14, 17]. Різновидом розглянутої технології є схема, за якою 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 та складування їх разом з відходами гравітаційного відділення.

Маса відходів збагачення, що знаходяться у відвалах, становить десятки мільйонів тонн. Відвали минулих років, які звичайно розташовані поблизу або всередині населених пунктів, є джерелами пило- і газоутворення, а також займають значні площі, що можуть бути використані під забудову.

Матеріал відвалів може бути сировиною для добування деяких металів, в тому числі й рідкісних.

Можливі такі технологічні рішення по приведенню площ, зайнятих відвалами, у первісний стан або під забудову: – розробка відвалів з вивозом породи для використання її як закладний матеріал або для заповнення вільних ємностей у кар'єрах; – гасіння відвальних мас і перетворення териконів у плоскі відвали, озеленення і використання їх як вільних територій, позбавлених зон шкідливого впливу; – планування породної маси на вільній площі або в межах відвалу; – осушення, нанесення родючого ґрунтового шару й озеленення територій, зайнятих басейнами-сховищами.

При цьому необхідно попутно здійснювати радіаційний контроль відвалів, а також контроль інших еманацій, які притаманні тим чи іншим гірським породам, залежно від їх складу.

СПИСОК РЕКОМЕНДОВАНОЇ ЛІТЕРАТУРИ

1. Абрамов А.А. Технология обогащения руд цветных металлов. - Москва: Недра, 1983.- 359 с.
2. Андреев С.Е., Перов В.О., Зверевич В.В. Дробление, измельчение и грохочение полезных ископаемых. 3-е изд., перераб. и доп. - М.: Недра, 1980.- 415 с.
3. Білецький В.С., Смирнов В.А. Переробка і якість корисних копалин. – Донецьк: Навч. посібн. Східний видавничий дім, 2005. – 324 с.
4. Бутовецкий В.С. Охрана природы при обогащении углей: Справ. пособ. - Москва: Недра, 1991. – 231 с.: ил.
5. Гірничий енциклопедичний словник. – Донецьк: Східний видавничий дім, 2001. – Т. 1.– 514 с.
6. Гірничий енциклопедичний словник. – Донецьк: Східний видавничий дім, 2002. – Т. 2.– 632 с.
7. Глембоцкий В.А., Классен В.И. Флотационные методы обогащения. – 2-е изд., перераб. и доп. – Москва: Недра, 1981.– 304 с.
8. Кармазин В.И. Обогащение руд черных металлов: Учеб. для вузов. - М.: Недра, 1982.- 216 с.
9. Классен В.И. Обогащение руд . – Москва: Недра, 1979. – 240 с.
10. Оборудование для обогащения угля: Справ. пособие / Под ред. Б.Ф. Братченко. – М.: Недра, 1979. – 335 с.
11. Полькин С.И., Адамов Э.В. Обогащение руд цветных металлов: Учеб. для вузов. - М.: Недра, 1983.- 400 с.
12. Разумов К.А., Перов В.В. Проектирование обогатительных фабрик: Учеб. для вузов. – 4-е изд., перераб. и доп. – Москва: Недра, 1982.– 518 с.
13. Смирнов В.О., Білецький В.С. Проектування збагачувальних фабрик (видання друге). – Донецьк: Східний видавничий дім, 2008. – 296 с.
14. Смирнов В.О., Сергєєв П.В., Білецький В.С. Технологія збагачення вугілля – Донецьк: Навч. посібн. Східний видавничий дім, 2011. – 476 с.
15. Смирнов В.О., Білецький В.С., Гравітаційні процеси збагачення корисних копалин. – Донецьк: Східний видавничий дім, 2005. – 300 с.
16. Смирнов В.О., Бредихін В.Н., Маняк М.О. та ін. Металургія кольорових металів. Частина 2. Збагачення руд кольорових металів. Підручник / Під ред. д.т.н., проф. Червоного І.Ф. – Запоріжжя: Видавництво ЗДІА, 2008. – 322 с.
17. Смирнов В.О., Білецький В.С., Флотаційні методи збагачення корисних копалин. – Донецьк: Східний видавничий дім, 2010. – 492 с.
18. Справочник по обогащению руд: В 4 т./ Гл. ред. О.С. Богданов. - М.: Недра, 1984.
19. Справочник по обогащению руд черных металлов. - 2-е изд., перераб. и доп. под ред. С.Ф. Шинкоренко. - М.: Недра, 1980.- 527 с.
20. 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.
21. Шохин В.Н., Лопатин А.Г. Гравитационные методы обогащения: Учеб. для вузов. - М.: Недра, 1980.- 400 с.
22. Чуянов Г.Г. Обезвоживание, пылеулавливание и охрана окружающей среды: Учеб. для вузов. – Москва: Недра, 1987.– 260 с.
23. Якунин В.П., Агроскин А.А. Использование отходов обогащения. – Москва: Недра, 1978.– 167 с.
24. Білецький В.С., Смирнов В.О. Технологія збагачення корисних копалин. – Донецьк: Навч. посібн. Східний видавничий дів, 2004. – 272 с.

Наукове видання

Смирнов Валерій Олександрович
Білецький Володимир Стефанович
Шолда Роман Олександрович

Переробка корисних копалин

Коректор	О. Федоряченко
Редактор	Г. Тимофєєва
Обкладинка і верстка	І. Венгренюк

Підп. до друку 08.02.2013. Формат 60x84 1/16. Папір офісний.
Друк цифровий. Гарнітура Times. Ум. друк. арк. 30,2.
Обл. вид. арк. 34,8. Зам. 3-02082013. Наклад 300 пр.

Видавниче підприємство "Східний видавничий дім"
(Державне свідоцтво № ДК 697 від 30.11.2001)
83086, м. Донецьк, вул. Артема, 45
тел/факс (062) 338-06-97, 337-04-80
e-mail: svd@stels.net

УДК 622.7

С 50

Смирнов В.О., Білецький В.С., Шолда Р.О. Переробка корисних копалин: [Монографія] – Донецьк: Східний видавничий дім, 2013. – 600 с.

ISBN 978-966-317-163-0

Викладені основні відомості щодо технології і процесів переробки й збагачення корисних копалин. Розглянуті принципові конструкції технологічного обладнання і його принцип дії, технологічні схеми переробки і комплексного використання різноманітних корисних копалин.

Книга призначена для науковців у галузі збагачення корисних копалин, інженерно-технічного персоналу збагачувальних фабрик та студентів вищих навчальних закладів.

Табл. 18, іл. 303, бібл. 23.